

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

До захисту
[Підпис]
12.06.2023

на тему Технологія виплавки конструкційних вуглецевих сталей з використанням установки піч-ківш

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1360-с
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

С.С.Доронін

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2023

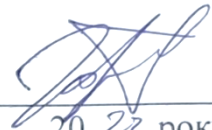
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
Освітня програма Металургія
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 29 » 12 20 22 року



З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Дороніну Сергію Сергійовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Технологія виплавки конструкційних вуглецевих сталей з використанням установки піч-ківш

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.

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

затверджені наказом ЗНУ від « 29 » грудня 2022 року №1893-с

2 Строк подання студентом роботи 16.06.2023

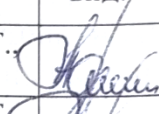
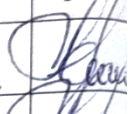
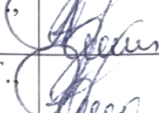
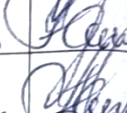
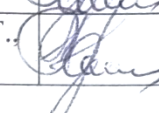
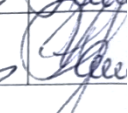
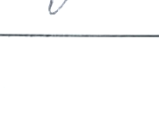

3 Вихідні дані до роботи Розробити технологію виплавки конструкційної легованої сталі з обробкою на установці піч-ківш

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

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
1 Загальна частина	Кириченко О.Г., доцент		
2 Конструкційна частина	Кириченко О.Г., доцент		
3 Технологічна частина	Кириченко О.Г., доцент		
4 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	12.06-18.06.2023	
2	1 Загальна частина	15.05-21.05.2023	
3	2 Конструкційна частина	22.05-28.05.2023	
4	3 Технологічна частина	29.05-04.06.2023	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	05.06-11.06.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-18.06.2023	

Студент _____



(підпис)

С.С.Доронін

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) _____



(підпис)

О.Г.Кириченко

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____



(підпис)

Ю.О.Белоконь

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 78 с., 19 табл., 5 рис., 22 джерела

**КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА, УСТАНОВКА
ПІЧ-КІВШ (УПК), ІНЕРТНИЙ ГАЗ, ЛЕГУВАННЯ, РАФІНУВАННЯ,
РОЗЛИВАННЯ**

Мета роботи – розробка технології виплавки сталі марки СтЗсп у кисневому конвертері із застосуванням установки піч-ківш.

В загальній частині представлений сутність та розвиток конвертерних процесів; загальний опис технології плавки в кисневому конвертері та розглянута позапічна обробка сталі на установці піч-ківш.

В конструкційній частині представлена конструкція установки піч-ківш.

В технологічній частині розглянуті завдання, які вирішуються на УПК; проведений розрахунок параметрів продування, розрахунок дорозкислення сталі на УПК; формування рафінувального шлаку; тепловий баланс обробки на УПК; розглянуті технологічні особливості обробки сталі на УПК та технологія розливання сталі Зсп; проведений розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки..

В розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проаналізовано основні проблеми охорони праці та техногенної безпеки в умовах проведення досліджень в умовах конвертерного цеху.

Запропонована технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в умовах сталеплавильних підприємств України.

ЗМІСТ

С.

Вступ	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	10
1.1 Сутність та розвиток конвертерних процесів	10
1.2 Загальний опис технології плавки у кисневому конвертері	13
1.3 Позапічна обробка сталі на установці піч-ківш (УПК).....	19
1.3.1 Особливості процесів позапічного рафінування	19
1.3.2 Застосування методів позапічної обробки сталі.....	21
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	23
2.1 Основні вузли установки	23
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	30
3.1 Завдання, які вирішуються на УПК	30
3.2 Розрахунок параметрів продування металу в ковші аргонном через пористі пробки	30
3.3 Розрахунок дорозкислення сталі марки 3сп на УКП	36
3.4 Формування рафінувального шлаку на УКП.....	41
3.5 Тепловий баланс УКП.....	43
3.6 Технологічні особливості обробки сталі марки 3сп на установці піч-ківш.....	44
3.7 Технологія розливання спокійної сталі у виливниці.....	51
3.8 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки з використанням скрапу	53
3.8.1 Розрахунок матеріального балансу	53
3.8.2 Розкислення сталі	59
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	62
4.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробництва	62
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів	63
4.3 Електроустаткування.....	66
4.4 Природне та штучне освітлення.....	67

4.5 Вентиляція	68
4.6 Побутові та допоміжні приміщення	69
4.7 Індивідуальні засоби захисту.....	70
4.8 Характеристика виробництва з вибухопожежної небезпеки	71
4.9 Засоби гасіння пожеж.....	73
ВИСНОВКИ	75
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	77

ВСТУП

Історія розвитку виробництва сталі характеризується постійною заміною одного методу виробництва іншим [1]. Такі заміни були відносно частими в останні 100-125 років розвитку. В даний час кисневі методи конверсії відіграють важливу роль у виробництві сталі масового виробництва.

Металургія має дві основні стадії розвитку, залежно від основної сировини і використовуваних технологічних методів: 1) одностадійне виробництво від залізної руди до сталі так званим методом сирого чавуну, коли сталь виробляється безпосередньо із залізної руди, і 2) двостадійне виробництво від чавуну до сталі шляхом його рафінування, тобто від залізної руди до сталі.

У розвитку виробництва чавуну шляхом переробки залізної руди, що являє собою найбільш значний технологічний прогрес, було три важливі етапи, і на кожному з них, як правило, використовувалося кілька методів виробництва чавуну.

Перший етап - перетворення чавуну на сталь, яка виробляється у вигляді корки (зварного заліза) у формі тіста.

Другий етап - перетворення чавуну на рідку сталь з додаванням або без додавання брухту, в періодичних (дискретних) агрегатах без кисневого дуття. Початок цього етапу пов'язаний з народженням Бесемерівського процесу. Подальші розробки призвели до розвитку методу плоскої печі, базового кисневого методу та електродугового методу. Перехід до виробництва сталі в рідкому стані призвів до різкого зростання інтенсифікації виробництва, підвищення продуктивності агрегатів і поліпшення якості сталі.

Третім етапом стало перетворення чавуну в рідку сталь в кисневих печах періодичної дії. Це сучасний етап виплавки сталі, який характеризується впровадженням і широким застосуванням кисневих методів конверсії (1952-1953 рр.), використанням кисню для покращення конвертерного/електродугового процесу, синтетичних шлаків або шлакових

сумішей, вакууму, інертних газів з дрібнодисперсним порошком або без нього, а також застосуванням кисневих печей. Широке застосування позапічної (ківшової) обробки рідкої сталі, а також методів переплаву в спеціальних умовах (електрошлакова, вакуумна, електронно-променева, плазмова печі) для підвищення якості сталі.

Застосування кисневих концентраторів дозволило досягти високої продуктивності обладнання. Річна виробнича потужність великих киснево-конвертерних печей становить 2,5-3 мільйони тонн, що майже вдесятеро перевищує виробничу потужність мартенівської печі такої ж потужності [2]. І це не межа. Інтенсифікація процесу з використанням кисню сприяла значному підвищенню продуктивності агрегату.

Таким чином, використання кисневого дуття як основного реагенту при рафінуванні окисленого чавуну і розробка нових агрегатів, пристосованих до ефективного використання цього згущувача, сприяли значному підвищенню продуктивності сталеплавильних агрегатів і створенню сприятливих умов для збільшення виробництва сталі.

У багатьох випадках операції з виплавки металу можуть бути легко виконані шляхом перенесення металу з печі або конвертера в допоміжну ємність (найчастіше ківш). Операції з переробки, які відбуваються за межами плавильного обладнання, відомі як позапічна обробка. Ці вдосконалені методи обробки створюють практичні умови для масового виробництва сталі з гарантовано низьким вмістом шкідливих домішок, а також дозволяють використовувати шихту нижчої чистоти (більш доступну і дешеву) і додаткові матеріали.

Швидке зниження вмісту шкідливих домішок у сталі призводить до поліпшення якості металу, зниження вмісту вуглецю в сплаві та підвищення продуктивності сталеплавильного обладнання. Однак використання позапічної обробки, яка вимагає встановлення спеціального, іноді складного і дорогого обладнання, вимагає значних капітальних і операційних витрат. При визначенні необхідності позапічної обробки і виборі способу її проведення

слід проаналізувати переваги, які дає позапічна обробка, з урахуванням зміни продуктивності на всіх етапах виробництва і терміну служби готової сталі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Сутність та розвиток конвертерних процесів

Суть класичного конвертерного процесу виплавки сталі практично однакова для всіх них: окислювальне рафінування металів з використанням газоподібних окислювачів як основного агента, нагрівання металів без підведення зовнішнього тепла за рахунок фізичного тепла і екзотермії рідкого чавуну, розкислення і легування металів у ковші. Окислювальне рафінування з використанням газоподібних окислювачів не потребує зовнішнього підведення тепла, а це означає, що конструкція конвертера надзвичайно проста і можна досягти високих ступенів рафінування, що призводить до високої одиничної продуктивності. Це головна перевага всіх конвертерних процесів.

Першим конвертерним процесом, що мав важливе значення в історії сталеплавильного виробництва, був бессемерівський процес, розроблений Г. Бессемером у 1856 році. Процес здійснювався в конвертерах з кислотною футеровкою, повітря подавалося знизу через вогнетривкі багатосоплові хвостовики. Кислотна футеровка запобігала дефосфоризації та десульфурзації металу, тому бессемерівський процес міг переробляти лише чавун з низьким вмістом фосфору та сірки (не більше, ніж у готовій сталі). Оскільки для нагрівання баластного азоту потрібна велика кількість тепла (близько 20% від загального споживання процесу), вдування повітря погіршувало тепловий баланс процесу плавки і робило переробку брухту практично неможливою. Це також знижувало якість сталі через неминуче поглинання азоту, що вдувається, металом.

Потреба в особливо високоякісній сировині (чавуні) і виробництво сталі з високим вмістом фосфору, сірки та азоту були основними недоліками бессемерівського процесу, який наприкінці 19 століття був основним способом виплавки сталі в усьому світі, але зараз не має практичного значення.

Другим конвертерним процесом, що має історичне значення, є процес Томаса, запроваджений Д. Томасом у 1878 році, який перетворює

високофосфорний чавун на сталь і виробляє фосфатний шлак для використання в якості добрива. Процес Томаса здійснювався в конвертерній печі з основною футеровкою з прожареного доломіту і нижньою подачею повітря. Під час процесу окислення і рафінування основна футеровка сприяла утворенню вапняно-залізного шлаку, що призвело до високого ступеня дефосфоризації і значної десульфурації металів. Однак для того, щоб процес міг здійснюватися без зовнішнього підведення тепла і утворювати фосфатний шлак, вміст фосфору в чавуні повинен бути не менше 1,5-1,6%, а концентрація фосфору в чавуні не повинна перевищувати 2,0-2,2%, щоб отримати більш прийнятний вміст фосфору в готовій сталі. Таку вимогу до складу чавуну можна задовольнити лише шляхом виплавки з руди кількох родовищ. Крім того, порівняно з бесемерівськими сталями, сталі Томаса неминуче мають вищий вміст фосфору та азоту, а необхідність завершити процес з низьким вмістом вуглецю - 0,05% - призвела до надзвичайно високого вмісту кисню і низької якості. З цієї причини метод Томаса ніколи не займав домінуючої позиції у світовому виробництві сталі.

З одного боку, світові виробники сталі поступово відмовлялися від бесемерівського і томасівського способів через їхні серйозні недоліки (особливі вимоги до чавуну, низька якість сталі, неможливість переробки великої кількості брухту), а з іншого - шукали шляхи усунення цих недоліків і використання головної переваги конвертерного способу - високої продуктивності шукали шляхи, як це зробити. Ці пошуки в основному були спрямовані на реалізацію ідеї заміни дуття повітря на кисень в основній кисневій печі з футеровкою. Теоретично було ясно, що така заміна дозволить: 1) радикально поліпшити тепловий баланс за рахунок усунення баластного азоту, а значить, отримати можливість переробляти великі кількості брухту, а значить, практично будь-який доступний чавун; 2) знизити тепловий баланс за рахунок усунення баластного азоту, а значить, отримати можливість переробляти великі кількості брухту і практично будь-який доступний чавун;

На перших етапах досліджень робилися спроби подачі кисню знизу, як в конвертерах Бессемера і Томаса. Однак високі температури (2000°C) в зоні взаємодії технічно чистого кисню без баластного азоту з рідким металом призводили до дуже швидкого зносу нижньої футеровки. Тому були розроблені металеві лопатеві посудини з водяним охолодженням, які вставлялися вертикально з висоти, що дозволило промислово освоїти кисневе дуття в корпусі доменної печі.

Індустріалізація доменного процесу з верхнім вдуванням кисню повністю підтвердила очікувані результати. Конвертер може переробляти як переробний чавун з вмістом $P < 0,3\%$, так і високофосфорний чавун з вмістом брукхту до 25% , і може виробляти сталь такої ж якості, як і переробний чавун. Різноманітні методи обробки сталі в ковші (не в агрегаті) дозволяють виробляти високоякісну сталь в киснево-конвертерних печах. Оскільки продуктивність доменних печей у багато разів вища, ніж у плоских або електричних печей, методи кисневого конвертування інтенсивно розвивалися в 1960-х і на початку 1970-х років.

В даний час якість і умови видобутку основної природної сировини для виробництва чавуну (залізної руди, коксівного вугілля) стрімко погіршуються, що тягне за собою значне зростання загальної ресурсоемності доменної плавки (витрати всіх видів ресурсів на підготовку сировини і власне виплавку), неминуче призводить до збільшення собівартості чавуну, що вимагає дуже високих витрат чавуну В умовах надмірного збільшення частки конвертерних процесів у виробництві сталі неминуче призводить до зростання ресурсоемності в собівартості продукції чорної металургії, тобто Зниження ефективності галузі. Оскільки основною продукцією чорної металургії є сталевий прокат, найважливіший конструкційний матеріал, зниження ефективності цієї галузі спричиняє зниження ефективності суспільного виробництва в цілому.

Нещодавно популяризована ідея про те, що майбутнє сталеплавильного виробництва - за кисневим процесом, перебільшує важливість цього процесу.

Наразі пріоритетним завданням є максимально ефективно використання наявного обладнання. Дослідження показали, що існує кілька типів процесів кисневого конвертування, в тому числі нижнє дуття, комбіноване (нижнє і верхнє) дуття і вдування порошкоподібного вапна в металеву ванну. Також були розроблені варіації методів підвищення вмісту брухту в шихті (наприклад, попереднє нагрівання брухту, завантаження твердого палива в конвертер і т.д.).

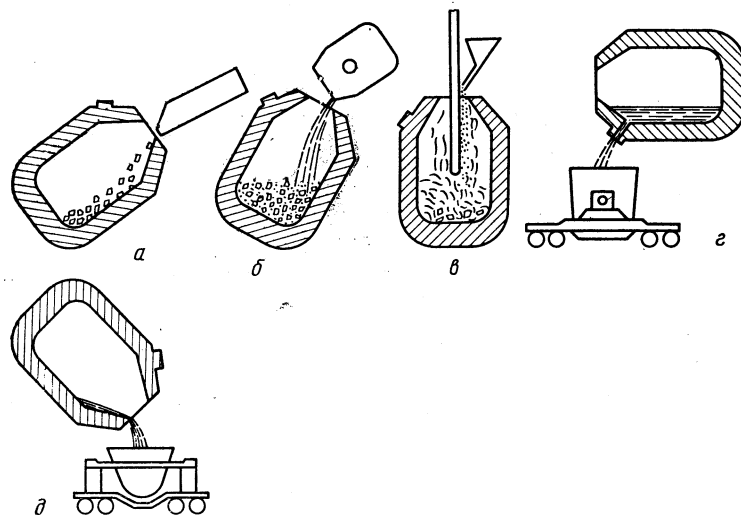
1.2 Загальний опис технології плавки у кисневому конвертері

Найпростіший і найпоширеніший варіант конвертерного процесу - одношлакова (моношлакова) плавка. Це можливо, коли вміст фосфору в чавуні трохи вище 0,3%, тобто при переробці низькофосфорних чавунів. У цьому випадку технологічний цикл зазвичай складається з декількох операцій, час яких наведено нижче в хвиликах:

Завалка брухту	3-4
Заливка чавуну	3-4
Продувка	10-25
Взяття проби, очікування аналізу	3-4
Злив (випуск) металу	5-10
Злив шлаку	1-2
Гарячі простой	0-5
Загальна тривалість циклу (плавки)	25-50

Тривалість окремих операцій і циклів плавки зазвичай залежить від потужності конвертера. Це пов'язано з тим, що виплавка відбувається без підведення тепла ззовні. Зі збільшенням місткості конвертера використовується більш досконале обладнання для скорочення часу, необхідного для таких операцій, як завантаження скрапу і розливання чавуну, а також збільшується інтенсивність дуття, тому продуктивність конвертера зазвичай зростає майже настільки ж, наскільки збільшується його місткість.

Робоче положення конвертера під час основних операцій показано на рис. 1.1. Перед кожною плавкою проводиться підготовка шихти (планування), тобто визначення оптимальної для даних умов кількості чавуну, скрапу, шлакового матеріалу і кисню (витрати), щоб після продувки отримати метал заданої маси, температури, концентрації вуглецю, фосфору і сірки забезпечити отримання в процесі продувки металів із заданою вагою, температурою, концентрацією вуглецю, фосфору і сірки. Зазвичай ці витрати визначаються за допомогою комп'ютерних розрахунків. За відсутності комп'ютера витрати беруть з історичних даних про плавки або визначають шляхом простих розрахунків за допомогою таблиць або номограм, підготовлених відповідно до практики окремих компаній.



а-завалка брухту; б-заливання чавуну; в-продування ванни та подача сипких;
г-випуск металу; д-слив шлаку

Рисунок 1.1 - Робоче положення конвертера під час виконання різних операцій

Завантаження брухту. Об'єм ковша і вантажопідйомність крана враховуються таким чином, щоб весь брухт завантажувався в один ківш, тобто завантаження виконується за один прийом. Якщо брухт завантажується в кілька ковшів, завантаження і плавка в цілому займає більше часу, що знижує продуктивність конвертера. Це особливо актуально при переробці дрібного

(легкого) необробленого брухту. При одночасному споживанні декількох видів брухту спочатку слід завантажувати легкий брухт, потім пакети, а потім важкий, щоб уникнути значного пошкодження футеровки. Рівномірний розподіл брухту на днище досягається шляхом нахилу конвертера в бік, протилежний завантаженню.

Після завантаження брухту можна завантажити частину вапна (20-25%). Якщо необхідно модифікувати днище конвертера, частину вапна можна завантажити у відвал брухту. Для цього посудину доменної печі ставлять вертикально, а сипучий матеріал подають зверху за допомогою спеціальної автоматизованої системи.

Чавун заливається відразу в необхідній кількості з відомим хімічним складом і температурою за допомогою чавуновозного ковша відповідної місткості.

Продування - основна технологічна операція конвертерного процесу, покликана забезпечити окислювальне рафінування і нагрівання металу. Для цього конвертер встановлюють вертикально і починають процес продування, опускаючи лопаті. Сипучі матеріали, такі як вапно, плавиковий шпат, боксити, залізна руда або складні попередньо підготовлені шлакові матеріали, зазвичай подаються в першій половині процесу продувки. Ці матеріали вводять порціями по 1% або менше від маси металу, щоб уникнути переохолодження ванни і порушення нормального перебігу плавки. Закінчення продувки визначається за кількістю спожитого кисню в блоках ручного управління і за прямим або непрямим вимірюванням вмісту вуглецю і температури металу в автоматичних блоках управління в поєднанні з кількістю спожитого кисню, зазвичай шляхом обробки цих даних за допомогою комп'ютера.

Тривалість продувки зазвичай становить від 10 до 20 хвилин і залежить від питомої інтенсивності продувки (в сучасних умовах коливається від 2,5 до 5 м³/(т/хв)) і питомої витрати кисню на процес (зазвичай 45-55 м³/т). Особливістю розпилення рідкого металу киснем зверху є неминуча можливість інтенсивного випаровування заліза і його оксидів (димлення),

дрібних крапель металу і шлаку з відхідних газів, винесення дрібних частинок сипучого матеріалу і викидів металу і шлаку (виливання з горловини). Ці явища мають негативні наслідки, оскільки призводять до зниження виходу придатного металу, а інтенсивні димові викиди роблять необхідним обов'язкове очищення відхідних газів. Очищення конвертерних газів є складним завданням. По-перше, вміст пилу в газах дуже високий, зазвичай 50-100 г/м³, тоді як санітарні норми допускають лише до 80-100 мг/м³. По-друге, частина пилу, що відповідає конденсату оксиду заліза (дим), має дуже малий розмір частинок (від 0,05 до 1 мікрона), який дуже важко вловлювати. Для забезпечення більш стабільної подачі кисню кожна конвертерна ванна зазвичай обладнана двома вентиляційними отворами, одним робочим і одним резервним.

Відбір проб металу і шлаку для хімічного аналізу і вимірювання температури металу зазвичай проводиться при обертанні (нахилі) конвертера в горизонтальній площині після завершення продувки. Основна мета цієї операції - визначити вміст вуглецю і температуру металу. Для нормальної продувки ці параметри повинні знаходитися в заданих межах, встановлених з урахуванням марки сталі і способу розливання. Для досягнення заданого вмісту вуглецю і температури ці параметри необхідно контролювати в процесі продувки за допомогою спеціального обладнання (датчиків). За відсутності такого пристрою продування може бути припинено, якщо значення одного або обох цих параметрів не відповідають заданим значенням. У цьому випадку слід вжити заходів щодо корекції певних параметрів з урахуванням характеру відхилення від стандарту (табл. 1.1).

Як видно з таблиці 1.1, основними заходами, що вживаються для усунення аномалій, виявлених після першого скидання ковша, є додавання ковша, науглецювання ковша і охолодження ковша або промковша. Додавання в ківш є відхиленням від нормальної технології, оскільки призводить до зниження якості сталі, збільшення тривалості процесу виплавки

і кількості ресурсів. Використання феромарганцю є неприпустимим, тим більше, що це дорогий і дефіцитний матеріал.

Таблиця 1.1 - Можливі варіанти характеру відхилення основних параметрів плавки від нормальних їх значень при першому поваленні конвертера та звичайні заходи, що вживаються для їх усунення

Характер відхилення величини		Вживані заходи
[С]	Температура	
Норма	перевищує	Охолодження в конвертері чи ковші
Норма	бракує	Додування з нагріванням і науглецюванням у ковші
перевищує	норма	Додування без зміни температури ванни
бракує	норма	Науглецювання в ковші
перевищує	бракує	Додування з нагріванням
перевищує	перевищує	Додування з охолодженням
бракує	бракує	Додування з присадкою в конвертер чавуну або феромарганцю. Можливе і науглецювання в ковші
недолік	перевищує	Охолодження в конвертері або ковші та науглецювання в ковші

Погіршення якості сталі при змішуванні чавуну в основному пов'язано з підвищеним вмістом азоту в металі в результаті великої кількості повітря (азоту), що потрапляє в конвертер під час продувки. Крім того, при виробництві низьковуглецевої сталі концентрація кисню в металі може значно зростати під час повторного кипіння. Навуглецювання металу в ковші відбувається під час випуску розплавленої сталі, але допускається до 0,05%. Для цього зазвичай використовують дрібнодисперсний кокс або антрацит у мішках. Більш високий рівень науглецювання допускається лише при виробництві певних марок сталі для некритичних застосувань. Перегрітий метал може охолоджуватися в конвертері або ковші. Охолодження металу в ковші є найбільш ефективним, оскільки, по-перше, дозволяє більш точно контролювати температуру металу перед розливанням, що дуже важливо при розливанні в МБЛЗ, а по-друге, виключає зайві операції в конвертерній печі.

Охолодження металу в ковші зазвичай досягається шляхом занурення великих шматків металу (слябів) в рідку сталь на деякий час і продування їх інертним газом (аргоном); в конвертерах охолодження металу зазвичай досягається шляхом додавання чистого брухту або чавуну. Додавання залізородного матеріалу (твердого окислювача) для цієї мети не рекомендується, оскільки він не прискорює окислення металу. Після регулювання конвертера знову відбирають зразки металу і шлаку і вимірюють температуру. Це призведе до подальшого подовження процесу плавки (зниження продуктивності конвертера). Нормальна продувка, яка забезпечує досягнення заданого вмісту вуглецю і температури металу з першої шихти кожної плавки, є одним з ключових факторів підвищення ефективності конвертерного процесу. Це стає можливим завдяки використанню автоматичної системи управління, яка проводить принаймні одне вимірювання заданих параметрів плавки за допомогою спеціального датчика безпосередньо перед закінченням продувки,

Метал зливається (випускається) в сталерозливний ківш через спеціальний сталевипускний отвір. Якщо злив металу необхідно поєднувати з розкисленням сплавів (додаванням в ківш твердого або рідкого феросплаву і алюмінію), тривалість цієї операції повинна бути достатньою для забезпечення повного розплавлення і рівномірного розподілу присадок в об'ємі металу. Це залежить від продуктивності конвертера, але не повинна бути менше 5 хвилин. Цей час можна скоротити на кілька хвилин, якщо продути метал аргоном під час або після розвантаження. Невелика кількість шлаку зазвичай випускається на поверхню металу в ковші, щоб зменшити охолодження під час розливання.

Більша частина шлаку вивантажується з горловини конвертера в шлакову чашу, яка повернута в інший бік від виходу металу.

Огляд і підготовка конвертера до наступної плавки обмежується оглядом і ремонтом футерівки та усуненням пошкоджень. Звичайними пошкодженнями є неминучий знос футеровки (більш-менш рівномірний злам)

і утворення накипу, в основному на горловині. Неминучий знос футеровки усувається за допомогою торкретування, тобто магнієвого порошку з добавками смоли, який проектується спеціальною машиною. Торкрет наноситься не після кожної плавки, а після п'яти-десяти плавок, залежно від стану футеровки. На початку кампанії торкретування взагалі не проводиться.

Торкретування може збільшити кількість плавок, що виконуються протягом кампанії, в кілька разів (від заміни футеровки до заміни футеровки). Наприклад, 400-500 плавок за кампанію вважається хорошою продуктивністю при роботі без торкретування, але торкретування може збільшити цей показник до 1000 плавок, покращуючи техніко-економічні показники конвертерного виробництва. Технології обробки високофосфорних, ванадієвих та інших спеціальних чавунів складніші, ніж описані вище. У будь-якому варіанті киснево-конвертерного методу взаємодія між струменем кисню і рідкою ванною (металом і шлаком) є основним фактором, що визначає успіх або неуспіх процесу плавки, незалежно від складу оброблюваного чавуну і способу подачі кисню в ванну.

1.3 Позапічна обробка сталі на установці піч-ківш (УПК)

1.3.1 Особливості процесів позапічного рафінування

Зі збільшенням потужності дугових печей і питомої потужності трансформаторів процес рафінування в сталеплавильному обладнанні, особливо з відновлювальним періодом, проводити недоцільно. Рафінування сталі в сучасних великих дугових печах ускладнене через низьку питому поверхню ванни, повільний і поганий розвиток процесів між металом і шлаком, складність зміни шлаку і низьке використання потужності у відновлювальний період плавки. Це призводить до зниження продуктивності, збільшення витрат розкислювачів і легуючих добавок, погіршення техніко-економічних показників і зниження якості сталі.

Позапічне рафінування рідкої сталі з використанням вакууму, кисню, інертного газу, металевих порошоків, сплавів, з'єднань і синтетичних шлаків

дозволяє одночасно досягти значного поліпшення техніко-економічних показників і якості сталі.

Позапічне рафінування характеризується використанням найбільш сприятливих фізичних і фізико-хімічних умов для видалення домішок з металу і отримання сталі необхідного складу. При позапічному рафінуванні, порівняно з умовами пічного процесу, спостерігається наступне [12]:

1. збільшується швидкість взаємодії металу зі шлаковою або газовою фазою в результаті значного збільшення поверхні контакту між цими фазами і механічного перемішування, що сприяє подрібненню сталі в менші об'єми з великою площею поверхні;

2. збільшується інтенсивність масопереносу всередині металу за рахунок постійної різниці концентрацій між центром об'єму і поверхнею розділу фаз і збільшення градієнта концентрації зі зменшенням об'єму;

3. термодинамічні умови видалення домішок покращуються за рахунок зміни складу газової фази або створення вакууму для обробки шлаку з оптимальними фізико-хімічними властивостями.

Позапічне рафінування може успішно вирішувати наступні завдання, в залежності від використовуваного методу:

1. зневуглицювання металів з дуже низькою концентрацією вуглецю ($<0,02\%$) шляхом вакуумної обробки і продувки киснем та інертними газами;

2. глибоке очищення металів від сірки шляхом обробки шлаком або введення в метал десульфуючих добавок;

3. розкислення для отримання сталі з низьким вмістом неметалевих включень контрольованої форми та розміру шляхом вакуумної обробки або обробки металевими чи іншими порошками;

4. вакуумування, видалення водню з металів;

5. вакуумування, введення розкислювачів або легуючих елементів зі слабкою окислювальною здатністю, які контактують з металом зі шлаку або газової фази, для контролю вмісту розкислювачів або легуючих елементів у вузькому діапазоні, для зменшення оксиду вуглецю і отримання металу із заданим складом;

б. вирівнювання складу і температури металу в ковші, регулювання температури продувкою інертним газом і додатковим підігрівом в ковші.

Рафінування ковша може здійснюватися різними способами, застосування яких дозволяє перетворити дугову піч в пристрій для плавки шихти і отримання напівфабрикатів, забезпечуючи максимальну продуктивність електродугової печі і створюючи оптимальні умови для безперервного виробництва високоякісної продукції.

Найбільшого поширення набули ковшові методи рафінування (так звана ковшова металургія).

1.3.2 Застосування методів позапічної обробки сталі

Позапічна обробка сталі покращує якість металу, знижує вміст вуглецю в сплаві та підвищує продуктивність сталеплавильного обладнання. Однак використання позапічної обробки, яка вимагає встановлення спеціалізованого, іноді складного і дорогого обладнання, вимагає значних капітальних інвестицій та операційних витрат. При визначенні необхідності позапічної обробки і виборі методу її реалізації слід проаналізувати переваги, які дає позапічна обробка, з урахуванням зміни продуктивності на всіх етапах виробництва і терміну служби готової сталі.

Ключовими критеріями для вибору методу позапічної обробки є вимоги до сталі та можливості кожного методу обробки (Таблиця 1.2).

Багато спеціальних сталей потребують позапічної обробки. Наприклад, виробництво сталей, призначених для виготовлення виробів, які працюють в зонах дуже низьких температур, вимагає забезпечення досить високої хладостійкості (стійкості при низьких температурах). Для цього часто застосовують глибоку десульфуррацію, при якій рідкі оксиди металів або їх сполуки вдуваються в метал в ковші, або обробку рідким синтетичним шлаком. Ці методи обробки покращують зварюваність сталі та зменшують появу тріщин у зварних конструкціях, спричинених сульфідними включеннями. Покращення зварюваності та пластичності металів особливо

важливо при виготовленні товстого листа і високоміцних сталей, що використовуються під великими навантаженнями.

Таблиця 1.2 – Основні можливості застосування методів позапічної обробки сталі

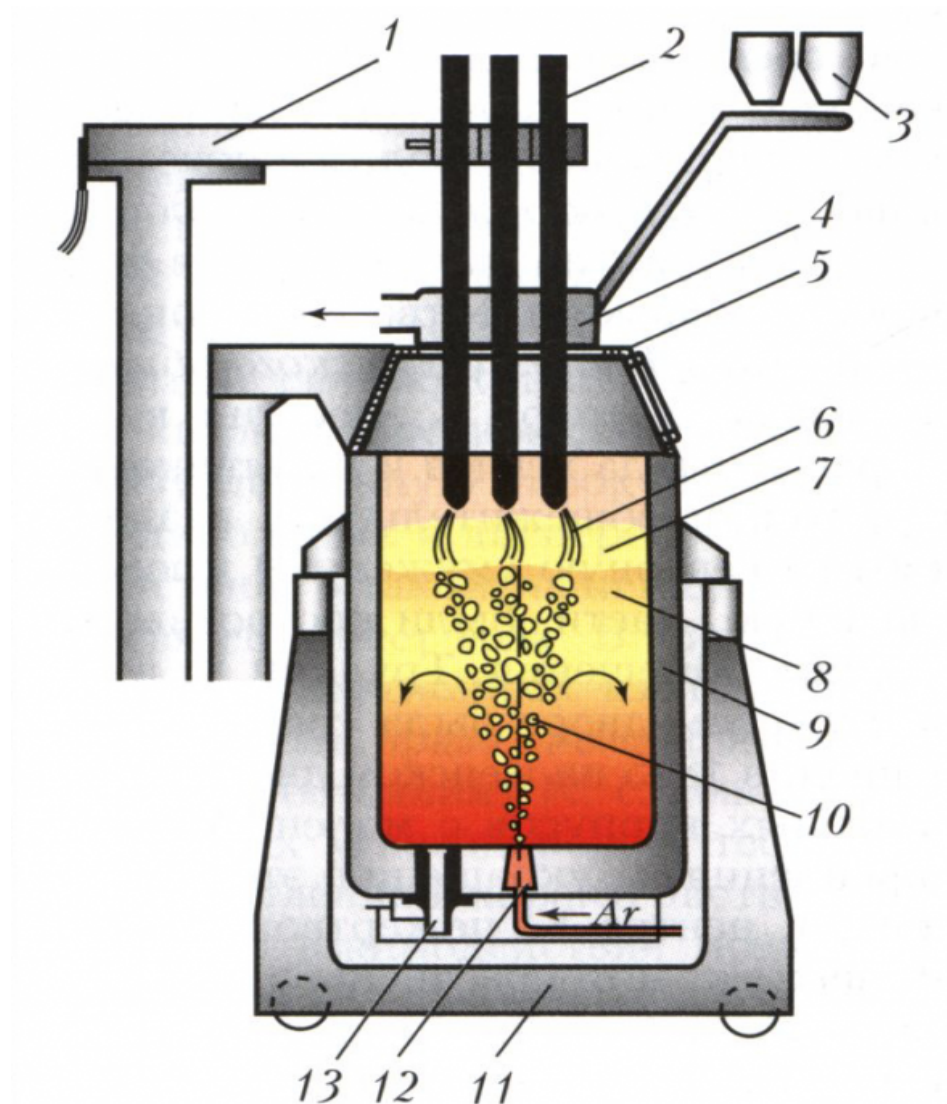
Цілі	Ефективні методи
Вуглецеве розкислення; одержання низького вмісту оксидних включень	Порційне та циркуляційне вакуумування. Вакуумування. Вакуумування в струмені, при випуску в ковші, процес АСЕА-СКФ
Глибоке зневуглецювання; отримання 0,03-0,01% С	Порційне та циркуляційне вакуумування, вакуумне зневуглецювання киснем.
Видалення водню Глибока десульфурація	Усі методи обробки вакуумом Продування порошками ЛЗМ та їх сполук, обробка рідким синтетичним шлаком у ковші, процес АСЕА-СКФ
Позапічне легування, низький чад легуючих та вузькі межі їх утримання у сталі	АСЕА-СКФ (необмежене введення легуючих) вакуумне зневуглецювання киснем, порційне та циркуляційне вакуумування
Набуття сприятливої форми неметалевих включень	Оброблення порошками ЛЗМ та їх сполук, порційне та циркуляційне вакуумування.
Усереднення складу та температури металу	Порційне та циркуляційне вакуумування, продування аргоном, процес АСЕА-СКФ
Контроль температури	Процес АСЕА-СКФ, вакуумне зневуглецювання киснем.

Найпоширенішим методом обробки сталі, що використовується на вітчизняних заводах, є піч-ківш (ПК).

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Основні вузли установки

До складу основного технологічного обладнання УКП (рис. 2.1) входить:



1 – струпопідвід; 2 – графітовані електроди; 3 – бункери для феросплавів; 4 – система видалення технологічних газів; 5 – водоохолоджуване склепіння; 6 – електричні дуги; 7 – рафінувальний шлак; 8 – рідкий метал; 9 – футерований ківш; 10 – газове продування; 11 – пристрій для транспортування ковша; 12 – продувальний пристрій; 13 – випускний отвір з шибєрним затвором

Рисунок 2.1 – Схема установки піч-ківш

- сталевоз зі стальковшем;
- водоохолоджуване склепіння-кришка з підйомно-несучою конструкцією;
- система нагріву металу зі стендом для нарощування електродів;
- системи продування металу інертним газом;
- система подачі шматкових матеріалів;
- система подачі порошкових матеріалів;
- трайбапарат;
- установка для механізованого відбору проб та виміру температури;
- система охолодження;
- гідравлічна система;
- пневматична система;
- система змазки.

Установка сталевозу зі стальковшем

Призначена для транспортування ковша з рідким металом від конвертерів на позицію обробки та вивезення сталі для передачі на МБЛЗ.

Основні елементи установки: сталевоз, пристрій підведення кабелю, встановлення аварійного переміщення сталевоза, комплекти ваговимірювального та електричного обладнання.

Сталевоз виконаний у вигляді зварної рами з двома парами коліс, що мають незалежний привід електродвигуна змінного струму.

Водоохолоджуване склепіння-кришка з підйомно-несучою конструкцією (рис. 2.2)

Призначене для ізоляції рідкого металу і шлаку від навколишнього повітря, створення над металом нейтральної атмосфери, уловлювання та відсмоктування газів, що виділяються при відпрацюванні, зменшення тепловтрат.

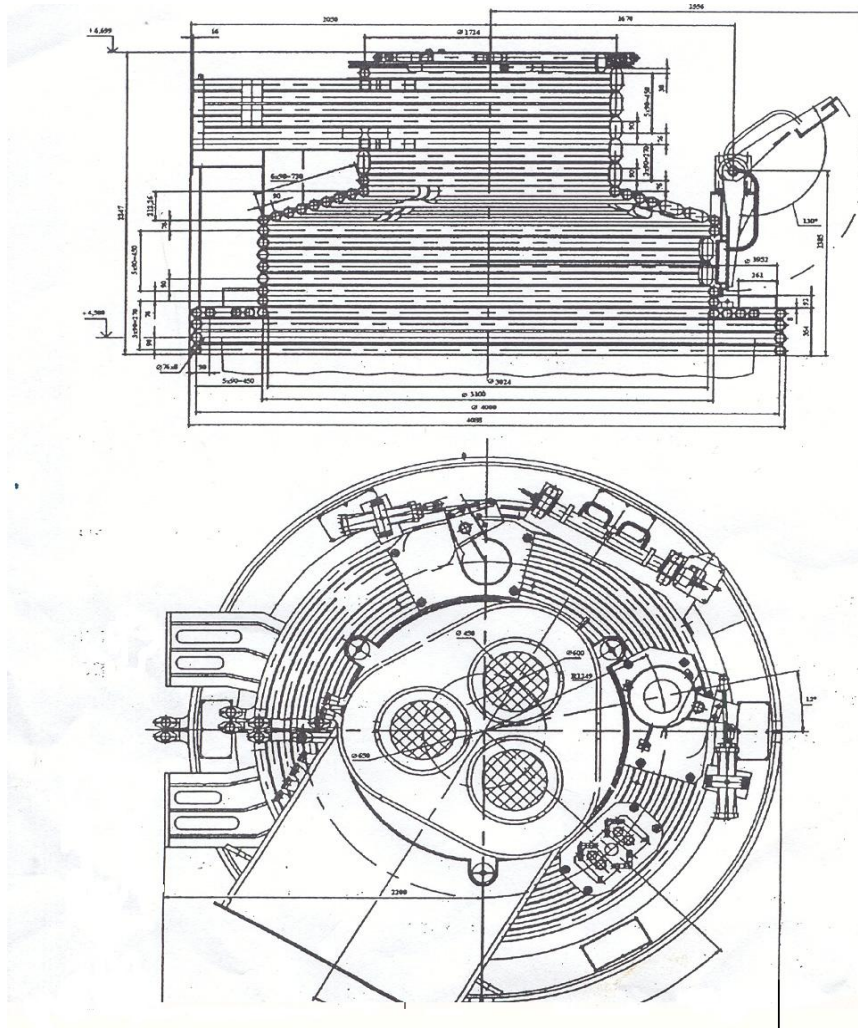


Рисунок 2.2 - Футерована водоохолоджувана кришка для УПК
з витяжною парасолькою для уловлювання пилу

Складається з водоохолоджуваної кришки з парасолькою, стельовою панеллю; вікнами з кришками для відбору проб, уведення сипких матеріалів; оглядового робочого вікна; кесона та комплектів труб охолодження та пневматики. Введення дроту та подача порошоків проводиться через водоохолоджуваний кесон.

Є звареною конструкцією з труб, оснащеною механізмами для відкриття вікон. Включає конструкцію для підйому – опускання водоохолоджуваного склепіння – кришки за командами системи управління. Включає портал, в який вмонтовані модулі з плунжерними гідроциліндрами підйому стійок електродотримачів і склепіння кришки водоохолоджуваного. Сійки переміщуються в роликоопорах.

Стенд для нарощування електродів

Призначений для нарощування трьох електродів в одну свічку електродну. Нарощування електродів здійснюється за допомогою згвинчування їх один з одним за допомогою сполучних ніпелів.

Стенд складається з рами, на який встановлені корпуси, призначені для затискання електродів. Корпус складається з верхньої та нижньої основи, з'єднаних ребрами. На верхній підставі корпусу знаходиться вирва для введення електрода в стенд. У кожному корпусі встановлений поворотний ексцентриковий затискач з педаллю. Поруч із затискачем на кронштейні встановлено засувку, призначену для утримання затискача у верхньому (неробочому) положенні. Навпроти затиску розташована опорна стінка, яка кріпиться до корпусу двома важелями, що коливаються. Важелі встановлені на осях у залізграфітових втулках. Переміщення опорної стінки вниз обмежується болтами, загвинченими в нижню основу.

Система подачі інертного газу (аргону)

Призначена для продування металу в ковші через продувні пробки та створення інертної атмосфери під кришкою.

Система складається з розташованого в шафі роздавального посту та робочого пульта, що служить для перемикання на байпасну лінію, розводок трубопроводів Ar та повітря для керування.

Система подачі шматкових матеріалів

Призначена для накопичення, зберігання, дозованої видачі та завантаження в стальківш шлакоутворювальних матеріалів, феросплавів та добавок.

Основні елементи системи:

- естакада із встановленими на ній витрачаються бункерами з віброживильниками, що передають матеріал у вагові бункери;
- вагових бункерів з віброживильниками, що передають матеріал на похилий конвертер;

- похилого конвертера, що передає матеріал у бункер – накопичувач;
- бункера – накопичувачі з віброживильниками, з якого матеріал подається до ківша через вікно у кришці.

Системи подачі феросплавів та шлакоутворюючих

Тракт подачі шматкових матеріалів в УКП включає:

- 10 бункерів-накопичувачів об'ємом 10 м³;
- 13 віброживильників продуктивністю по 100 т/год;
- 3 бункери, що зважують, місткістю по 1,5 м³;
- вертикальний стрічковий живильник продуктивністю 90 т/год;
- завантажувальний бункер об'ємом 2,5 м³;
- шибер-дозатор;
- завантажувальний лоток;
- донно-розвантажувальний пристрій.

Завантаження матеріалами бункерів - накопичувачів проводиться саморозвантажувальними контейнерами. Перелік матеріалів, що подаються в бункери – накопичувачі УКП для забезпечення технології позапічної обробки сталі:

- силікомарганець – 1 бункер;
- феромарганець – 2 бункери;
- феросиліцій – 1 бункер;
- вуглецевмісний матеріал – 1 бункер;
- плавиковий шпат - 1 бункер;
- матеріал для розкислення – 1 бункер;
- шматкове вапно – 2 бункери.

Крім того, у резерві залишається 1 бункер.

Графік завантаження бункерів визначається залежно від інтенсивності використання матеріалів у технологічному процесі. Режим завантаження робочих бункерів повинен унеможливити переплутування та змішування матеріалів, для чого дотримується правило: подачу нового матеріалу в бункер

роблять тільки після повного звільнення всього тракту подачі від попереднього матеріалу.

Управління системою дозування та введення матеріалів у сталерозливний ківш по ходу обробки металу на УКП виконується через систему АСУТП або вручну з використанням мнемосхеми системи.

Порядок проходження сипких матеріалів по тракту: при заданні сталеваром УКП порції матеріалу включається відповідний віброживильник і матеріал з бункера - накопичувача надходить у зважуючий бункер, де накопичується маса матеріалу, що задається. По закінченні її набору сталевар УКП дає команду на відключення віброживильника і відкриває засувку дозатора. Матеріал надходить на стрічковий транспортер, яким передається в завантажувальний бункер УКП. Після завершення подачі порції матеріалу в завантажувальний бункер за командою сталевара УКП відкривається шиббер - дозатор завантажувального бункера і матеріал завантажувального лотка прокидається в стальківш.

Система подачі порошкових матеріалів

Призначена для дозованої подачі порошкоподібних вуглецевих матеріалів і вапна. Вапно подається на поверхню металу, вуглецевмісні матеріали, як на поверхню, так і з зануренням фурми в метал для науглецювання його.

До складу обладнання входять бункери зі стійками, сходами та огорожами, насоси пневмокамерні в зборі з комплектом обладнання та трубопроводів, електророзведення.

Трайбапарат

Призначений для подачі в метал дроту з порошковими наповнювачами (SiC, FeB, FeC) та алюмінію у вигляді катанки. Дріт, що подається трайбапаратом, служить для розкислення, мікролегування та легування, науглецювання сталі.

Трайбапарат встановлюється на робочому майданчику. Бунти з дротом подаються краном через люки на майданчику в кошики, встановлені на підлозі цеху, після чого коронним краном кантуються на 900, заправка дроту в трайбапарат проводиться за допомогою захоплення і лебідки з ручним приводом.

Крім того елементами установки є заправні та вивідні проводки, кошики для бунтів дроту та комплект електричного обладнання.

Трайбапарат складається з рами з редуктором, на кришці якого закріплений електродвигун змінного струму з частотним регулюванням.

Редуктор має спарені приводні ролики, притискання дроту здійснюється спареними холостими роликами з приводом від пневмоциліндрів через важільну систему. Датчик кількості дроту пов'язаний із обертанням холостого ролика.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Завдання, які вирішуються на УПК

Цілями цього процесу є гомогенізація хімічного складу і температури сталі в об'ємі ковша; підтримання хімічного складу і температури сталі в заданому вузькому діапазоні; зниження вмісту кисню, сірки і неметалевих включень в сталі; забезпечення виробництва розплавленого металу за індивідуальними вимогами; підвищення якості сталі. Устаткування для доведення ковша виконує такі завдання:

- усереднення хімічного складу і температури сталі;
- регулювання вмісту кремнію і марганцю в кусковому матеріалі; і
- мікролегування сталі, що містить титан і ванадій, кусковими феросплавами
- регулювання вмісту вуглецю в порошкоподібному вуглеці за допомогою струменя аргону;
- регулювання вмісту алюмінію в сталі шляхом додавання алюмінієвої катанки або алюмінієвих гранул;
- глибоке витягування металу аргонодуговим струменем порошкових сумішей вапна і флюориту;
- регулювання (оптимізація) окислення сталі в напівстатичному стані;
- модифікування сталі додаванням кальцію;
- контрольоване охолодження сталі аргонном і слябів.

3.2 Розрахунок параметрів продування металу в ковші аргонном через пористі пробки

Наскільки виділення газів з металу, при продуванні його аргонном здійснюється на межі міхур - метал, то швидкість і повнота дегазації при однаковій витраті аргону тим більше, чим менше розмір міхура і більше його перебування в металі. Ці умови здійснюються під час продування

металу через пористі пробки встановлені в днище ковша.

Таблиця 3.1 - Вихідні дані для розрахунку

Ємність ковша	$M_{Me} = 250 \text{ т}$
Радіус поверхні металу в ковші	$r_{Me}^{пов} = 2,1 \text{ м}$
Товщина шару металу в ковші	$H_{Me} = 4,3 \text{ м}$
Товщина шару шлаку в ковші	$H_{шл} = 0,15 \text{ м}$
Кількість пробок у днищі ковша	$N = 3 \text{ шт}$
Радіус пористої пробки	$r_{пр} = 0,085 \text{ м}$
Радіус пір пробки	$r_{п} = 2,5 \cdot 10^{-4}$
Пористість пробки	$\Pi = 40 \%$
Щільність металу	$\rho_{Me} = 7140 \text{ кг/м}^3$
Щільність шлаку	$\rho_{шл} = 2650 \text{ кг/м}^3$
Щільність аргону при 273 К та атм. тиск.	$\rho_{Ar} = 1,785 \text{ кг/м}^3$
Поверхневий натяг металу	$\sigma_{Me} = 1,58 \text{ н/м}$
Атмосферний тиск	$P_{атм} = 101325 \text{ н/м}$
Надлишковий тиск	$P_{изб} = 0,15 \text{ атм.}$
Прискорення вільного падіння	$g = 9,81 \text{ м/с}^2$
Витрата аргону на продування	$V_{Ar} = 0,3 \text{ м}^3/\text{т}$
Теплоємність аргону	$C_{Ar} = 518,82 \text{ Дж/м}^3$
Теплопровідність аргону	$a_{Ar} = 23,24 \text{ Дж/с}$
Температура аргону	$T_{Ar} = 273 \text{ К}$
Температура металу	$T_{Me} = 1873 \text{ К}$
Кількість азоту, що видаляється	$[N] = 0,002 \%$

Мінімальне значення тиску аргону в гирлі пори:

$$p_{Ar}^{\min} = p_{атм} + p_{Me} + p_{шл} + p_{изб} = 101325 + 7140 \cdot 9,81 \cdot 4,3 + 2940 \cdot 0,1 \cdot 9,81 + 0,15 \cdot 101325 = 420595 \text{ Па (4,15 атм)}$$

Щільність аргону в міхурі при цьому тиску:

$$\rho_{Ar}^{273} = \rho_{Ar} \cdot \rho_{Ar}^{\min} = 1,785 \cdot 4,15 = 7,408 \text{ кг/м}^3$$

Радіус утвореного міхура:

$$r'_{\text{пуз}} = r_{\text{п}} \cdot \left[1,82 - 200 \cdot \left(\frac{\rho_{\text{Ar}}^{273}}{\rho_{\text{Me}} - \rho_{\text{Ar}}^{273}} \right)^{0,96} \cdot \left(\frac{\sigma_{\text{Me}}}{4 \cdot r_{\text{п}}^2 \cdot \rho_{\text{Me}} \cdot g} \right)^{0,36} \right] =$$

$$2,5 \cdot 10^{-4} \cdot \left[1,82 - 200 \cdot \left(\frac{7,408}{7140 - 7,408} \right)^{0,96} \cdot \left(\frac{1,58}{4 \cdot (2,5 \cdot 10^{-4})^2 \cdot 7140 \cdot 9,81} \right)^{0,36} \right] =$$

$$5,19 \cdot 10^{-5} \text{ м}$$

Обсяг міхура, що утворився:

$$V'_{\text{пуз}} = \frac{4 \cdot \pi}{3} \cdot (r'_{\text{пуз}})^3 = \frac{4 \cdot \pi}{3} \cdot (5,19 \cdot 10^{-5})^3 = 5,86 \cdot 10^{-13} \text{ м}^3$$

Маса аргону в міхурі:

$$M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}} = V'_{\text{пуз}} \cdot \rho_{\text{Ar}}^{273} = 5,86 \cdot 10^{-13} \cdot 7,408 = 4,34 \cdot 10^{-12} \text{ кг}$$

Маса аргону, що витрачається:

$$M_{\text{Ar}}^{\Sigma} = V_{\text{Ar}} \cdot M_{\text{Me}} \cdot \rho_{\text{Ar}} = 0,3 \cdot 250 \cdot 1,785 = 133,86 \text{ кг}$$

Кількість пухирів, що створюються:

$$N_{\text{пуз}} = \frac{M_{\text{Ar}}^{\Sigma}}{M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}}} = \frac{133,86}{4,34 \cdot 10^{-12}} = 3,08 \cdot 10^{13} \text{ шт}$$

Кількість тепла для нагрівання аргону в міхурі:

$$Q_{\text{Ar}} = C_{\text{Ar}} \cdot M_{\text{Ar}}^{\text{пуз}} \cdot \Delta T = 518,82 \cdot 4,34 \cdot 10^{-12} \cdot (1873 - 273) = 3,6 \cdot 10^{-6} \text{ Дж}$$

Поверхня міхура:

$$S_{\text{пуз}} = 4 \cdot \pi \cdot (r'_{\text{пуз}})^2 = 4 \cdot \pi \cdot (5,19 \cdot 10^{-5})^2 = 3,3 \cdot 10^{-8} \text{ м}^2$$

Середня температура міхура:

$$T_{\text{ср}} = \frac{T_{\text{Ме}} - T_{\text{нач}}^{\text{Ar}}}{2} = \frac{1873 - 273}{2} = 800 \text{ K}$$

Кількість тепла, що переноситься міхур:

$$W_{\text{пуз}} = a_{\text{Ar}} \cdot S_{\text{пуз}} \cdot T_{\text{ср}} = 23,24 \cdot 3,3 \cdot 10^{-8} \cdot 800 = 6,14 \cdot 10^{-4} \text{ Дж/сек}$$

Час нагріву міхура до 1873K:

$$\tau_{\text{пуз}} = \frac{Q_{\text{Ar}}}{W_{\text{пуз}}} = \frac{3,6 \cdot 10^{-6}}{6,14 \cdot 10^{-4}} = 5,86 \cdot 10^{-3} \text{ сек}$$

При швидкості спливання міхура 0,3 м/с, міхур проходить відстань $h_{\text{пуз}}$, нагріваючись до температури металу:

$$h_{\text{пуз}} = \tau_{\text{пуз}} \cdot u_{\text{пуз}} = 5,86 \cdot 10^{-3} \cdot 0,3 = 1,76 \cdot 10^{-3} \text{ м}$$

Збільшення обсягу міхура при нагріванні:

$$V''_{\text{пуз}} = V'_{\text{пуз}} \cdot \left(1 + \frac{\Delta T}{273}\right) = 5,86 \cdot 10^{-13} \cdot \left(1 + \frac{1873-273}{273}\right) = 4,15 \cdot 10^{-12} \text{ м}^3$$

Визначення радіусу міхура:

$$r''_{\text{пуз}} = \sqrt[3]{\frac{V''_{\text{пуз}} \cdot 3}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{4,15 \cdot 10^{-12} \cdot 3}{4 \cdot \pi}} = 9,97 \cdot 10^{-5} \text{ м}$$

Тиск усередині міхура:

$$p''_{\text{пуз}} = p_{\text{ат}} + p_{\text{Ме}} + p_{\text{шл}} + p_{\sigma} = 101325 + 7140 \cdot 4,3 \cdot 9,81 + 2940 \cdot 0,1 \cdot 9,81 + \frac{2 \cdot 1,58}{9,97 \cdot 10^{-5}} = 437091 \text{ Па}$$

Під час впливання міхура феростатичний тиск меншає і зменшується тиск усередині міхура і обсяг міхура збільшується. Збільшення обсягу міхура відбувається також рахунок переходу в міхур азоту і водню.

При питомій витраті аргону на продування $0,3 \text{ м}^3/\text{т}$ для ковша місткістю 250 т витрата аргону складе:

$$0,3 \cdot 250 = 75 \text{ м}^3$$

Об'єм аргону, що виходить із пористої пробки:

$$\sum V_r^{\text{min}} = \frac{\sum V_{\Gamma}}{P''_{\text{пуз}}} = \frac{75}{4,31} = 17,4 \text{ м}^3$$

Приймаємо у першому наближенні, що обсяг міхура внаслідок зменшення феростатичного тиску на межі метал – шлак збільшується вдвічі, тоді:

$$V'''_{\text{пуз}} = 2 \cdot V''_{\text{пуз}} = 2 \cdot 4,15 \cdot 10^{-12} = 8,3 \cdot 10^{-12} \text{ м}^3$$

Радіус міхура:

$$r'''_{\text{пуз}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot V'''_{\text{пуз}}}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 1,05 \cdot 10^{-11}}{4 \cdot \pi}} = 1,37 \cdot 10^{-4} \text{ м}$$

Тиск у міхурі:

$$P_{\text{пуз}}''' = P_{\text{ат}} + P_{\text{шл}} + P_{\sigma} = 101325 + 2940 \cdot 0,1 \cdot 9,81 + \frac{2 \cdot 1,58}{1,26 \cdot 10^{-4}} = 129289 \text{ Па (1,28 атм)}$$

Об'єм аргону на кордоні метал – шлак:

$$\sum V_{\text{Ar}}''' = \sum V_{\Gamma}^{\text{min}} \cdot \frac{P_{\text{пуз}}''}{P_{\text{пуз}}'''} = 17,4 \cdot \frac{4,31}{1,28} = 58,59 \text{ м}^3$$

За час продування видаляється 0,002 % [N] або 10,2 моль/м³ металу.

При $V_{\text{Me}} = \frac{M_{\text{Me}}}{\rho_{\text{Me}}} = \frac{250000}{7140} = 35,01 \text{ м}^3$ кількість віддаленого атомарного N складе $10,2 \cdot 35,01 = 357$ молей.

Кількість віддаленого молекулярного N₂ при 1873 К складе 0,154 м³/моль; тоді обсяг віддаленого N₂ складе:

$$V_{N_2} = 0,154 \cdot 178,5 = 27,49 \text{ м}^3$$

Загальна кількість газу на кордоні метал – шлак:

$$\sum V = \sum V_{\text{Ar}}''' + V_{N_2} = 58,59 + 27,49 = 86,1 \text{ м}^3$$

Вміст N₂ у бульбашках:

$$\% N = \frac{100 \cdot V_{N_2}}{\sum V} = \frac{100 \cdot 27,49}{86,1} = 31,93 \%$$

Об'єм міхура з азотом:

$$V_{\text{пуз}} = V_{\text{пуз}}''' \cdot \left(\frac{100 + \% N}{100} \right) = 8,3 \cdot 10^{-12} \cdot \left(\frac{100 + 31,93}{100} \right) = 1,1 \cdot 10^{-11} \text{ м}^3$$

Радіус міхура:

$$r_{\text{пуз}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot V_{\text{пуз}}}{4 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 1,1 \cdot 10^{-11}}{4 \cdot \pi}} = 1,38 \cdot 10^{-4} \text{ м}$$

Поверхня контакту міхура з металом:

$$S_{\text{пуз}}^{\text{Ме-шл}} = 4 \cdot \pi \cdot (r_{\text{пуз}}) = 4 \cdot \pi \cdot (1,38 \cdot 10^{-4}) = 2,39 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2$$

Площа контакту бульбашок з металом:

$$S_{\text{конт}} = \frac{S_{\text{пуз}}^{\text{Ме-шл}} \cdot N_{\text{пуз}}}{2} = \frac{2,39 \cdot 10^{-7} \cdot 3,08 \cdot 10^{13}}{2} = 3,68 \cdot 10^6 \text{ м}^2$$

3.3 Розрахунок дорозкислення сталі марки Зсп на УКП

Вихідні дані:

Таблиця 3.2 - Хімічний склад металу перед дорозкисленням, %

[C] _{п.д.}	[Si] _{п.д.}	[Mn] _{п.д.}	[P] _{п.д.}	[S] _{п.д.}	[Al] _{п.д.}
0,14	0,12	0,40	0,010	0,040	0,005

Таблиця 3.3 – Хімічний склад готової сталі, %

Марка сталі	[C] _{г.с.} ^{min}	[C] _{г.с.} ^{max}	[Si] _{г.с.} ^{min}	[Si] _{г.с.} ^{max}	[Mn] _{г.} ^{min}	[Mn] _{г.с.} ^{max}	[P] _{г.с.} ^{max}	[S] _{г.с.} ^{max}
ЗСП	0,14	0,22	0,12	0,30	0,40	0,65	0,015	0,020

$$M_{\text{Ме}} = 90,0 \text{ кг/100 кг металлошихты}$$

Розрахунок

Дорозкислення сталі марки Зсп вчиняємо силікомарганцем марки

SiMn 14, феросиліцієм марки FeSi 65 та алюмінієвою катанкою на середній вміст основних елементів у готовій сталі.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад розкислювачів, %

Тип розкислювача	Марка	[C]	[Si]	[Mn]	[P]	[S]	[Al]	[Fe]	Інші
SiMn	SiMn14	3,0	14,0	70,0	0,15	0,03	—	12,82	—
FeSi	FeSi 65	0,2	65,0	0,20	0,15	0,02	—	31,78	—
Al	катанка	—	—	—	—	—	99	—	1

Визначення середнього вмісту елементів у готовій сталі:

$$[\text{Si}]_{\text{г.с.}}^{\text{ср.}} = \frac{[\text{Si}]_{\text{г.с.}}^{\text{min}} + [\text{Si}]_{\text{г.с.}}^{\text{max}}}{2} = \frac{0,12 + 0,30}{2} = 0,21 \%$$

$$[\text{Mn}]_{\text{г.с.}}^{\text{ср.}} = \frac{[\text{Mn}]_{\text{г.с.}}^{\text{min}} + [\text{Mn}]_{\text{г.с.}}^{\text{max}}}{2} = \frac{0,40 + 0,65}{2} = 0,525 \%$$

Вміст алюмінію сталі приймаємо рівним 0,02 %.

Приймаємо чад елементів на УКП:

$$\gamma_{\text{C}} = 0 \%, \gamma_{\text{Si}} = 10 \%, \gamma_{\text{Mn}} = 4 \%, \gamma_{\text{Al}} = 30 \%$$

Визначаємо витрату силікомарганцю марки SiMn14:

$$M_{\text{SiMn}} = \frac{([\text{Mn}]_{\text{г.с.}}^{\text{ср.}} - [\text{Mn}]_{\text{п.д.}}) \cdot M_{\text{Ме}} \cdot 100}{[\text{Mn}]_{\text{SiMn}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Mn}})} = \frac{(0,525 - 0,40) \cdot 90 \cdot 100}{70 \cdot (100 - 4)}$$

$$= 0,1674 \text{ кг}$$

Визначаємо приріст маси металу після присадки силікомарганцю марки SiMn14:

$$\Delta M_{\text{SiMn}} = M_{\text{SiMn}} \left(\frac{[C]_{\text{SiMn}}(100 - \gamma_C)}{10000} + \frac{[\text{Si}]_{\text{SiMn}}(100 - \gamma_{\text{Si}})}{10000} + \frac{[\text{Mn}]_{\text{SiMn}}(100 - \gamma_{\text{Mn}})}{10000} + \frac{[P]_{\text{SiMn}}}{100} + \frac{[S]_{\text{SiMn}}}{100} + \frac{[\text{Fe}]_{\text{SiMn}}}{100} \right) =$$

$$0,1674 \left(\frac{3,0 \cdot (100 - 0)}{10000} + \frac{14,0 \cdot (100 - 10)}{10000} + \frac{70,0 \cdot (100 - 4)}{10000} + \frac{0,15}{100} + \frac{0,03}{100} + \frac{12,82}{100} \right) =$$

$$0,1604 \text{ кг}$$

Визначаємо масу силікомарганцю марки SiMn14, яка перейшла в шлак та газову фазу:

$$\Delta M'_{\text{SiMn}} = M_{\text{SiMn}} - \Delta M_{\text{SiMn}} = 0,1674 - 0,1604 = 0,0070 \text{ кг}$$

Визначаємо вміст кремнію в металі після присадки силікомарганцю марки SiMn14:

$$[\text{Si}] = [\text{Si}]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}}[\text{Si}]_{\text{SiMn}}(100 - \gamma_{\text{Si}})}{100 \cdot (M_{\text{Me}} + \Delta M_{\text{SiMn}})} = 0,12 + \frac{0,1674 \cdot 14 \cdot (100 - 10)}{100 \cdot (90,0 + 0,1604)}$$

$$= 0,1434 \%$$

Визначаємо витрату феросиліцію марки FeSi65:

$$M_{\text{FeSi}} = \frac{([\text{Si}]_{\text{г.с.}}^{\text{сп}} - [\text{Si}]) \cdot (M_{\text{Me}} + \Delta M_{\text{SiMn}}) 100}{[\text{Si}]_{\text{FeSi}}(100 - \gamma_{\text{Si}})} = \frac{(0,21 - 0,1434) \cdot (90 + 0,1604) \cdot 100}{65,0 \cdot (100 - 10)}$$

$$0,1026 \text{ кг}$$

Визначаємо приріст маси металу після присадки феросиліцію марки FeSi65:

$$\Delta M_{\text{FeSi}} = M_{\text{FeSi}} \left(\frac{[C]_{\text{FeSi}}(100 - \gamma_C)}{10000} + \frac{[\text{Si}]_{\text{FeSi}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Si}})}{10000} + \frac{[\text{Mn}]_{\text{FeSi}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Mn}})}{10000} + \frac{[P]_{\text{FeSi}}}{100} + \frac{[S]_{\text{FeSi}}}{100} + \frac{[\text{Fe}]_{\text{FeSi}}}{100} \right) =$$

$$= 0,1026 \left(\frac{0,2 \cdot (100 - 0)}{10000} + \frac{65,0 \cdot (100 - 10)}{10000} + \frac{0,2 \cdot (100 - 4)}{10000} + \frac{0,15}{100} + \frac{0,02}{100} + \frac{31,78}{100} \right) = 0,0932 \text{ кг}$$

Визначаємо масу феросиліцію, яка перейшла в шлак і газову фазу:

$$\Delta M'_{\text{FeSi}} = M_{\text{FeSi}} - \Delta M_{\text{FeSi}} = 0,1026 - 0,0932 = 0,0094 \text{ кг}$$

Визначаємо масу металу після присадки силікомарганцю та феросиліцію:

$$M''_{\text{Me}} = M_{\text{Me}} + \Delta M_{\text{SiMn}} + \Delta M_{\text{FeSi}} = 90 + 0,1604 + 0,0932 = 90,2536 \text{ кг}$$

Визначаємо витрату алюмінієвої катанки:

$$M_{\text{Al}} = \frac{[\text{Al}]_{\text{г.с.}} \cdot M''_{\text{Me}} \cdot 100}{[\text{Al}]_{\text{Al}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Al}})} = \frac{(0,02 - 0,005) \cdot 90,2536 \cdot 100}{99 \cdot (100 - 30)} = 0,0195 \text{ кг}$$

Визначаємо приріст маси металу після присадки алюмінієвої катанки:

$$\Delta M_{\text{Al}} = M_{\text{Al}} \left(\frac{[\text{Al}]_{\text{Al}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Al}})}{10000} + \frac{[\text{Пр}]_{\text{Al}}}{100} \right) = 0,0195 \left(\frac{99 \cdot (100 - 30)}{10000} + \frac{1}{100} \right) = 0,0137 \text{ кг}$$

Визначаємо масу алюмінієвої катанки, яка перейшла в шлак:

$$\Delta M'_{\text{Al}} = M_{\text{Al}} - \Delta M_{\text{Al}} = 0,0195 - 0,0137 = 0,0058 \text{ кг}$$

Визначаємо масу металу після присадок силікомарганцю, феросиліцію та алюмінію:

$$M^K_{\text{Me}} = M''_{\text{Me}} + \Delta M_{\text{Al}} = 90,2536 + 0,0137 = 90,2673 \text{ кг}$$

Визначаємо масу розкислювачів, які перейшли в шлак та газову фазу:

$$\Delta M' = \Delta M'_{\text{SiMn}} + \Delta M'_{\text{FeSi}} + \Delta M'_{\text{Al}} = 0,0070 + 0,0094 + 0,0058 = 0,0222 \text{ кг}$$

Перевірка хімічного складу після дорозкислення на УКП:

$$[C]_{\text{г.с.}} = [C]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}} \cdot \frac{[C]_{\text{SiMn}} \cdot (100 - \gamma_C)}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} + \frac{M_{\text{FeSi}} \cdot \frac{[C]_{\text{FeSi}} \cdot (100 - \gamma_C)}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} =$$

$$0,14 + \frac{0,1674 \cdot \frac{3,0 \cdot (100 - 0)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} + \frac{0,0932 \cdot \frac{0,2 \cdot (100 - 0)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} = 0,1458 \%$$

$$[\text{Si}]_{\text{г.с.}} = [\text{Si}]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}} \cdot \frac{[\text{Si}]_{\text{SiMn}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Si}})}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} + \frac{M_{\text{FeSi}} \cdot \frac{[\text{Si}]_{\text{FeSi}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Si}})}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} =$$

$$0,12 + \frac{0,1674 \cdot \frac{14,0 \cdot (100 - 10)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} + \frac{0,0932 \cdot \frac{65 \cdot (100 - 10)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} = 0,204 \%$$

$$[\text{Mn}]_{\text{г.с.}} = [\text{Mn}]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}} \cdot \frac{[\text{Mn}]_{\text{SiMn}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Mn}})}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} + \frac{M_{\text{FeSi}} \cdot \frac{[\text{Mn}]_{\text{FeSi}} \cdot (100 - \gamma_{\text{Mn}})}{10000}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} =$$

$$0,40 + \frac{0,1674 \cdot \frac{70,0 \cdot (100 - 4)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} + \frac{0,0932 \cdot \frac{0,2 \cdot (100 - 4)}{10000}}{0,01 \cdot 90,2673} = 0,525 \%$$

$$[P]_{\text{г.с.}} = [P]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}} \cdot \frac{[P]_{\text{SiMn}}}{100}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} + \frac{M_{\text{FeSi}} \cdot \frac{[P]_{\text{FeSi}}}{100}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} = 0,010 + \frac{0,1674 \cdot \frac{0,15}{100}}{0,01 \cdot 90,2673} +$$

$$+ \frac{0,0932 \cdot \frac{0,15}{100}}{0,01 \cdot 90,2673} = 0,0104 \%$$

$$[S]_{\text{г.с.}} = [S]_{\text{п.д.}} + \frac{M_{\text{SiMn}} \cdot \frac{[S]_{\text{SiMn}}}{100}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} + \frac{M_{\text{FeSi}} \cdot \frac{[S]_{\text{FeSi}}}{100}}{0,01 \cdot M_{\text{Me}}^K} = 0,040 + \frac{0,1674 \cdot \frac{0,03}{100}}{0,01 \cdot 90,2673} +$$

$$+ \frac{0,0932 \cdot \frac{0,02}{100}}{0,01 \cdot 90,2673} = 0,04 \%$$

Таким чином, після дорозкислення на УКП сталь марки 3сп має наступний хімічний склад %: 0,15 [C]; 0,20 [Si]; 0,525 [Mn]; 0,010 [P]; 0,040 [S].

3.4 Формування рафінувального шлаку на УКП

Шлаки, що наводяться в сталь – ковші при обробці сталі на УКП повинні мати низьку в'язкість, високу здатність поглинати сірку та оксидні неметалеві включення.

Таблиця 3.5 - Рекомендований склад шлаків для різних сталей, %

Тип сталі	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO + MnO, не більше
Сталь розкислена Si	50 ÷ 60	6 ÷ 8	5 ÷ 15	15 ÷ 30	1,0
Сталь розкислена Al	50 ÷ 60	6 ÷ 8	15 ÷ 25	5 ÷ 15	0,5

Розрахунок маси рафінувального шлаку, що формується в ковші.

Вихідні дані:

Хімічний склад шлаку, %:

CaO - 55, MgO - 7, Al₂O₃ - 15, SiO₂ - 20, FeO + MnO - 1, CaF₂ - 2.

Щільність шлаку – 2,94 т/м³.

Діаметр стального ковша (Q = 250 т) на рівні шлакового розплаву – 4200 мм.

Розрахунок

Критеріями, що характеризують кількість шлаку в ковші, є:

- Довжина електричної дуги;
- Проведення десульфурзації на необхідному рівні;
- Забезпечення надійної теплоізоляції дзеркала сталі в стальковші при розливанні.

Довжина дуги, залежно від потужності та ступеня напруги трансформатора, становить 60 – 120 мм.

Щоб дуга постійно знаходилася у шлаку, товщина шлаку повинна становити не менше 0,12 м (120 мм).

Маса шлаку, що формується в ковші, повинна становити:

$$M_{\text{шл}}^{\text{min}} = S_{\text{шл}} \cdot h_{\text{шл}} \cdot \rho_{\text{шл}} = \frac{\pi \cdot 4,2^2}{4} \cdot 0,12 \cdot 2,94 = 4,8877 \text{ т}$$

Для ефективної десульфурзації з мінімальними витратами тепла бажано, щоб маса рафінувального шлаку була приблизно 2 % від маси металу.

При масі плавки 250 т маса шлаку повинна становити $m_{\text{шл}} = \frac{250 \cdot 2}{100} = 5,0 \text{ т}$,
Що забезпечує виконання вимог щодо десульфурзації та дифузійного розкислення сталі.

Таблиця 3.6 - Розрахунок маси оксидів на формування рафінувального шлаку зведений в таблицю

Склад шлаку	Молекулярна маса	Вміст, %	Розрахунок	Маса оксиду, кг
CaO	56	55	$\frac{56 \cdot 55}{100} = 30,8$	$\frac{56}{63,18} \cdot 55 \cdot 50 = 2437,4802$
MgO	40	7	$\frac{40 \cdot 7}{100} = 2,8$	$\frac{40}{63,18} \cdot 7 \cdot 50 = 221,5891$
Al ₂ O ₃	102	15	$\frac{102 \cdot 15}{100} = 15,3$	$\frac{102}{63,18} \cdot 15 \cdot 50 = 1210,8262$
SiO ₂	60	20	$\frac{60 \cdot 20}{100} = 12,0$	$\frac{60}{63,18} \cdot 20 \cdot 50 = 949,6676$
FeO + MnO	72	1	$\frac{72 \cdot 1}{100} = 0,72$	$\frac{72}{63,18} \cdot 1 \cdot 50 = 56,9801$
CaF ₂	78	2	$\frac{78 \cdot 2}{100} = 1,56$	$\frac{78}{63,18} \cdot 2 \cdot 50 = 123,4568$
Σ	—	100	63,18	5000 кг = 5,0 т

Приймаємо вміст CaO в вапні 90%. Тоді витрата вапна для формування рафінувального шлаку складе:

$$\frac{2437,4802 \cdot 100}{90} = 2708,3113 \text{ кг} \approx 2,7 \text{ т.}$$

Витрата вапна на 1 т сталі складе:

$$\frac{2708,3113}{250} = 10,8332 \text{ кг/т} \approx 11 \text{ кг/т.}$$

Для окремих марок сталі (особливо високоякісних), витрата вапна підвищують до 13 кг/т.

За досвідом експлуатації УКП на підприємствах України витрата плавикового шпату для одержання рідинного шлаку становить 1,4 – 2,3 кг/т залежно від марки сталі на УКП. Отже, витрата плавикового шпату на 250 т плавку становитиме:

$$(1,4 \div 2,3) \cdot 250 = (350 \div 575) \text{ кг} \approx (0,35 \div 0,575) \text{ т/плавку.}$$

Витрата алюмовмісних і кремнеземовмісних матеріалів залежить від виду матеріалів і надходження Al_2O_3 і SiO_2 з вапна і плавикового шпату.

3.5 Тепловий баланс УКП

Електроенергія, що подається на УКП, витрачається на:

- нагрівання металу;
- нагрівання та плавлення шлакоутворюючих;
- нагрівання та плавлення добавок, у тому числі порошкового дроту;
- нагрівання газів, що відходять;
- нагрівання футерування та броні стальківша;
- нагрівання води, що охолоджують склепіння;
- компенсацію втрат тепла тепловипромінюванням у довкілля.

Відношення корисної енергії (перші 3 статті) до загальних витрат визначає ККД УКП.

Витрата тепла на нагрівання металу, кДж:

$$Q_1 = m * C * (T_1 - T_2) = 250000 * 0,84 * 20 = 4.200 * 10^6$$

де m - маса сталі в стальковші, що дорівнює 250000 кг;

C – теплоємність рідкої сталі, що дорівнює 0,84 кДж/кг;

T_1 і T_2 – температура сталі на початку та наприкінці рафінування, °С.

У ККЦ, які працюють із передувом, температура металу на випуску 1620-1650 °С. Температура сталі, що віддається на МБЛЗ - 1590-1615 °С. Отже, на УКП забезпечується нагрівання сталі на 5-30 °С.

Приймаємо величину нагрівання сталі на УКП, що дорівнює 20 °С.

Витрата тепла на нагрівання (до 1600°С) та плавлення шлакоутворювальних, кДж:

$$Q_2 = M_{CaO} * 1551 + M_{MgO} * 2015 + M_{SiO_2} * 2062 + M_{FeO} * 1053 + \\ + M_{CaF_2} * 2410 + M_{Al_2O_3} * 1965 + M_{Na_2O} * 1567 = 2437,4802 * 1551 + \\ + 221,5891 * 2015 + 949,6676 * 2062 + 56,9801 * 1053 + 123,4568 * 2410 + \\ + 1210,8262 * 1965 = 8,922 * 10^6$$

Витрата тепла на нагрівання та плавлення добавок, кДж:

$$Q_3 = M_{Mn_{мет}} * 1127 + M_{Cr_{мет}} * 1082 + M_{FeMn} * 1114 + M_{FeCr} * 1062 + \\ + M_{FeSi} * 1189 = (0,1674 * 250000/90,2676) * 1114 + \\ + (0,0932 * 250000/90,2676) * 1189 = 0,823 * 10^6$$

При втратах енергії на резисторний опір трансформатора та короткого ланцюга - 16%, з охолоджувальною водою (склепіння-кришка) - 28,5%, з газами, що відходять, - 3,5% і на нагрівання стальной ківша - 4,5% загальна витрата тепла на обробку плавки складе, кДж:

$$Q_{сум} = \frac{(4,200 + 8,922 + 0,823) * 10^6 * 100}{16 + 28,5 + 3,5 + 4,5} = 26,562 * 10^6$$

3.6 Технологічні особливості обробки сталі марки Зсп на установці піч-ківш

При обробці металу на установці ківш-піч можна проводити такі операції:

- усереднення розплаву за хімічним складом та температурою шляхом

перемішування за рахунок продування розплаву інертним газом;

- коригування хімічного складу металу шляхом введення шматкових феросплавів та порошкового дроту з різними наповнювачами

- нагрівання металу за допомогою занурених у шлак електродів;

- наведення основного шлаку та видалення неметалевих включень шляхом поглинання їх шлаком;

- захист інертним газом та шлаком поверхні розплаву від вторинного окислення;

- дегазація та десульфурація;

- модифікація сталі.

Порядок присадки матеріалів у стальківш по ходу обробки плавки на УКП:

1-15 хвилин від початку обробки (всі матеріали сідають порціями до 300 кг з періодичністю 1 порція в 2-3 хвилини):

- вапно шматкове;

- розкислювачі;

- плавиковий шпат;

- шлак алюмінієвого виробництва

10-20 хвилин від початку обробки:

- феросплави;

- коксик порошкоподібний (або коксова дрібниця);

- дріт із порошковим наповнювачем (вуглець), порціями до 500 м.

30-35 хвилин від початку обробки:

- дріт із порошковим наповнювачем (1-2 типи).

Обробка металу на установці ковш-піч аргонном.

Подачу аргону через продувні пробки здійснюють протягом усієї обробки металу на УКП.

Робоча витрата аргону встановлюється в кількості 1,5-2,0 л/т в хвилину і регулюється так, щоб при плямі, що виразно спостерігається, не допускати кидків струму по фазах.

При незадовільній роботі продувної пробки допускається короткочасна подача високого тиску аргону для пробивання пробки.

При неспрацьовуванні обладнання для донного продування допускається обробка металу аргонем через верхню фурму продувки наступним чином: після кожного прогріву протягом 5-6 хвилин проводять продування металу аргонем протягом 2-3 хвилин.

Віртуальний контроль режиму продування здійснюється перед кожним вимірюванням температури або відбором проби.

Температурний режим установки піч-ківш.

Ступінь нагрівання вибирають, виходячи з необхідної швидкості нагрівання.

Швидкість нагріву розплаву визначається кількістю і станом шлаку, інтенсивністю продування металу аргонем, кількістю матеріалів, що присаджуються.

Швидкість охолодження сталі під час продування аргонем 0,8-1,0 °C/хв.

Таблиця 3.7 - Температура металу в стальковші

Марка сталі	Температура металу в ковші до УКП, °C	Температура металу після УКП, °C	Температура металу перед ППС, °C
1сп-5сп	1560-1580	1565-1580	1560-1575

При підготовці до розливу першої плавки в серії температура металу, що рекомендується, повинна бути на 5 °C вище значень, зазначених вище.

Контроль температури металу.

Контроль температури проводять у автоматичному режимі. У разі непрацездатності системи автоматичного вимірювання температури допускається проводити вимірювання в ручному режимі.

Перший вимір температури роблять не раніше, ніж через 3-5 хвилин після продування металу аргонем.

Останній замір проводиться перед передачею ковша з металом на МБЛЗ,

але не раніше ніж через 3 хвилини після відключення дугового підігріву.

При обробці металу кальційвмісним порошковим дротом перегрів металу перед введенням дроту проводити з урахуванням втрати порядку 1 °С при присадці 100 м дроту.

Шлаковий режим установки піч-ківш.

Товщина рафінованого шлаку в ковші повинна бути 100-150 мм, що забезпечує стійке та безшумне горіння дуг, захист водоохолоджуваних елементів установки від прямого випромінювання дуг та теплоізоляцію металу.

Наведення рафінованого шлаку роблять присадкою в ківш-піч твердої суміші шлакоутворюючів в кількості 8-16 кг/т сталі.

Склад твердої шлакоутворювальної суміші:

- 70-75% вапна;
- 25-30% плавикового шпату.

При проведенні глибокої десульфурації рекомендується присаджувати ТШС у кількостях близьких до верхньої рекомендованої межі.

Присадка плавикового шпату повинна проводитися, виходячи з консистенції шлаку.

Допускається заміна плавикового шпату відходами алюмінієвого виробництва.

Присадку шлакоутворюючої суміші закінчувати не пізніше ніж за 3-5 хвилин до закінчення нагрівання.

Для розкислення шлаку використовують карбід кремнію, дрібний бій електродів, коксик, гранульований алюміній, кусковий силікокальцій у кількостях, що забезпечують наведення рафінованого білого шлаку.

Відбір проб шлаку.

Першу пробу шлаку відбирають після наведення шлаку в ковші, останню перед подачею на розлив ковша (кількість проб не регламентується і залежить від хімічного складу сталі).

Проби шлаку відбирають наморожуванням на кисневу трубку.

Перша проба оцінюється віртуально. Оцінка проводиться по остиглій пробі шлаку.

Колір шлаку:

- чорний – шлак має високий вміст FeO та MnO (понад 2%). Вміст цих оксидів може бути знижений за допомогою розкислення алюмінієм, кальцієм, порошком коксу;

- сірий до коричневого – вміст FeO та MnO на рівні 1-2 %. Необхідне додаткове розкислення шлаку та добавка вапна;

- білий до жовтого – жовтий колір свідчить про те, що йде процес видалення сірки. Шлак після остигання повинен розсипатися. Необхідна додаткова порція вапна;

- зелений – у цьому шлаку міститься окисли хрому;

- білий – свідчить про гарне розкислення шлаку, що забезпечує активний видалення сірки.

Вид поверхні шлаку:

- із дзеркальним блиском, тонка – вказує на те, що у шлаку високий вміст SiO₂. У цьому випадку проводиться присадка вапна.

- гладка і товста - свідчить про якісне ведення шлакового процесу. Якщо шлак не розпадається після охолодження, то підвищений вміст Al₂O₃. У цьому випадку необхідна просадка вапна.

- ламка і товста - свідчить про високий вміст CaO в шлаку. Необхідна добавка розріджувача - плавикового шпату.

Добре розкислений шлак має колір від світло-сірого до білого, при охолодженні розсипається на порошок.

Друга проба відбивається на чистий металевий лист. У пробі повинно бути сторонніх домішок. Ця проба вирушає на хімічний аналіз до експрес-лабораторії.

Результати аналізу останньої проби шлаку записується в паспорт позапічної обробки на установці ківш-піч.

При проведенні глибокої десульфуратії допускається додаткова

присадка в ківш після наведення шлаку, що рафінує, 300-400 м кальційвмісного порошкового дроту.

Присадка дроту кальцій міститься після завершення всіх технологічних операцій перед передачею ковша з металом на розлив.

Після присадки в ківш порошкового дроту проводиться «м'яке» продування металу аргонем тривалістю не менше 3 хвилин зі зниженою витратою інертного газу (290 л/хв).

Не допускається підігрів металу після присадки кальцій дроту, що містить.

Коригування хімічного складу сталі.

Коригування хімічного складу сталі проводять відповідно до результатів розрахунку витрати добавок на заданий вміст елементів.

Для забезпечення заданого хімічного складу сталі введення елементів проводять після отримання гомогенного рідиннорухомого шлаку в наступній черговості: вуглець – марганець – кремній – алюміній - кальцій, з урахуванням даних щодо засвоєння та чаду основних хімічних елементів, наведених у таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 – Засвоєння та чад основних хімічних елементів

Елемент	Позначення	Засвоєння, %	Чад, %
Марганець	Mn	95-100	0-5
Кремній	Si	80-90	10-20
Вуглець	C	80-90	10-20
Титан	Ti	50-70	30-50
Ванадій	V	80-90	10-20
Алюміній	Al	50-75	25-50
Кальцій	Ca	10-20	80-90
Бор	B	60-70	30-40
Хром	Cr	90-100	0-10
Нікель	Ni	100	0
Молібден	Mo	100	0
Ніобій	Nb	80-85	15-20

Вміст вуглецю в металі регулюється додаванням порошкового дроту або коксу, що містить вуглець. Додавання 200 м на відро вуглецевого дроту містить 0,01% вуглецю.

Для компенсації вуглецю допускається додавання трохи більше 0,05%.

Відбір проб металу.

Відбір проб металу здійснюється автоматично. Ручний відбір проб допускається у разі виходу з ладу автоматичної системи відбору проб. Пробовідбірник повинен вводиться в ківш при вимкненому нагріванні металу електричною дугою і піднятому електроді через шар шлаку в рідкий метал на глибину не менше 300 мм, не більше 5 секунд з моменту занурення.

Перша проба відбирається не пізніше ніж через 5 хвилин після початку продувки аргоном.

Наступні проби відбирають протягом 5 хвилин після корекції хімічного складу.

Охолодіть зразки стисненим або вентиляторним повітрям.

Після охолодження повітря до темно-вишневого кольору допускається охолодження зразка водою.

Якщо в зразку з'являються будь-які дефекти, такі як забруднення шлаком або тріщини, зразок повинен бути забракований.

Проби для хімічного аналізу металів відправляються в експрес-лабораторію в касетних контейнерах.

Майстер або сталевар зобов'язаний повідомити в експрес-лабораторію номер доменної печі, номер ковша і серійний номер проби.

Технічна послідовність операцій.

Встановити ківш у робоче положення.

Встановити елементи системи продувки. Накрити ківш, опустити електроди, продути метал аргоном і запустити електродуговий нагрів.

Далі метал обробляється методом ТШХ

Відкоригуйте хімічний склад металу відповідно до результатів хімічного аналізу.

При необхідності повторіть корекцію хімічного складу металу відповідно до хімічного аналізу наступного зразка.

Якщо метал, що містить кальцій, обробляється дротом, ввести дріт в метал, виконати "м'який" удар по металу протягом не менше 3 хвилин, відібрати пробу шлаку для визначення його хімічного складу і виміряти температуру

Потім відключають аргон, піднімають дах і ізолюють металеве дзеркало ізоляцією ТІС-2М (СК) у кількості 1 кг/т сталі, якщо це необхідно.

Сталевоз переміщує ківш на попередню позицію, накриває ківш і передає його на розливне обладнання.

Якщо ківш не готовий до прийому наступної порції розплавленої сталі, ківш ставиться на продувний стенд. Після того, як ківш встановлюється на стенд, метал відразу ж продувається з мінімальною витратою продувочного газу. Ківш накривається ізоляційною кришкою. Допустимий час розміщення ковша на стенді визначається виходячи з початкової температури металу і швидкості охолодження. Мінімально допустима температура металу повинна бути на 30°C вище температури ліквідусу.

3.7 Технологія розливання спокійної сталі у виливниці

Вибір методу розливання (зверху або сифонним) в основному визначається вагою зливка, швидкістю розливання і вимогами до чистоти сталі. Наприклад, зливки вагою від 3 до 5 тонн зазвичай розливають тільки сифонним методом, тоді як зливки вагою понад 10 тонн зазвичай розливають зверху.

Сифонне лиття іноді називають безперервним литтям, оскільки воно засноване на принципі сполучених посудин. При сифонному литті струмінь металу проходить через центральну зірочку до зірочки, де він розділяється на два або більше струменів і витікає через окремі відгалуження піддону до виливниці (рис. 3.1). За допомогою цієї системи можна відливати більше 40 злитків за один раз.

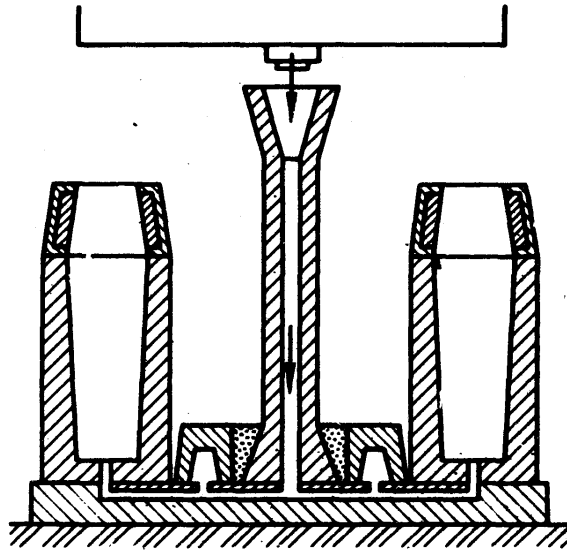


Рисунок 3.1 - Схема встановлення виливниць при розливанні сифонним способом

Піддон розміщується або в заправному баку, або на спеціальному візку. У центрі піддону є поглиблення для зірочки і паз для дроту (рис. 4.2). Зірочка і дріт виготовлені з шамоту. Зірочка має один вхідний і кілька наскрізних отворів. Дріт має закритий наскрізний отвір.

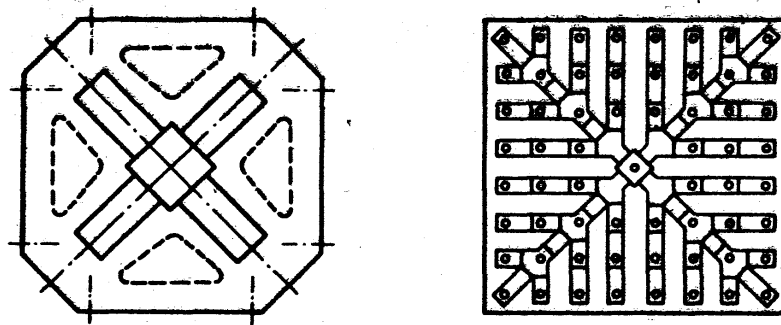


Рисунок 3.2 – Схема розливного піддону під час розливання сталі сифонним способом

Сифонне розливання передбачає поступовий підйом сталі у формі, що позитивно впливає на якість поверхні зливка. Ця технологія дозволяє розливати сталь на низьких швидкостях (0,15-0,35 м/хв).

Сифонна технологія розливання має ряд недоліків, головним чином через складне приготування розливної суміші, що призводить до підвищеної

витрати шамоту, більшого вмісту неметалевих включень у сталі та меншого виходу придатного продукту.

При верхньому розливанні форма заповнюється сталлю зверху, безпосередньо з ковша або через проміжний ківш. При прямому розливанні кожна форма заповнюється окремо (одноголонний ківш), за винятком того, що дві форми можуть заповнюватися одночасно (двогалонний ківш). При заливці в проміжний ківш можна одночасно заповнювати три або чотири форми.

Лиття в кокіль характеризується низькими витратами на ливарне обладнання, робочу силу і вогнетривкі матеріали. При верхньому литті тепловий центр розташований у верхній частині зливка, що створює сприятливі умови для утворення усадочних порожнин і спливання включень. При такій технології відсутня ерозія розливної лінії, тому немає втрат сталі в розливній лінії і зменшується кількість неметалевих включень.

З іншого боку, заливка зверху, особливо безпосередньо з ковша, ускладнює контроль швидкості заливки. Форма сильно навантажена знизу, що знижує її стійкість. Через високе навантаження на пробку (через часте закривання) закриття пробки часто нещільне, що призводить до розсіювання струменів і погіршення якості поверхні зливка, що заливається. При розливанні гарячої води зверху зазвичай утворюється зменшена товщина зовнішньої оболонки злитка без бульбашок повітря. При розливанні зверху без проміжного ковша швидкість розливання зазвичай становить 0,4-0,7 м/хв, а при використанні проміжного ковша - нижче, зазвичай в межах 0,3-0,5 м/хв.

3.8 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки з використанням скрапу

3.8.1 Розрахунок матеріального балансу

Плавка проводиться за один прийом без випуску проміжного шлаку.

Розрахунок ведеться на 100 кг металевої шихти.

3.8.1 Склад металевої частини шихти, %

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,00	0,80	1,50	0,20	0,05
Сріп	0,25	0,10	0,50	0,04	0,04

3.8.2 Склад неметалічної частини шихти та футерування, %

Матеріал	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	H ₂ O	CO ₂
Вапно	2,0	-	2,0	86,0	2,0	-	-	2,0	6,0
Плави́ковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	0,5	6,0
Футерівка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

3.8.3 Склад готової сталі Ст.3 (сталь 3), %: вуглець 0,14-0,22; кремній 0,12-0,30; марганець 0,40-0,65; фосфор 0,045; сірка 0,055.

3.8.4 За умови переробки 80% чавуну та 20% скрапу металевою частиною шихти вноситься, кг:

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,20	0,64	1,20	0,16	0,04
Скрап	0,05	0,02	0,10	0,008	0,008
Усього	3,25	0,66	1,30	0,168	0,048

3.8.5 Для розрахунку кількості та складу шлаку користуємося даними, отриманими на практиці.

3.8.5.1. Стійкість футеровки позначається умовами її роботи та матеріалом, з якого вона зроблена. Термін служби футерування з периклазошпінелідної цегли є приблизно 750 плавов, а у разі профілактичного ремонту торкретуванням зростає до 1000 плавов.

3.8.5.2. Беремо, що знос футерування являє 0,3% маси металевої частини шихти, витрата CaF₂ також являє 0,3%.

3.8.5.3. Для визначення маси шлаку і металу беремо, що металевої частини шихти в шлак перейде весь кремній, 50% S, 80% Mn і 90%P.

3.8.5.4. Беремо, що з неметалевої частини шихти в шлак перейдуть усі окисли, за винятком вологи та вуглекислоти.

3.8.6. Витрата вапна установлюємо за наступною схемою.

3.8.6.1. Відповідно до вимог десульфурації та дефосфорації основність шлаку має бути від 2,5 до 3,5. Беремо основність 3,0; тоді флюсуюча здатність вапна набуде:

$$0,86 - 0,02 \cdot 3 = 0,80 \text{ кг вапна,}$$

де 0,86 і 0,02 - вміст окису кальцію і кремнію відповідно.

3.8.6.2. Шихтою (без вапна) і футеровкою вноситься кремнезему в шлак, кг:

а) металевою частиною шихти:

$$0,66 * \frac{60}{28} = 1,41$$

б) футеруванням:

$$0,3 \cdot 0,05 = 0,015;$$

в) плавиковим шпатом:

$$0,3 \cdot 0,05 = 0,015.$$

Усього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,41 + 0,015 + 0,015 = 1,44$$

3.8.6.3. Для отримання заданої основності необхідно оксиду кальцію, кг:

$$1,44 \cdot 3 = 4,32$$

3.8.6.4. Вноситься оксид кальцію, кг:

а) плавиковим шпатом

$$0,3 \cdot 0,08 = 0,024;$$

б) футеруванням

$$0,3 \cdot 0,02 = 0,006.$$

3.8.6.5. За вирахуванням оксиду кальцію, що вноситься плавиковим шпатом і футеровкою, згодиться вапна, кг:

$$\frac{4,32 - 0,024 - 0,006}{0,8} = 5,36$$

де 0,8 - флюсуюча здатність вапна.

3.8.7. Встановлюємо масу шлаку.

3.8.7.1. Вноситься кремнезему вапном, кг:

$$5,36 \cdot 0,02 = 0,107$$

3.8.7.2. Вноситься оксиду кальцію вапном, кг:

$$5,36 \cdot 0,86 = 4,61$$

3.8.7.3. Вноситься оксид магнію, кг:

а) вапном

$$5,36 \cdot 0,02 = 0,107;$$

б) футеруванням

$$0,3 \cdot 0,7 = 0,21.$$

3.8.7.4. Вноситься глинозему, кг:

а) вапном

$$5,36 \cdot 0,02 = 0,107;$$

б) плавиковим шпатом

$$0,3 \cdot 0,01 = 0,003;$$

в) футеруванням

$$0,3 \cdot 0,03 = 0,009.$$

3.8.7.5. Вноситься оксиди хрому футеровкою, кг:

$$0,3 \cdot 0,12 = 0,036.$$

3.8.7.6. Вноситься оксиди марганцю металевую частиною шихти, кг:

$$1,3 * 0,8 * \frac{71}{55} = 1,34$$

3.8.7.7. Вноситься оксиди фосфору металевую частиною шихти, кг:

$$0,168 * 0,9 * \frac{142}{62} = 0,35$$

3.8.7.8. Вноситься оксиди заліза футеровкою, кг:

$$0,3 \cdot 0,08 = 0,024.$$

3.8.7.9. Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг:

$$0,3 \cdot 0,795 = 0,24$$

3.8.7.10. Склад шлаку, кг

Джерело	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	S	MnO	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	CaF ₂
Металева шихта	1,41	-	-	-	-	0,024	1,34	0,35	-	-
Вапно	0,107	4,61	0,107	0,107	-	-	-	-	-	-
Плавииковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,24
Футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-
Усього	1,547	4,64	0,317	0,119	0,036	0,024	1,34	0,35	0,024	0,24

3.8.8. Маса оксидів шлаку (без оксидів заліза) за даними таблиці являє 8,632 кг.

3.8.8.1. Виходячи з практичних даних, беремо наступний вміст оксидів заліза в шлаку, %:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 4, \text{FeO} - 12;$$

3.8.8.2. Отже, маса шлаку без оксидів заліза (8,632) являє 84%. Тоді масу всього шлаку встановлюють так, кг:

$$8,632 : 0,84 = 10,27$$

В тому числі оксидів заліза, кг

$$10,27 - 8,632 = 1,638$$

їх Fe₂O₃ – 0,41 кг і FeO – 1,23кг.

3.8.9. Беремо, що кількість заліза, що лишився у шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами та чад заліза є 3кг.

3.8.9.1. Витрачається заліза на чад з утворенням оксидів, кг:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{(0,41 - 0,024) \cdot 112}{160} = 0,27;$$

$$\text{FeO} = \frac{1,23 \cdot 56}{72} = 0,96.$$

3.8.9.2. Втрати заліза у вигляді корольків та викидів, кг:

$$3 - (0,27 + 0,96) = 1,77.$$

3.8.10. Вихід рідкої сталі при вмісті 0,2 кг вуглецю і за вирахуванням чаду елементів набуде, кг:

$$100 - ((3,25 - 0,2) + 0,66 + 1,3 \cdot 0,8 + 0,168 \cdot 0,9 + 0,048 \cdot 0,5 + 3) = 92,07$$

3.8.11. Склад металу, %:

Вуглець 0,22; кремній сліди; марганець 0,28; фосфор 0,018; сірка 0,026.

3.8.12. На підставі практичних даних приймаємо, що 10% CO окислиться до CO₂ і 90% C - до CO, кг:

$$\begin{aligned} \text{Вигорить вуглецю} & 3,25 - 0,2 = 3,05, \\ \text{Окислиться до CO}_2 & 3,05 \cdot 0,1 = 0,305, \\ \text{Окислиться до CO} & 3,05 \cdot 0,9 = 2,745, \\ \text{Утворюється CO}_2 & \frac{0,305 \cdot 44}{12} = 1,12 \\ \text{Утворюється CO} & \frac{2,745 \cdot 28}{12} = 6,405. \end{aligned}$$

3.8.13. Встановлюємо кількість дуття.

3.8.13.1. Необхідно кисню на окислення заліза до утворення, кг:

$$\begin{aligned} \text{Fe}_2\text{O}_3 &= \frac{(0,41 - 0,024) \cdot 48}{160} = 0,12; \\ \text{FeO} &= \frac{1,23 \cdot 16}{72} = 0,27. \end{aligned}$$

3.8.13.2. Необхідно кисню на окислення домішок, кг:

$$\begin{aligned} \text{Вуглецю до CO}_2 & \frac{1,12 \cdot 32}{44} = 0,81 \\ \text{Вуглецю до CO} & \frac{6,405 \cdot 16}{28} = 3,66 \\ \text{Марганця до MnO} & \frac{1,34 \cdot 16}{71} = 0,3 \\ \text{Кремнію до SiO}_2 & \frac{1,41 \cdot 32}{60} = 0,75 \\ \text{Фосфору до P}_2\text{O}_5 & \frac{0,37 \cdot 80}{142} = 0,195 \end{aligned}$$

Усього кисню: 6,115 кг

3.8.13.3. Необхідно технічного кисню (99,5% O₂) при 95% його засвоєнні, кг:

$$\frac{6,115}{0,995 \cdot 0,95} = 6,47$$

3.8.14. Встановлюємо склад і кількість газу, що відходить.

3.8.14.1. Одержано CO₂:

Від горіння вуглецю 1,12 кг

З вапна $5,36 \cdot 0,06 = 0,32$ кг

З плавикового шпату $0,3 \cdot 0,06 = 0,018$ кг

Усього CO₂: 1,459 кг, або $\frac{1,459 \cdot 22,4}{44} = 0,74 \text{ м}^3$.

3.8.14.2. Виникає пара води з вологи шихти:

$$5,36 \cdot 0,02 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,109 \text{ кг}$$

$$\text{або } \frac{0,109 \cdot 22,4}{18} = 0,13 \text{ м}^3.$$

3.8.14.3. Виникає азот з дуття:

$$6,47 \cdot 0,005 = 0,032 \text{ кг}$$

$$\text{або } \frac{0,032 \cdot 22,4}{28} = 0,026 \text{ м}^3$$

3.8.14.4. Виникає кисню з дуття:

$$6,47 \cdot 0,995 - 6,115 = 0,32 \text{ кг}$$

$$\text{або } \frac{0,32 \cdot 22,4}{32} = 0,22 \text{ м}^3$$

3.8.15. Кількість та склад газу

Складові газу	кг	м ³	%
CO ₂	1,459	0,74	17,52
CO	6,405	5,12	76,91
H ₂ O	0,109	0,13	1,31
N ₂	0,032	0,026	0,39
O ₂	0,32	0,22	3,86
Усього	8,33	6,25	100

3.8.16. Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну та брухту	100,00	Металу	92,07
Вапна	5,36	Шлаку	10,27
Плавикового шпату	0,3	Заліза, корольків та викидів	1,77
Зруйнованого футерування	0,3	Відхідних газів	8,33
Дуття	6,47		
Усього	112,43	Усього	112,44

3.8.2 Розкислення сталі

3.8.2.1 Склад сталі перед розкисленням:

	C	Si	Mn	P	S
вага, кг	0,2	Сл.	0,26	0,0168	0,024
склад, %	0,22	Сл.	0,28	0,018	0,026

3.8.2.2 Беремо, що в готовій сталі має бути 0,2% кремнію і 0,5% марганцю.

3.8.2.3 Розкислення металу виробляємо феросиліцієм та феромарганцем у ковші при зливі металу.

Склад розкислювачів, %

Марка феросплаву	C	Si	Mn	P	S
ФС45	0,10	45,00	0,40	0,05	0,04
ФМн88Р30	1,00	2,00	80,00	0,30	0,03

3.8.2.4 Для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,2% кремнію та 0,22% марганцю.

3.8.2.5 Приймаючи за даними практики чад феросплавів рівним 20%, встановлюємо необхідну їх кількість, кг:

$$\text{Феромарганцю} \quad \frac{0,22 \cdot 92,07}{100 \cdot 0,8 \cdot 0,8} = 0,31$$

$$\text{Феросиліцію} \quad \frac{0,2 \cdot 92,07}{100 \cdot 0,45 \cdot 0,8} = 0,51$$

3.8.2.6 Вага сталі після розкислення, кг:

$$92,07 + 0,31 \cdot 0,8 + 0,51 \cdot 0,8 = 92,73$$

3.8.2.7 Перейде в метал, кг:

$$\text{вуглецю} \quad 0,31 \cdot 0,8 \cdot 0,01 + 0,51 \cdot 0,8 \cdot 0,001 = 0,003;$$

$$\text{кремнію} \quad 0,31 \cdot 0,8 \cdot 0,02 + 0,51 \cdot 0,8 \cdot 0,45 = 0,19;$$

$$\text{марганцю} \quad 0,31 \cdot 0,8 \cdot 0,8 + 0,51 \cdot 0,8 \cdot 0,004 = 0,21.$$

3.8.2.7.1 Вміст марганцю в сталі, кг:

$$0,26 + 0,21 = 0,47$$

3.8.2.7.2 Вміст вуглецю в сталі, кг:

$$0,2 + 003 = 0,203.$$

3.8.2.7.3. Переходом сірки та фосфору в метал у зв'язку з незначними кількостями нехтуємо.

3.8.2.8 Склад готової сталі.

Показники	C	Si	Mn	P	S	Fe	Сума
вага, кг	0,203	0,19	0,47	0,017	0,024	91,84	92,744
склад, %	0,22	0,20	0,5	0,018	0,026	99,03	100

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ДСТУ для марки Ст.3сп.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробництва

Пил є найпоширенішою виробничою небезпекою. Це пов'язано з тим, що більшість виробничих процесів (перевантаження завантажувальних деталей, транспортування матеріалів) пов'язані з виділенням пилу, який негативно впливає на організм людини, головним чином на органи дихання.

Пил також погіршує виробниче середовище (видимість, орієнтацію) в робочій зоні і в той же час призводить до швидкого руйнування деталей машин тертя. Пил має потенціал вибуху і є джерелом статичної електрики.

Робота в запиленому середовищі може призвести до професійних захворювань, що вражають легені людини.

Оскільки при виробництві сталі використовується газоподібне паливо, утворюється велика кількість газів, частина з яких потрапляє на завод.

Компоненти газів і деякі домішки в них мають задушливу і отруйну дію на організм людини. Удушення викликається нестачею кисню в повітрі. Задишка і прискорене серцебиття починаються, коли концентрація кисню в повітрі падає до 16%, дихання стає дуже важким до 12%, а при 8% людина втрачає свідомість.

Найбільшу частку газів у металургійному виробництві становить оксид вуглецю (CO), який не має кольору і запаху. Він дуже токсичний і його вплив на фізіологічні ефекти залежить від концентрації в повітрі та тривалості вдихання.

Вироблення тепла. Повітря будь-якої температури, крім комфортної, є небажаним для людського організму.

Мікроклімат у металургійних цехах значною мірою залежить від погодних умов і температури зовнішніх поверхонь.

Типи передачі тепла від нагрітих поверхонь до людини включають теплопровідність, конвекцію і теплове випромінювання. Залежно від типу теплопровідності мікроклімат на робочому місці можна розділити на

конвекційний, радіаційний і змішаний. У гарячих сталеплавильних цехах мікроклімат переважно радіаційний (60%).

Людський організм регулює свою температуру чотирма способами, щоб захиститися від впливу тепла: конвекцією (15-20%), випромінюванням (70%), теплопровідністю (2-4%) і потовиділенням (5% - близько 1 літра на годину). Останнє є найменш сприятливим способом терморегуляції, оскільки позбавляє тканини води і солей, викликає згортання крові, порушує кровообіг і нервову діяльність.

Шум - це неупорядкована сукупність коливань матеріальних частинок і предметів, що передаються в твердих, рідких і газоподібних середовищах і сприймаються людським вухом.

Джерелами шуму в установках з плоскими печами є редуктори, вентилятори, компресори, насоси, ручні ударні інструменти, транспортні системи, а також потоки газу і рідини по трубопроводах.

З фізіологічної точки зору шум є шкідливим і дратівливим фактором, що впливає на слухову систему людини і весь організм, заважаючи виконанню трудових функцій і нормальному сприйняттю корисних звукових сигналів і звуків мови. Шум як фізичне явище - це поєднання звуків різної частоти (висоти) та інтенсивності (гучності).

Вібрація - це коливання частин обладнання, машин, телекомунікацій тощо, спричинені динамічним дисбалансом частин, наприклад, під час обертання або транспортування.

Тривалий вплив шуму та вібрації може призвести до втрати зору та слуху, підвищення кров'яного тиску та розладів нервової, серцево-судинної та опорно-рухової систем.

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів

Основними заходами щодо забезпечення належної якості повітря в робочих зонах виробничих приміщень є:

- удосконалення технічних процесів, дистанційне керування, автоматизація та механізація;

- встановлення вентиляції та опалення у виробничих приміщеннях, використання працівниками засобів індивідуального захисту та техніки безпеки.

Автоматизація та механізація процесів, пов'язаних з виділенням шкідливих речовин, не тільки підвищує продуктивність, але й покращує умови праці. Водночас вентиляція наразі є найпоширенішим методом боротьби з газами, пилом і надлишковим теплом на металургійних підприємствах.

Основним методом боротьби з пилом є місцева витяжна вентиляція (відсмоктування), яка передбачає встановлення відсмоктувачів у місцях виділення пилу. Загальнообмінна вентиляція забезпечує подачу свіжого повітря, необхідного на робочому місці, і видаляє надлишки тепла, вологи і забруднене пилом повітря.

Для очищення всмоктуваного повітря від пилу необхідно використовувати мокрі пиловловлювачі (циклони, скрубери), а також пиловловлювачі зі зрошувальними решітками або розпилювальними трубами, рукавні фільтри з термостійких тканин і електрофільтри. Останні використовуються для очищення всмоктуваного повітря від пилу, що утворюється від нагрітих матеріалів.

Оксид вуглецю, сірководень і оксиди азоту токсичні, тоді як азот, водень, гелій і метан не мають помітного негативного впливу на здоров'я людини за наявності достатньої кількості кисню в повітрі, але для безпеки персоналу в цих місцях повинні бути встановлені витяжні парасольки.

Природна вентиляція (аерація), очевидно, використовується у виробничих приміщеннях з надмірним нагріванням. Вентиляційні ліхтарі та шахти повинні розташовуватися на одній осі безпосередньо над основним джерелом тепла. Там, де вентиляція неефективна, встановлюється механічна загальнообмінна вентиляція.

За наявності одного джерела теплового випромінювання в установці повинна бути встановлена місцева витяжна вентиляція у вигляді місцевого витяжного вентилятора або витяжного зонта з регулюванням температури і подачі повітря.

За наявності єдиного джерела теплового випромінювання виконати комплекс заходів з ізоляції обладнання та поверхонь нагріву із застосуванням теплового екранування (екранування).

Засоби і методи захисту від шуму і вібрації на робочому місці можна розділити на колективні та індивідуальні.

Значного зниження шуму можна досягти за рахунок якісного складання окремих частин машин, їх динамічного балансування та своєчасного проведення планово-попереджувальних ремонтів. Порушення правил технічної експлуатації може перетворити мал шумне обладнання на джерело інтенсивного шуму.

Шум можна зменшити, розмістивши на його шляху ізолюючі перешкоди, такі як стіни, перегородки, стелі, звукоізолюючі кожухи та екрани. Коли звукові хвилі вдаряються об перешкоду, вони частково відбиваються, заломлюються або поглинаються, а частково долають перешкоду.

Найефективнішим колективним захистом від вібрації є ізоляція персоналу або чутливих до вібрації об'єктів від джерел вібрації.

Ефективними є амортизатори зі сталевих пружин, гуми або інших еластичних матеріалів. Використовуються амортизатори з комбінації гуми і металу, пружин і пластику, віброізолятори, що підтримуються гідравлічними шарнірами, пневматичні гумові амортизатори, що використовують стиснене повітря або еластичні властивості самої гуми.

Віброізоляція більш ефективна, якщо фундамент (або підлога), на якому вона встановлена, має достатню масу.

Рівень вібрації можна знизити за допомогою вібродемпфування, тобто введення в систему додаткової опори для сил реакції, або встановлення агрегату на вібродемпфованій фундамент. У цьому випадку маса основи

вибирається таким чином, щоб амплітуда вібрації на дні основи не перевищувала 0,1-0,2 мм.

Під вібропоглинанням розуміють зменшення вібрацій в корпусах і перегородках, які коливаються в резонанс з основним обладнанням. Це досягається нанесенням на віброуючі поверхні матеріалів з високим внутрішнім тертям (гума, пластик, антивібраційні мастики) [20].

Засоби індивідуального захисту (ЗІЗ) застосовуються на робочих місцях, де шум і вібрацію неможливо знизити до прийнятного рівня технічними засобами або де це недоцільно з технічних чи економічних причин.

4.3 Електроустаткування

Електрична мережа магазину повинна складатися з ізольованих проводів або кабелів із захисною оболонкою, що відповідають умовам експлуатації з точки зору механічної міцності та стійкості до впливу навколишнього середовища.

Для мереж загального освітлення допускається використовувати напругу не вище 250 В. Для приміщень з підвищеною небезпекою, особливо для світильників місцевого освітлення, ремонтних світильників і ручного інструменту, напруга не повинна перевищувати 36 В.

Вертикальні та горизонтальні відстані від електричних проводів до землі, проїжджої частини, будівель та інших об'єктів нормуються. Мінімально допустима площа поперечного перерізу проводу також визначена з точки зору механічної міцності та запобігання обриву проводу.

Щоб запобігти дотику, струмоведучі частини повинні бути недоступними (на висоті, під підлогою або захищені в стінах). Мінімальна висота підвісу неізольованих проводів становить 3,5 м (за винятком випадків, коли необхідна більша висота через можливість удару об землю або транспортні засоби, що проїжджають повз), мінімально допустима відстань для проводів напругою 15 кВ - 0,7 м, для 220 кВ - 3 м.

Оголені струмоведучі частини, до яких можуть торкатися люди, надійно ізолювані у всіх випадках, коли напруга перевищує 65 В у безпечних зонах і 36 В у небезпечних зонах; при напрузі понад 250 В захищаються не тільки оголені струмоведучі частини, а й ізолювані струмоведучі частини. Електрообладнання пофарбоване у встановлений колір. Це робиться не тільки для ідентифікації та естетичних цілей, але й відіграє захисну роль, оскільки його ізоляційні властивості виключають або зменшують ризик утворення електричних ланцюгів через тіла працівників, які торкаються обладнання в разі аварії.

В якості захисної ізоляції можуть використовуватися лаки, електроізоляційні плівки, емалеві та олійні фарби.

4.4 Природне та штучне освітлення

Природне світло дуже мінливе, і освітленість може змінюватися кілька разів за лічені хвилини [17].

Зовнішня освітленість, що створюється розсіяним денним світлом на відкритих просторах, відрізняється від місця до місця і є дуже мінливою. Природна освітленість всередині будівель зазвичай набагато нижча, ніж зовнішня.

При проектуванні та розрахунку природного освітлення джерелом світла є розсіяне світло неба (пряме денне світло не враховується).

Для штучного освітлення використовуються світильники ближнього (лампи) і дальнього (прожектори) світла (комбінації ламп і світильників).

На промислових підприємствах застосовують дві системи штучного освітлення: загальне та комбіноване.

Загальне освітлення використовується для створення необхідної освітленості у всьому приміщенні за допомогою світильників загального або місцевого освітлення (світильники місцевого освітлення можуть забезпечувати певну освітленість в окремих місцях).

Комбіноване освітлення складається із загального та місцевого освітлення. Місцеве освітлення дозволяє створити необхідну освітленість безпосередньо на робочому місці. Використання місцевого освітлення заборонено.

Місцеве освітлення може бути стаціонарним або переносним. Освітлювальні установки поділяються на робочі (для роботи в нормальних умовах) і аварійні (для тимчасового продовження роботи або евакуації працівників у разі раптового відключення робочого освітлення, з рівнями освітленості не менше 10% від норми).

При проектуванні освітлення коефіцієнт запасу міцності повинен враховувати зниження освітленості в процесі експлуатації. Залежно від виділення пилу, диму і кіптяви прийнятний коефіцієнт запасу міцності від 1,3 до 1,7 для освітлення лампами розжарювання і від 1,5 до 2,0 для люмінесцентного освітлення.

4.5 Вентиляція

Вентиляція досягається за рахунок руху повітря - забрудненого повітря з приміщення і свіжого повітря в приміщення.

Залежно від способу переміщення повітря вентиляція може бути природною або механічною. Коли природна і механічна вентиляція використовуються разом, це називається змішаною вентиляцією.

Природна вентиляція досягається за рахунок різниці температур між повітрям в приміщенні і повітрям ззовні (тепловий тиск) і впливу вітру (вітровий тиск). Механічна вентиляція - це заміна повітря за допомогою спеціальних механізмів і пристроїв (вентиляторів і ежекторів).

Залежно від призначення вентиляція може бути припливною, витяжною або припливно-витяжною, а залежно від місця дії - загальнообмінною та місцевою.

Загальнообмінна вентиляція або загальнообмінна вентиляція призначена для обміну повітря в приміщенні. Місцева вентиляція призначена для видалення небезпечних матеріалів безпосередньо з пласта або для подачі свіжого повітря в певні обмежені зони приміщення.

Вентиляція вимагає подачі незабрудненого повітря. Якщо припливне повітря містить забруднювачі, його необхідно очистити. Допускається неконтрольована подача зовнішнього повітря для доповнення витяжного повітря в холодну погоду за умови, що повітрообмін не перевищує одного разу на годину.

Природна вентиляція здійснюється за допомогою аерації. Аерація - це систематично регульований природний повітрообмін, який підтримує задані параметри якості повітря в приміщенні.

Аерація дозволяє вентилювати великі приміщення з централізованим повітрообміном, де механічна вентиляція потребувала б високих витрат на монтаж і експлуатацію.

При аерації на поздовжніх стінах будівлі зазвичай розташовують три ряди отворів: 1-й ряд - на висоті не більше 1,2 м над підлогою; 2-й ряд - на висоті не більше 4 м над підлогою; 3-й ряд - на висоті підкранової балки.

4.6 Побутові та допоміжні приміщення

Побутові приміщення - це приміщення для задоволення санітарно-побутових потреб працівників під час роботи, включаючи: місця для приймання їжі, вбиральні, душові, умивальники, кімнати для паління, пральні, кімнати особистої гігієни для жінок, системи опалення та питного водопостачання.

Підлога в туалетах, вбиральнях і душових повинна бути водонепроникною і мати нахил до дренажних барж. Стіни на висоту не менше 1,5 м обшиваються вологостійкими матеріалами, які піддаються вологому прибиранню.

Санітарно-побутові будівлі будуються заввишки не більше трьох поверхів. Вони повинні або безпосередньо примикати до виробничого корпусу заводу (без шкоди для можливості виконання отворів у стінах будівлі для припливу свіжого повітря в гарячий цех), або з'єднуватися з цехом закритим переходом.

Побутові приміщення, що включають роздягальні, харчові душові та туалети з гарячою водою, слід передбачати у допоміжній частині цеху, яка розташована окремо від основної будівлі.

Побутові приміщення слід розташовувати з навітряного боку магазину. Планування побутових приміщень повинно виключати зворотний потік працівників.

Правила безпеки для металургійних цехів вимагають, щоб на робочому майданчику були передбачені місця для відпочинку.

Місця відпочинку облаштовуються у вигляді альтанок або кабін для відпочинку з лавками і спинками. Ці кабінки (альтанки) також забезпечуються охолодженим або кондиціонованим повітрям і питною або газованою водою.

Питна вода роздається в закритих резервуарах, обладнаних фонтанчиками і струменевими насадками. Температура води під час роздачі коливається від 8 до 200°C. Питна вода може бути сирою або охолодженою та кип'яченою, якщо вона безпечна для вживання [19].

Відстань від робочого місця до питного пункту має бути не більше 75 м.

4.7 Індивідуальні засоби захисту

Засоби індивідуального захисту (ЗІЗ) - ЗІЗ, що захищають спецодяг, взуття, голову, очі, обличчя та руки - використовуються тоді, коли технічні засоби не можуть забезпечити прийнятний рівень небезпеки або ризику на робочому місці.

Залежно від призначення розрізняють такі види ЗІЗ:

- Для постійної роботи в гарячих цехах: комбінезони (чоловічі фетрові костюми); для ремонту гарячих печей і агрегатів: комбінація з автономних індивідуальних охолоджувальних установок і робочого костюма;

- Для аварійних робіт: тепловідбивні комплекти з металізованих тканин;

- Для захисту ніг від теплового випромінювання, іскор і бризок розплавленого металу та контакту з нагрітими поверхнями слід носити шкіряне взуття, спеціально призначене для людей, які працюють у гарячих цехах;

- Тканина або брезент у поєднанні зі шкіряними долонями для захисту рук від опіків;

- Для захисту голови від теплових променів, іскор і бризок металу - фетровий капелюх, захисна каска з підшоломником, текстолітовий або полікарбонатний шолом;

- для захисту очей та обличчя - теплозахисний щиток слюсаря, з прикріпленими до нього окулярами зі світлофільтром, захисна маска з прозорим екраном, захисні окуляри, захисні окуляри з козирком зі світлофільтром [18].

Спецодяг повинен мати захисні властивості, в тому числі здатність нагрівати свої внутрішні поверхні на всіх ділянках до температури 313 К (400 °С) відповідно до спеціальних ГОСТ (ГОСТ 12.4.176-89, ГОСТ 12.4.016-87).

4.8 Характеристика виробництва з вибухопожежної безпеки

Пожежна безпека легкозаймистих і горючих рідин характеризується граничними концентраціями вибухонебезпечної суміші, парів з повітрям, температурами спалаху і самозаймання, а також швидкістю поширення горіння.

Пожежна безпека газоповітряних сумішей характеризується вибухонебезпечними концентраційними межами, температурами

самозаймання і швидкістю поширення горіння.

Пожежонебезпечними факторами технічних процесів, пов'язаних з виробництвом або використанням горючих газів, є: витік горючих газів з виробничих агрегатів або затворів, підсмоктування повітря в агрегати, що знаходяться під тиском, внаслідок охолодження газу або конденсації водяної пари, заповнення газопроводів і обладнання горючими газами без попередньої продувки водяною парою або інертним газом. Визначає потенційну можливість утворення в результаті цього вибухонебезпечних газоповітряних сумішей у виробничих агрегатах і приміщеннях.

При використанні горючих газів під тиском небезпеку становить аварійний витік газу. Температура газу, що витікає, підвищується при адіабатичному розширенні газу під тиском, збільшуючи небезпеку.

Пожежна небезпека газів і легкозаймистих рідин зростає з підвищенням температури навколишнього середовища, і цю зміну необхідно враховувати стосовно температурного режиму технічного процесу, що виконується. Технічні операції, пов'язані з нагріванням легкозаймистих рідин вище температури їх спалаху, є вибухонебезпечними. Причиною займання може бути теплота хімічної реакції, що проводиться (або випадково), і це також слід враховувати при аналізі пожежної небезпеки виробництва.

З точки зору пожежної небезпеки всі виробничі приміщення поділяються на п'ять класів, де важливо враховувати кількість і температуру рідин і газів, з якими працюють.

Правильне визначення класифікації виробництва має важливе значення для правильного вирішення питань пожежної безпеки та економіки виробництва.

Конвертере виробництво за класифікацією пожежної небезпеки відноситься до класу "Г" і включає виробничі приміщення, пов'язані з обробкою вогнетривів і матеріалів в гарячому, розпеченому або розплавленому стані з виділенням променистого тепла, систематичним виділенням іскор і полум'я, а також спалюванням твердого, рідкого і

газоподібного палива.

Щоб знизити ризик виникнення пожежі на виробництві, необхідно

- Обмежити кількість матеріалів, що переробляються та зберігаються, які можуть горіти;
- Створити перешкоди для поширення вогню; і
- Запобігати можливому знищенню виробничого обладнання;
- Своєчасно виявляти та гасити пожежі, які все ж таки виникають;
- Забезпечити умови для евакуації людей та обладнання у разі виникнення пожежі.

4.9 Засоби гасіння пожеж

Різноманітні тверді, рідкі та газоподібні речовини, що використовуються для гасіння пожеж, повинні бути високоефективними для швидкого припинення горіння при відносно низькій витраті, не завдавати фізичної шкоди при використанні та зберіганні, не впливати негативно на предмети або матеріали при гасінні і бути недорогими.

Для гасіння пожеж використовують вогнегасні речовини з високою теплоємністю і питомою теплотою пароутворення або плавлення, які здатні швидко розтікатися по поверхні матеріалів, що горять, поглинатися і глибоко проникати вглиб.

До вогнегасних речовин належать вода, інертні гази, хімічна та повітряно-механічна піна, тверда вуглекислота, пісок, спеціальні флюси та прилипачі.

Протипожежне водопостачання - це ряд пристроїв, що використовуються для подачі води до місця пожежі. Протипожежне водопостачання зазвичай використовується в поєднанні з господарсько-побутовим і промисловим водопостачанням. Протипожежне водопостачання призначене для забезпечення необхідної для гасіння пожежі кількості води під потрібним тиском протягом щонайменше трьох годин.

Подача води здійснюється шляхом приєднання пожежного рукава до пожежного гідранта (крана), встановленого у водопровідній мережі, і отримання струменя достатньої сили з водопровідної мережі.

Пожежні гідранти встановлюються у водопровідній мережі всередині будівлі, біля входів у будівлю, на сходових клітках і в коридорах. Пожежні крани також встановлюються в шафах, де прокладаються пожежні рукави.

Вогнегасники - це пристрої, які використовуються для гасіння пожеж за допомогою різних вогнегасних речовин і завжди готові до використання. Зазвичай це циліндричні, міцні металеві контейнери. Вогнегасники бувають рідкими (водні розчини солей), пінними (описаний вище пінний струмінь), газовими (вуглекислий газ) і сухими (суміш мінеральних солей).

ВИСНОВКИ

1. В даний час якість основних видів природної сировини для виплавки чавуну (залізної руди та коксівного вугілля) та умови їх видобутку різко погіршуються, що тягне за собою суттєве збільшення загальної ресурсоемності доменної плавки (витрати всіх видів ресурсів на підготовку сировини та власне плавку) і неминуче наводить до підвищення собівартості чавуну. У умовах надмірне збільшення у виробництві сталі частки конвертерного процесу, потребує дуже високої витрати чавуну, неминуче викликає підвищення ресурсомісткості до собівартості металопродукції чорної металургії, тобто. знижує ефективність галузі. Це вимагає розробки нових технологічних рішень з виробництва сталі в конвертерах та застосування позапічної обробки сталі.
2. Найбільш простим і найпоширенішим варіантом конвертерних процесів є проведення плавки в одношлаковому (моношлаковому) режимі. Це можливо при вмісті фосфору в чавуні трохи більше 0,3%, т. е. при переділі низькофосфористих чавунів.
3. Значне підвищення техніко-економічних показників виробництва та одночасне поліпшення якості сталі можуть бути отримані, при позапічному рафінуванні рідкої сталі із застосуванням вакууму, кисню та інертних газів, порошоків металів, сплавів та сполук, синтетичного шлаку. Позапічне рафінування здійснюють різними методами, їх використання дозволяє перетворити той чи інший сталеплавильний агрегат на агрегат з розплавлення шихти та отримання напівпродукту, забезпечити максимальну продуктивність сталеплавильних агрегатів та створити оптимальні умови для потокового виробництва продукції високої якості.
4. Для найбільш ефективного видалення неметалевих включень та газів запропоновано продувати сталь аргоном на установці піч-ківш. Тривалість обробки становить 5 хвилин при витраті аргону 2-3м³/т сталі. Збільшення часу

обробки до 6-10 хвилин не є доцільним, оскільки при цьому немає значного зниження оксидних включень.

5. У роботі розглянуто основні шкідливі та небезпечні фактори сталеплавильного виробництва та запропоновано заходи щодо їх ліквідації.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Д. А. Дюдкін, С. Ю. Бать, С. Є. Грінберг, С. Н. Марінцев. Виробництво сталі в агрегаті ківш-піч. Донецьк: ТОВ "Південний Схід, Лтд", 2003. 300 с.
2. Д. А. Дюдкін, С. Ю. Бать, С. Є. Грінберг. Позапічна обробка розплаву порошковими матеріалами. Донецьк: ТОВ «Південно-Схід, Лтд», 2002. 296 с.
3. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
4. Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
5. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
6. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
7. Смірнов О.М., Макуров С.Л., Сафонов В.М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів: навчальний посібник. Донецьк: Ноулідж, 2013. 405 с.
8. Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів. Навч. посібник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. 90 с.
9. Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: підручник для вузів. Дніпропетровськ: РВА "Дніпро-VAL", 2004. 453 с.
10. Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ: Кондор, 2006. 528 с.
11. Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: навч. посібник. Київ: ІЗМН, 1996. 392 с.

12. Харлашин П.С. Методичні вказівки до самостійної роботи студентів з дисципліни «Фізико-хімічні основи виробництва чистих металів». Маріуполь: ДВНЗ «ПДТУ», 2009. 14 с.
13. Харлашин П.С. Чаудрі Т.М., Меджибожський М.Я. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів: підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2009. 340 с.
14. Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударєв В.П. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): підручник. Донецьк: ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.
15. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посібник. Київ: НМКУ, 1992. 252 с.
16. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
17. Алиев Г.М.-А. Техника пылеулавливания и очистки промышленных газов. – Москва: Металлургия, 1986. 544 с.
18. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
19. 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)).
20. ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
21. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
22. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.