

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до кваліфікаційної роботи бакалавра

рівень вищої освіти перший бакалаврський рівень
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему: Технологічні особливості виплавки сталі 08Ю в конвекторі з
комбінованим дуттям

Виконав: студент 4 курсу, групи 6.1369-мкм

Нечитайло К.Г.

(ПІБ)

(підпис)

спеціальності

136 Металургія

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія

(шифр і назва)

Керівник Скачков В.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент Проценко В.М.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя - 2024 року

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

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Рівень вищої освіти перший бакалаврський рівень

Спеціальність 136 металургія

Освітньо-професійна програма металургія

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри МТЕТБ

Ю.О. Белоконь

“ 12 ” 02 2024 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Нечитайло Кирило Геннадійович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проєкту (роботи) Технологічні особливості виплавки сталі 08Ю в конвекторі з комбінованим дуванням

керівник роботи (проєкту) Скачков Віктор Олексійович д.т.н, професор

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

затверджені наказом вищого навчального закладу від 26.12.2023 року № 2215-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкта) 16.06. 2024 р.

3. Вихідні дані до роботи (проєкта) провести аналіз сучасного виробництва сталі, розрахувати енергетичний та матеріальний баланси, обрати основне обладнання для виробництва сталі марки 08Ю.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити). 1 Загальні питання конвертерного виробництва сталі. Особливості конвертерних процесів із комбінованим продуванням. Виробництво сталі 08ю в кисневому конверторі. Охорона праці та техногенна безпека, Висновки. Перелік джерел посилань.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал 14 слайдах (на 14 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата
		завдання прийняв
<i>1. Загальні питання конвертерного виробництва сталі</i>	<i>Скачков В.О., професор</i>	
<i>2. Особливості конвертерних процесів із комбінованим продуванням</i>	<i>Скачков В.О., професор</i>	
<i>3. Виробництво сталі 08ю в кисневому конверторі</i>	<i>Скачков В.О., професор</i>	
<i>4 Охорона праці та техногенної безпеки</i>	<i>Скачков В.О., професор</i>	
<i>Нормоконтроль</i>	<i>Белоконь Ю.О. завідувач кафедри</i>	

7. Дата видачі завдання 12.02.2024

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	<i>Вступ</i>	<i>15-20.04.2024</i>	
2	<i>Реферат</i>	<i>21-12.05.2024</i>	
3	<i>1 Загальні питання конвертерного виробництва сталі</i>	<i>13-26.05.2024</i>	
4	<i>2. Особливості конвертерних процесів із комбінованим продуванням</i>	<i>27-02.06.2024</i>	
4	<i>3. виробництво сталі 08ю в кисневому конверторі</i>	<i>03-09.06.2024</i>	
5	<i>4 Охорона праці та техногенної безпеки</i>	<i>10-16.06.2024</i>	
6	<i>Висновки</i>	<i>16.06.2024</i>	

Студент _____ Нечитайло К.Г.
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ Скачков В.О.
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 73 сторінок, 7 рисунків, 13 таблиць і 19 джерел посилання.

СКРАП, ПЕРЕДІЛЬНИЙ ЧАВУН, СТАЛЬ 08Ю, КОМБІНОВАНЕ ПРОДУВАННЯ, МАШИНА НЕПРЕРИВНОГО РОЗЛИВКУ

Тема бакалаврської роботи: "Технологічні особливості виплавки сталі 08Ю у конвекторі з комбінованим дуттям".

Мета роботи – дослідження технологічних особливостей одержання сталі 08Ю у конвертері з комбінованим дуванням.

У роботі всебічно розглянуті властивості, технологічні особливості та застосування шихтових матеріалів, основного та технологічного обладнання при виплавці та розливанні сталі 08Ю.

Наведено результати розрахунку технологічних параметрів плавки, матеріального та енергетичного балансів та хімічних процесів у технології виплавки конвертерної плавки.

Розглянуто комплекс питань охорони праці та захисту навколишнього середовища в умовах конвертерного виробництва

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1.ЗАГАЛЬНІ ПИТАННЯ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА	
СТАЛІ.....	9
1.1 Структура конвертерного виробництва.....	9
1.2 Конвертерні процеси	10
1.3 Аналіз методів газового дуття у конвертерах.....	19
1.4 Технологічне обладнання конвертерного виробництва.....	23
1.4.1 Ковші міксерного типу.....	23
1.4.2 Машини безперервного лиття за готовок.....	25
2 ОСОБЛИВОСТІ КОНВЕРТЕРНИХ ПРОЦЕСІВ ІЗ	
КОМБІНОВАНИМ ПРОДУВАН	
26	
2.1 Технологічні методи конвертерних процесів з комбінованим продуванням.....	26
2.2 Фізико – хімічні процеси конвертерної плавки з комбінованим продуванням	29
2.3 Шихтові матеріали конвертерного процесу.....	31
2.4 Технологічний процес виробництва сталі у конвертерах.....	32
2.5 Процеси шлакоутворення та видалення домішкових компонентів	35
2.5.1 Процеси шлакоутворення.....	35
2.5.2 Процеси окислення заліза.....	37
2.5.3 Окислення розплаву кремнію.....	38
2.5.4 Процеси окислення марганцю.....	39
2.5.5 Окислення вільного вуглецю	40
2.6 Десульфуріяція у конвертерному процесі	41
2.7 Розкислення та розливання сталі.....	42
Висновки.....	42

3 ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ 08Ю В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТОРІ З КОМБІНОВАНИМ ДУВАННЯМ.....	43
3.1 Структура кисневого конвертера.....	43
3.2 Технологічні особливості комбінованих процесів.....	44
3.3 Киснево-конвертерна плавка сталі 08 Ю.....	45
3.3.1 Сировинні матеріали.....	45
3.3.2 Матеріальний баланс плавки в конверторі.....	46
3.4 Розкислення сталі 08Ю.....	49
3.5 Позапічна обробка сталі.....	51
3.5.1 Види позапічної обробки сталі.....	51
3.5.2 Рафінування сталі в ковші твердій екзотермічною сумішшю.....	53
3.5.3 Обробка у промківші порошковими дротиками.....	56
3.6 Вибір типу машин безперервного лиття заготовок.....	58
Висновки	60
4 ОХОРОНА ПРАЦІ І ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	61
4.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори у конвертерному виробництві.....	61
4.2 Шкідливі та небезпечні фактори у конвертерному виробництві.....	65
4.3 Пожежна безпека.....	68
Висновки.....	71
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ.....	72

ВСТУП

Останнім часом конвертерний метод виробництва сталі якісно змінився. У 50-ті роки на зміну безсемерівському та томасівському процесам, що передбачали продування чавуну повітрям через днище, прийшов конвертерний процес з продуванням киснем через верхню фурму. Цей процес у низці країн витіснив мартенівське виробництво і став провідним сталеплавильним процесом. Наприкінці 60-х і на початку 70-х років відродили донний процес, завдяки розробці та використанню кільцевих (щілинових) донних фурм, в яких кисень подається в сорочці через щитного ендотермічного газу чи рідини. Донний киснево-конвертерний процес за кордоном в основному замінив томасівський та частково мартенівський процеси. Конвертери з донним продувкою встановили замість застарілих мартенівських печей. Результати експлуатації цих конвертерів показав ряд переваг донної продувки, але в той же час виявив її недоліки, що й обмежило їхнє поширення. У середині 70-х років почався новий етап у розвитку киснево-конвертерного виробництва – з'явилися розособисті варіанти комбінованого процесу, що з'явився слідством переваги і недоліків верхньої та донної продування. Комбіновані процеси дозволяють у ширших масштабах використовувати додаткові енергоносії з метою збільшення частки брухту в шихті. Слід зазначити, що що розвивалося до 70-х років по шляху підвищення продуктивності і розширення асортименту сталей, що виплавляється, киснево-конвертерне виробництво в даний час прагне підвищення якості металу і зниження його собівартості [1].

Для сучасного сталеплавильного виробництва є характерним переважне поширення киснево-конвертерного процесу, а також збільшення в ряді країн частки виплавки сталі в електричних печах і відповідно виведення з експлуатації в ряді країн застарілих мартенівських печей. У багатьох країнах киснево-конвертерний спосіб вже багато років є домінуючим.

Розвиток киснево-конвертерного виробництва сталі в даний час протікає

в напрямку подальшого вдосконалення процесу з верхнім продуванням (LD - процес та його різновиди) і широкого поширення різних варіантів процесу з комбінованим продуванням. З удосконалень конвертерної плавки з верхнім продуванням необхідно відзначити SMP - процес з мінімальною кількістю шлаку, впроваджений на 300 конвертерах на заводі. Сутність SMP - процесу полягає в попередньому знекремніванні чавуну поза конвертером твердими окислювачами і подальшого продування його в кисневому конвертері з верхнім дуванням зі зменшеною витратою вапна і, як наслідок, з мінімальною кількістю шлаку.

Одним із значних удосконалень верхнього продування є застосування пульсуючого дуття [2, 3].

Іншим удосконаленням верхнього продування, що вимагає однак більш складного обладнання, ніж пульсуюче дуття, є процес LD-CL (LD - circle-lance), розроблений фірмою "Ніппон Кокан" (Японія). Спосіб LD-CL полягає в тому, що конвертер обладнується фурмою спеціальної конструкції, нижній кінець якої здійснює круговий рух над поверхнею металевої ванни. Цим досягається збільшення зони контакту розплав-струм кисню та посилення перемішування, що призводить до інтенсифікації реакцій між металом, шлаком та газовою фазою [4].

1 Загальні питання конвертерного виробництва сталі

1.1 Структура конвертерного виробництва

Конвертерне виробництво великої продуктивності складаються зазвичай з основних переділів:

- а) шихтового;
- б) пічного;
- в) розливного.

Крім цих основних, до складу конвертерного виробництва входять такі відділення:

- міксерне (якщо в цеху встановлено стаціонарний міксер або міксери);
- стриперне, де виробляється вилучення злитків з виливниць;
- підготовки складів із виливницями;
- Підготовка ковшів.

Допоміжними відділеннями та ділянками конвертерного цеху є шлакові відділення, електростанції, насосні, механічні та ремонтні майстерні та ділянки, цехові лабораторії, склади та відділення термообробки та зачистки литих заготовок, адміністративно-побутова будівля.

Головна будівля ділиться на три прольоти:

а) шихтовий відкриток, в якому проводиться маневрування складів з шихтою, що подаються для завантаження в конвертера, а також відстій цих складів перед безпосередньою подачею до печей у момент початку завалки. Ширина шихтового відкритка з трьома залізничними коліями складає 18м. Під шихтовим відкривачем розміщується залізнична колія для подачі вогнетривів, різні пристрої для механізації ремонту печей, шлаковиків та інше допоміжне обладнання. У відкритку розміщені також пости керування печами;

б) пічний проліт у якому безпосередньо розміщені конвертерні печі. Довжина пічного прольоту визначається розміром та кількістю конвертерів.

Крок колон головного будинку цеху лінії печей визначається з розрахунку: довжина конвертера плюс 1,5 – 2м убік. Для цеху з конвертерними печами ємністю однієї ванни 250т крок колони становить 36м;

в) розливний проліт, для зручності обслуговування, а також для розміщення допоміжного обладнання конвертерів, у торцях цеху передбачені «холости» прольоти.

У пічному прольоті розміщуються залізничні колії для:

- складів із шихтою;
- переміщення підлогової завалочної машини;
- Переміщення складів з рідким чавуном.

Відповідно ширина пічного прольоту визначається габаритами складів із шихтою, завалочної машини та чавуновозів, а також вимогами техніки безпеки. Відповідно до цих вимог, відстань між арматурою конвертерного ковша і мульдами з шихтою повинна бути >500мм, між мульдами з шихтою і завалувальною машиною >500мм, між завалочною машиною і чавуновозним складом >700мм і між чавуновозом складом і гудом.

Висота пічного прольоту насамперед визначається розмірами конвертера. Нижня частина підкранових балок повинна бути вищою за верх обв'язки печі на 1,5-2м. Висота підкранових балок зазвичай дорівнює 1/8 - 1/10 величини прольоту. Висота від балок до затягування кроквяних ферм визначається габаритами мостових кранів.

Крім того, за вимогами техніки безпеки, відстань від найвищої точки механізмів крана до нижнього поясу ферми має бути не менше 0,5м.

Висота робочого майданчика визначається: а) рівнем ґрунтових вод (відповідно можливістю заглиблення шлаковиків); б) можливістю проїзду (габаритами) під робочим майданчиком залізничного складу; в) нормальним розташуванням сталерозливних ковшів по відношенню до рівня підлоги цеху.

У проливні розливу розташовуються два залізничні колії: для сталі вздовж розливних майданчиків і для шлаку (для складів зі шлаковими чашами). З огляду на це, ширина розливного прольоту становить 20 – 24 метрів.

Розливний проліт примикає до пічного, тому його висота, а також

довжина зазвичай такі ж, як у пічного прольоту. У деяких випадках для поліпшення організації розливу довжину проливу роблять більше, ніж пічного.

Холодну шихту зберігають у шихтовому відділенні, що складається з двох будівель: в одному зберігаються магнітні матеріали (брухт), в іншому – сипучі (залізна руда, боксит, вапняк тощо). Всі ці матеріали завантажують (відповідно магнітними або грейферними кранами) в мульди, встановлені на спеціальних залізничних візках і подають естакадами в шихтовий лист цеху. Звідти склади з мульдами при потребі подаються до печей. Місткість мульди становить $2,2 \text{ м}^3$. Чим вище насипна маса шихти (брухту), тим менше мульд необхідно на плавку, тим швидше відбувається завалка шихти і скорочується тривалість плавки. [5,6]

Багато робіт у пічному та розливному прольотах сталеплавильного цеху вимагають витрат важкої фізичної праці та виконуються в умовах великих виділень тепла, пилу, низки шкідливих газів та підвищеного шуму. З цих причин важливим завданням на найближчий час є розробка та впровадження засобів механізації найважчих робіт у сталеплавильних цехах.

При встановленні конвертерів в головному будинку основна труднощі пов'язана з тим, що висота розташування кранів (висота підкранових шляхів) пічного та розливного прольотів мартенівських цехів становить не більше 20 м, в той час як для розміщення на нульовому рівні сталевозів, що приймають сталь з конвертерів ємністю 50, 100-130, 300т, ця висота повинна бути відповідно 17, 21-23, 30м. Тому під конвертерами необхідно споруджувати траншеї для сталевозів та шлаковозів.

1.2 Конвертерні процеси

При конвертерному методі виготовлення сталі залитий конвертер чавунний сплав продувається киснем. Під дією кисню окислюються домішки і вуглець, що містяться в чавуні, в результаті виходить сплав з технічною

назвою сталь. Кількість тепла, що виділяється в процесі окислення, піднімає температуру сталі до 1600°C.

Особливості безсемерівського конвертера.

Цей процес названий на честь англійського вченого Г. Бессемера, який розробив його. Метод дає можливість переробляти чавунні сплави з невисоким вмістом сірки та фосфору, а також достатній вміст кремнію. Спосіб передбачає використання конвертерів з кислотою футеровкою. Алгоритм безсемерування чавуну наступний:

- 1 Заливка безсемерівського чавунного складу в конвертор із паралельним продуванням повітрям. Процедура здійснюється за температури 1250...1300°C.
- 2 По ходу продування відбувається окисдування вуглецю, марганцю, кремнію. Така реакція ініціює утворення кислого шлаку.
- 3 Після досягнення необхідного вмісту вуглецю продування завершується.

Готовий розплав сталі виливають у ківш, у якому виробляється його розкислення. Відмінність даного процесу полягає в тому, що в процесі розкислення після зливу розплаву з безсемерівського конвертера фосфор і сірка залишаються без зниження їх вмісту.

Особливості томасівського конвертера

Такий конвертер відрізняються основним типом футерування. Запропонував використовувати цей спосіб виробництва сталевих сплавів Томассон. Запропонована технологія дозволяє якісно переробляти чавун із високим вмістом фосфорних домішок.

Томасівський конвертер, як і безсемерівський, має грушоподібну форму. Чавун заливають через заливний отвір зверху конвертера. Дно виконане у знімному варіанті. Завдяки такій конструкції днище можна замінити за

потреби. Конвертер має можливість провороту у вертикальній площині на цапфах.

Виплавка сталевих сплавів з використанням томасівського конвертера здійснюється так:

1. У ємність переливається однойменний чавун, нагрітий до температури 1200...1250°C. Проводиться продування повітряною сумішшю.
2. Під час продування оксидуються ті ж компоненти, що і при безсемерівському методі.
3. Сірка і фосфор осідають в основному шлаку, що утворюється. Обробка повітрям завершується після досягнення потрібного вмісту фосфорних домішок (0,05...0,07%).

Основним Недоліком безсемерівського та томасівського виробництв сталевих складів вважається підвищена крихкість і схильність до старіння готового металу. Такий ефект обумовлений наявністю високого вмісту азоту, який розчиняється у розплаві сталі під час її обробки киснем.

Особливості кисневого конвертера

Кисневий агрегат має основне футерування. Продування повітрям здійснюється через фурму, що охолоджується водою. На території країн СНД кисень подається зверху. Конструкція резервуара аналогічна конвертерам безсемерівського та томасівського типу.



Рисунок 1.1 Загальний вигляд кисневого конвертера

Місткість ємностей знаходиться в діапазоні 50...350 т. Шихтою при такому типі плавки виступає металевий брухт (скрап), рідкий чавунний склад передільного складу, шлакоутворюючі.

. Шихтова сировина та вимоги до неї

Основною складовою шихти вважається розплавлений передільний чавун. Переробний чавун містить вуглецю - 3,7 ... 4,6%; фосфору – менше 0,3%; марганцю - 0,4 ... 2,6%; сірки - 0,02 ... 0,08%; кремнію - 0,3 ... 2%.

Оптимальним змістом кремнію вважається 06-09%. Якщо вміст кремнію занадто великий, то збільшується витрата вапна, підвищується інтенсивність утворення шлакових матеріалів. Ці процеси збільшують втрату заліза. Недостатня кількість кремнію ініціює запуск зворотних процесів.

Оптимальні змісти інших елементів:

- 1 Марганцю - 0,2 ... 1,1%. Дотримання такої пропорції прискорює синтез шлаку, розчинення вапнякових добавок. Завдяки марганцю покращується стійкість футерування, підвищується ефективність процесу видалення сірки та фосфору. Додатково знижується об'єм викидів, поверхня металу захищається від атмосферного впливу.
- 2 Фосфорних компонентів – трохи більше 0,2...0,3%. Більше включення цих речовин вимагає виконання проміжних зливів та наведення свіжих шлаків у процесі продування.
- 3 Сірки - 0,03 ... 0,04%. Температура розплавленої чавунної суміші зазвичай знаходиться в діапазоні 1300...1450°C. Використання чавунних складів меншої температури призведе до уповільненого шлакоутворення.
- 4 Сталевого брухту - 25 ... 27%. Не допускається наявності на шматках іржі. Також не можна застосовувати відхід із включеннями великої кількості сірки, фосфору, добавок кольорових металів. Рекомендовані габарити

окремих частин – до 30x30x100 см, пакетів – не більше ніж 70x100x200 см.

До основних шлакоутворюючих видів сировини відносять плавиковий шпат (флюорит), вапно. Також має місце застосування прокатної окалини, залізняку, агломерату, бокситу, вапняково-рудних котунів.

Застосовується вапняна свіжообпалена сировина, що містить: оксиду кальцію – понад 90%; окису силіцію – менше 3%; сірки - 0,05 ... 0,1%.

Флюорит вважається ефективним шлакорозріджувачем. У ньому міститься 75...92% фториду кальцію. Основна добавка – оксид кремнію. Регламентований вміст агломератів, залізорудних компонентів, котунів – не більше 8% окису силіцію. Габарити рудних елементів повинні перевищувати 2...5 див.

Боксити включають такі окису кремнію (10-20%), алюмінію (37-50%), заліза (12-25%). Така речовина відрізняється наявністю великої кількості вологи (10...20%), тому піддається попередньому сушінню.

Шлакоутворення та параметри шлакових складів

Режим шлакоутворення характеризується обсягом шлаку, швидкістю його утворення, в'язкістю, складом. Ці технологічні параметри значно впливають результати виплавки стали.

Шлак повинен мати високий рівень основності (2,5...3,7) та невелику в'язкість. Ця вимога пояснюється необхідністю видалення сірки та фосфорних елементів під час продування. Густі шлакоутворення уповільнюють дифузію складових, що беруть участь у дефосфораційних та десульфураційних реакціях.

Короткочасність продування обумовлює створення умов для раннього утворення шлакових складів. Конвертерно-кисневий метод з верхнім продуванням має сприятливі умови для утворення шлаку:

інтенсивним перемішуванням ванни при дії кисневого потоку та виділенні оксиду вуглецю;

високою температурою шлакової ванної ділянки (досягає 2000 ° C);

опцією регулювання рівня оксидів заліза шляхом зміни розташування повітряної фурми щодо поверхні розплаву.

Освіта основних шлаків реалізується за допомогою розчинення в конвертерній ємності шматкової вапна під час розплавлення фаз (оксиди кремнію, марганцю, заліза). Вапнякові компоненти тугоплавки, тому вимагають для розрідження взаємодії з оксидами шлакового етапу.

Прискорення шлакоутворення здійснюють шляхом додавання присадок із плавикового шпату, збагачення шлаковідходу окисами заліза завдяки обробці повітрям при високому розташуванні фурми. Рідше подібні процедури виконуються з використанням агломератів, залізородних компонентів, бокситів, котунів.

На початку процедури продування додають першу частину шлаковідходів (30...50% від загального обсягу). Сюди включаються флюорит, вапняні склади. У деяких випадках замість флюориту використовують агломерати, боксити, котуни, залізородні сполуки. Решта шлакомаси додається за один або кілька разів протягом третини тривалості обробки сплаву киснем. З метою прискорення шлакоутворення іноді 20...40% вапна завантажується перед заливкою чавуну.

Необхідна кількість вапняного складу визначається залежно від необхідного рівня основності шлаку (близько 5-8% від плавильної маси). Частка флюориту становить близько 0,15...3%. Іноді масова частина може

сягати 1%. Додатково спочатку продування фурму встановлюють у високому положенні. Це сприяє насиченню шлакоутворень окисом заліза.

Під час продування склад шлаку змінюється. Через розчинення вапняних компонентів збільшується відсоток оксиду кальцію, знижується частка окисованих кремнію, марганцю, заліза. У середині процесу суттєво зменшується кількість окису заліза в умовах активного утворення оксиду вуглецю. Після закінчення обробки сплаву киснем свобідного вуглецю значно зменшується.

Загальні втрати заліза

Виплавлення в кисневих конвертерах передбачає окислення заліза. Кількість твердих оксидів заліза (менше 1%) значно менша за обсяг аналогічних складів, необхідних для шалокообразовання (2...3%). Внаслідок цього відбуваються 0,7-1,5-відсоткові втрати залізних складових. При виплавці без твердотільних елементів, що окислюють, втрачається 1,5...2% заліза.

Усереднений вихідвипарів по ходу конвертерно-кисневого процесу дорівнює 70 кубометрів/тонну. Вміст пилоподібних частинок у газоподібних відходах становить 100...150 г/м³. Зменшити втрати (що становлять 1...1,5%) можна шляхом скорочення тривалості продування.

Залізо також уноситься у вигляді корольків. Освіта останніх неминуче. Масова частина таких включень – від 2 (для низьковуглецевих сталевих сумішей) до 5% (при виготовленні високовуглецевих складів). Втрати з корольками становлять щонайменше 0,5%.

Додатково виділяють втрати, пов'язані з виносом металевих мікрокрапель, вихлопними випарами на початку обробки киснем. Це зумовлено відсутністю шлакозахисту, наближенням фурми до ванної поверхні. Такі втрати становлять приблизно 1%. Загальні втрати заліза перебувають у діапазоні 3...4 %. Якщо продування та шлакоутворення проходять у

несприятливих умовах або не дотримується коректного алгоритму плавки, втрачається 5 і більше відсотків заліза.

Також виплавка супроводжується окисдуванням значної частки вуглецю, марганцю та кремнію. Частина виходу розплавленої сталі під час конвертерно-кисневого методу виробництва дорівнює 88...99% від обсягу металошихти.

1.3 Аналіз методів газового дуття у конвертерах

До переваг процесу з використанням продування конвертера з дна, перед варіантом кисневої обробки зверху відноситься таке:

- мінімальний рівень втрат за допомогою викидів, що пояснюється спокійнішим перебігом кисневої обробки;
- до 3...5 разів нижчий показник втрат заліза (залізні частинки розчиняються у шарах шлаковідходу та металу);
- підвищення виходу розплавленого сталевого металу на 1,5...2,0%;
- зниження втрат заліза зі шлаковими речовинами через меншу кількість оксидів заліза;
- підвищення ефективності конвертерного виплавлення до 5...10%;
- відносну простоту управління ходом плавки через стабільність процедури;
- економію феромарганцю через меншу інтенсивність окисдування марганцю;
- зниження витрати кисню (до 5-10%) через зменшення рівня окиснення вуглецю та заліза;
- низьке споживання азоту завдяки зниженню температури в галузі взаємодії сплаву та кисню;
- збільшення ступеня десульфурзації та дефосфорації;

- нижчу висоту плавильного агрегату, що допомагає економити на будівництві габаритного цеху;
- наявність відповідних умов для розчинення у ванній газів інертного типу (азоту, аргону), застосування порошкових речовин (наприклад, вугілля, вапняних добавок, графітових компонентів).

Серед мінусів конвертерно-кисневого виплавлення з донним продуванням виділяють:

- Необхідність застосування порошкового вапна. Це потребує відповідних пристроїв для подрібнення, вдування цього матеріалу.
- Ускладнення конструкції та застосування дна із підведенням повітря, захисних середовищ, мелених вапняних речовин, інертних газів.
- Необхідність продування металу негорючими газоподібними складами з метою видалення гідрогену. Також доведеться подавати повітряну або газову інертну суміш для охолодження фурм у міжплавочні фази.
- Виникнення простоїв агрегатів під час заміни днищ. Такі операції тривають до 20 години.
- Потреба в спеціальних колекторах для диму та виносних з плавильної ємності при її нахилі металевих мікрокрапель.
- Зниження ефективності переробки брухту. Це зумовлено витратами теплової енергії на розпад гідрокарбонатів та зменшенням теплових приток від оксидування феруму.

За такої кількості переваг використання конвертерно-кисневого способу плавки сталей з донною подачею кисню не завжди доречно. Такий метод підійде для виготовлення наднизьковуглецевих сталевих сумішей, переділу чавунів з високим відсотком фосфатів, ванадію.

Переробка традиційних чавунних складів із нормальною кількістю вуглецю здійснюється із застосуванням конвертерів з подачею кисню зверху. Це більш високою стійкістю їх футеровки, можливістю використання шматкового вапняного матеріалу.

Впродовжостанніх років інтенсивно розробляються технології зкомбінованим продуванням(сумісною обробкою сплавів киснем зверху та знизу). Такі тренди пояснюються прагненням поєднати плюси плавильних резервуарів з верхньою, а також донною продувкою.

Особливості комбінованої подачі повітряної суміші. Цей спосіб має найбільш широкий перелік технологічних опцій. Але потребує застосування більш конструктивно складного обладнання. При виготовленні конвертера з поєднаною продуванням слід передбачити подачу всередину резервуару через верх – шматкового вапняного матеріалу та інших флюсових речовин, кисню, а знизу – повітря (з метою вберегти фурми від забивань та затікань по ходу міжпродувних фаз), нейтральних газів, кисню. .

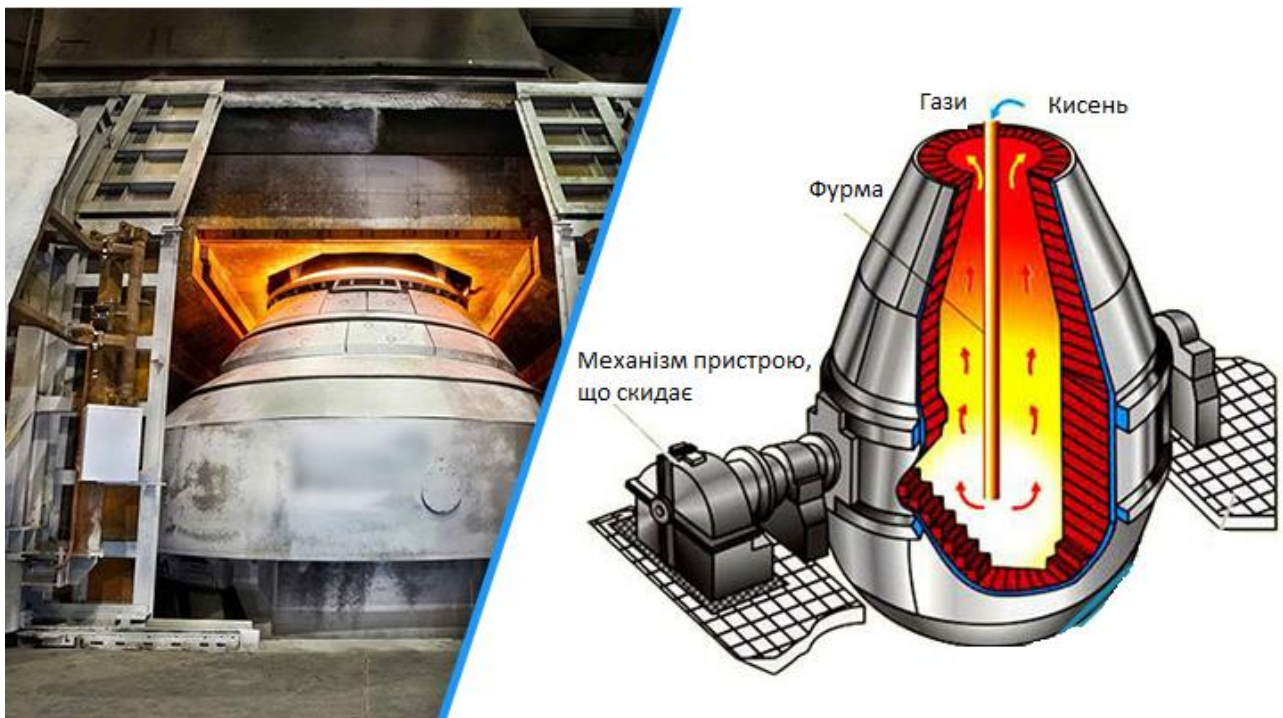


Рисунок 1.2 Схема конвертера з верхнім продуванням

Існує кілька типів суміщеного продування. Залежно від призначення перелік опцій звичайного продування зверху може доповнюватися такими опціями:

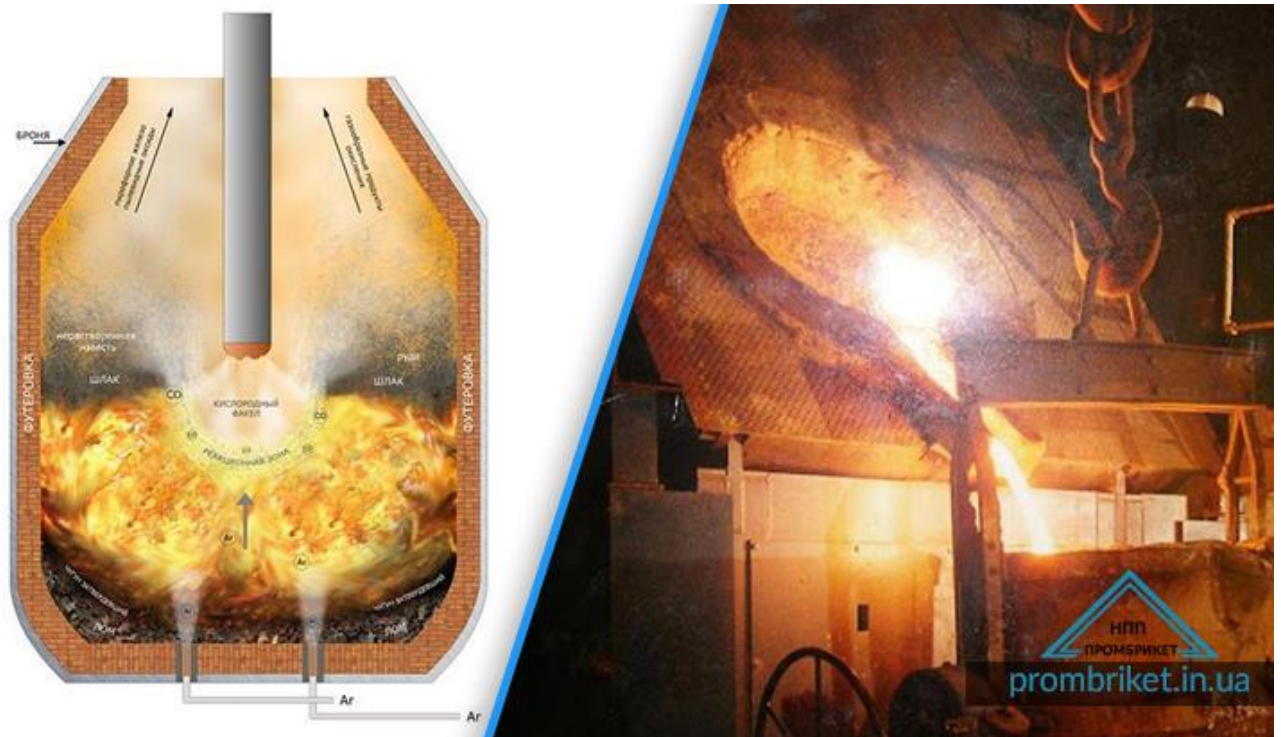


Рисунок 1.3 Схема конвертера з комбінованим продуванням

- Вдуванням за допомогою донних труб сумішей оксигену з нейтральними газовими компонентами. Такий процес проходить у кільцевій вуглеводневій чи інертно-газовій оболонці.
- Подачею нейтральних газоподібних компонентів крізь пористі вогнетриви в дні.
- Впровадженням частини оксигену за допомогою нижніх фурм у нейтрально-газовій або гідрокарбонатній оболонці.
- Вдуванням крізь донні труби повітряної суміші, захищеною прошарком з інертних газів.

Також наведені вище функції поєднують з додатковою подачею вапняних компонентів через нижню частину резервуара.

Спосіб кисневої обробки зверху та донної подачі інертних газів. Така технологія користується найбільшою популярністю. Вона простіше, ніж комбінована подача повітря, але при цьому допомагає зберегти головну перевагу нижнього продування - відмінне перемішування ванни з усіма пов'язаними з цією перевагою технологічними опціями. Особливості конструкції таких конвертерів:

- Донні фурми виробляють із стійких до корозії сталей. Такі конструктивні частини можуть складатися з 1 або кількох трубних випусків. Останній варіант має на увазі конструкцію «труба в трубі» із заглушкою внутрішнього виведення. Діаметри таких випусків залежать від потужності продування (0,01...4 куб. м/тонн-хвилин).
- Верхня фурма виконується двоярусною. Це забезпечує спалювання оксиду вуглецю усередині конвертерної ємності.
- Як інертних газів застосовують азот через високу вартість аргону. Азотне обдування реалізують, як правило, з мінімальною інтенсивністю, щоб уникнути насичення сплаву цим компонентом. Відсоток нітрогену у своїй становить 0,003...0,004%.

При необхідності зниження вмісту азотних компонентів у готовому металі проводять обдування аргонем. Протягом міжпродувних фаз застосовується повітряне обдування.

Нижня подача інертних газоподібних речовин крізь пористі вогнетриви. Канали у вогнетривкій цегли мають діаметр до 2 мм. Тому розплав та шлакоутворення через таке облицювання не протікають. Завдяки подібній конструкції введення нейтральної газової суміші можна виконувати за потребою, а не протягом усього циклу виплавки.

Обдування інертними складами починається перед закінченням оксигенової обробки і припиняється через кілька хвилин після зупинки подачі кисню.

Такий підхід забезпечує зниження рівня окисдованості сплаву та шлаків, додаткове видалення фосфору та сірки, глибоке виведення вуглецю.

1.4 Технологічне обладнання конвертерного виробництва

1.4.1 Ковші міксерного типу

Ковші міксерного типу | типу | призначені для доставки чугуну до сталеплавильних цехів безпосередньо з |із| доменного, а також для перевезення чавуну між підприємствами на значні відстані.

Розроблень уніфікований ряд |лава| пересувних міксерів сучасної конструкції ємкістю |місткістю| 200, 300, 450 та 600 т.

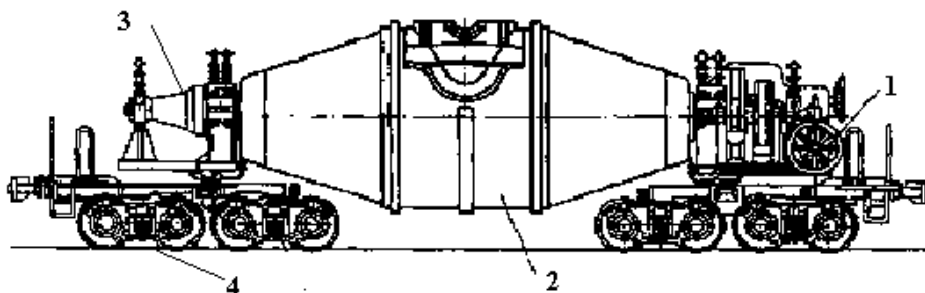
Вибір ємкості | місткості | пересувного міксера визначається масами випуску чавуну з |із| доменної печі та плавки |плавлення| у сталеплавильному агрегаті.

Збільшення ємкості |місткості| пересувних міксерів сприятливо впливає на техніко-економічні показники їх експлуатації: знижується коефіцієнт тари, скорочується втрата температури та удельні капітальні витрати.

Кількість пересувних міксерів визначається об'ємом | перевізного | чавуну.

Конструкція пересувного міксера (рисунок 1.1) складається з футерованого | корпусу 2, опор 3, приводу повороту 1, ходових візків 4

Міксери розробляються з |із| корпусом, що спирається | на цапфі (вантажопід'ємністю до 458 т) і на бандажі (вантажопідйомністю понад 450 т).



1- механізм повороту; 2-| футерований корпус;

3-| опорні вузли; 4 – ходові візки.

Рисунок 1.4 – Ківш міксерного типу

Корпус виконують сигароподібної чи циліндричної форми.

Циліндрична (бочкоподібна) форма з опорними бандажами забезпечує максимальну ємність міксеру та компактність.

Для здійснення механізації та зниження тривалості робіт з ремонту кладки та обслуговування пересувного міксеру розроблена його конструкція, що забезпечує з'єм корпусу на спеціальному стенді, що встановлено у депо ремонту ковшів.

Стенд забезпечує обертання корпусу, що дозволяє механізувати видалення | віддалення | футерування, подачу вогнетривів, обслуговування та інші роботи.

1.4.2 Машини безперервного лиття за готовок

Тип МБЛЗ вибирають, головним чином, виходячи з сортаменту сталі, що виплавляється, на підставі вимог до якості сталевих заготовок. При цьому, якщо вигин | зливання | зливання | з рідкою фазою не відіб'ється на якості заготівлі, використовують МБЛЗ з змінним радіусом кривизни | кривини | або розгином зливання | зливання | з рідкою фазою в одній точці, інакше - радіальні МБЛЗ. Якщо не можна розігнути навіть затверділий зливочок | або криволінійність | заготівлі, що формується, несприятливо | впливає на кількість і розподіл неметалевих включень, застосовують вертикальні МБЛЗ.

У даній проектній роботі передбачається | припускається | встановлення криволінійних МБЛЗ (рисунок 1.3) з вертикальним вигіном. Тип кристалізатора - прямолінійний, пластинчатий. Кількість струменів – 2.

Сталь на МБЛЗ розливається із сталерозливного | ковшу, що передається | від сталеплавильного агрегату. У ковші, як правило, на спеціальних | установках на сталь доводиться до необхідних температури і хімічного | складу.

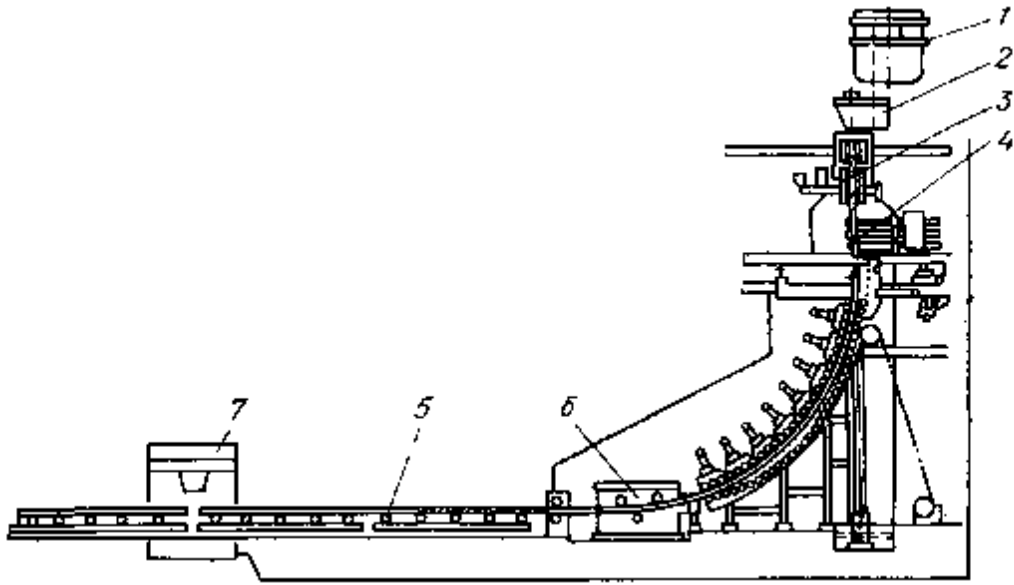


Рисунок 1.5 - Схема криволінійної МБЛЗ

2 Особливості конвертерних процесів із комбінованим продуванням

2.1 Технологічні методи конвертерних процесів з комбінованим продуванням

Враховуючи переваги та недоліки методів верхньої донної продування, було запропоновано створити процес, в якому продування одночасно проводиться і зверху та знизу. До 1980р. у світі за такою схемою вжеботало кілька установок. Зверху метал продувається киснем, а знизу - киснем або аргоном (іноді - азотом).

Продування киснем зверху дозволяє порівняно просто забезпечити швидке формування активного рідкорухливого залізо-вапняного шлаку і часткове допалювання СО в порожнині конвертера, що у свою чергу дозволяє збільшувати кількість брухту в шихті. Продування знизу забезпечує інтенсивне перемішування ванни, прискорює процес плавки, втрати заліза в шлаку при продуванні знизу зменшуються, знижується окислення металу. Переваги обох методів залишаються при організації комбінованого продування (і зверху, і знизу).

При переведенні на комбіноване продування конвертерів з верхнім продуванням використовують такі варіанти технології:

- 1) вдування частини (До 20%) кисню через днище (одночасно з продуванням киснем зверху);
- 2) продування металу знизу аргоном (одночасно з продуванням киснем зверху або після закінчення такого продування);
- 3) те саме – азотом;
- 4) вдування через днище порошкоподібного вапна за будь-яким з варіантів.

Комбінована продування дозволяє (порівняно з продуванням тільки зверху): а) підвищити вихід металу (краще перемішування, менше втрат заліза в шлаку, менше чад і втрати заліза з пилом); б) знизити витрату феросплавів (менша окисленість

металу та шлаку); в) знизити витрату допоміжних матеріалів (прискорення шлакоутворення внаслідок інтенсивного перемішування); г) підвищити якість сталі (зниження вмісту газів під час продування інертним газом наприкінці операції); д) зменшити витрати кисню (менше кисню витрачається на окислення заліза).

Організація комбінованої продування вимагає наявності більш складного обладнання цеху і ускладнення конструкції конвертера, проте переваги, що досягаються при такому методі роботи, компенсують додаткові витрати на переобладнання.

У зарубіжній літературі методи комбінованої продувки отримали найменування LD-OB або LD-AB процесів (від слів LD+oxygen bottom blowing – англ. – киснева донна продувка або LD+argon bottom blowing – аргонне донне продування) [1].

До недоліків донних процесів належать найгірші умови шлакоутворення; зниження частки лому, що переробляється в конвертері; підвищений вміст водню в металі при використанні вуглеводнів як захисне середовище в донних фурмах внаслідок чого виникає необхідність додаткового короткочасного продування інертними газами або азотом; утруднення з видаленням фосфору при виплавці високовуглецевих сталей; більш складна технологія плавки та низька стійкість днища.

Слід зазначити, що ідея комбінованої продування, тобто. поєднання верхнього та донного дуття було вперше здійснено у роботах, виконаних в Інституті чорних металів (ІЧМ). Чисто комбінована продування була запропонована В.Г. Федоровичем у 1958 р. (Рис.2.1). Розроблений ним спосіб (названий Ф-ІЧМ) переділу високофосфористих чавунів у конвертері шляхом продування рідкого металу киснем одночасно зверху і знизу відрізнявся тим, що з метою забезпечення можливості більш ефективної глибокої дефосфорації, обезуглерожування та дегазації металу, кисень через днище вдуваю. період дефосфорації та обезуглерожування та в оболонці інертного газу в період дегазації.

Фактично цей спосіб і передбачив багато варіантів комбінованого продування. Інший варіант комбінованого процесу сталі в конвертері передбачав продування металу киснем в оболонці захисного газу нижче рівня поверхні рідкого металу, що відрізняється тим, що з метою забезпечення більш гнучкого регулювання

температурного та шлакового режимів плавки, метал додатково продувають паливно-кисневим дуванням зверху.

Результати перших досліджень показали, що комбіноване дуття сприяє більш повному рафінуванню металу від домішок за рахунок кращих гідродинамічних умов плавки, дозволяє в певних умовах збільшити частку брухту в шихтіує більш спокійний хід плавки.

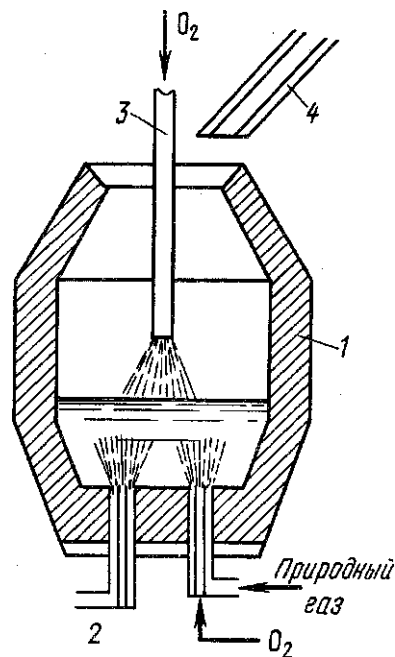


Рисунок 2.1 Схема Ф-ГЧМ-процесу:

1 – конвертер; 2 - фурма для подачі кисню в оболонці захисного середовища; 3 – фурма для продування киснем зверху; 4 – подача сипких.

Комбіновані процеси доцільно класифікувати за типом донного дуття, способу його подачі, можливості вдування порошкоподібних флюсуючих і вуглецевмісних матеріалів [1].

2.2 Фізико – хімічні процеси конвертерної плавки

з комбінованим дмухом

Поєднання двох принципово відмінних видів дуття - зверху і через днище - створює своєрідні умови протікання основних фізико-хімічних процесів в обсягах

взаємодіючих фаз-газу, металевого і шлакового розплаву і на межах їх розділу. та швидкостями витікання з фурм, більш високим кисневим потенціалом, що змінюється при поширенні струменів у хімічно активних середовищах газу та розплаву, що створює можливості регулювання динамічних та хімічних характеристик дуття при контактуванні з ванною. Донне дуття відрізняється меншими витратами та швидкостями закінчення, великим початковим розосередженням та малим поширенням струменів до контактування з ванною.

У такому поєднанні основна роль верхнього дуття полягає в хімічному та динамічному впливі на прилеглі шари металевого розплаву, а роль донного дуття, особливо при низькому його кисневому потенціалі, визначається, в першу чергу, залученням у процесі всього об'єму металеві ванни, збільшенням поверхонь взаємодії фаз і зменшенням різниці хімічних потенціалів елементів з допомогою зниження опорів масопереносу.

Розробка великої кількості варіантів конвертерного процесу з комбінованим продуванням свідчить про широкі можливості управління фізико-хімічними умовами отримання металу заданого складу та властивостей, у тому числі з дуже низькими вмістами фосфору, вуглецю, сірки та інших домішок, а також варіювання використання хімічної та теплової енергії газів та інших матеріалів.

Киснево-конвертерний процес характеризується неповним використанням тепла хімічних реакцій, яке могло б бути виділено в робочому просторі конвертера, де за звичайних умов допалюється лише 10% CO, що виділяється з ванни. За термічного к.п.д. реакції допалювання 0,7 та ступеня допалювання 0,1 використовуване ванною тепло становить лише 0,07 від її теплового ефекту.

Для підвищення температури ванни необхідно (без урахування втрат випромінюванням і з газами, що відходять) витратити кількість теплоти:

$$Q_H = M_{me} C_{me} \Delta t + M_{ф} C_{ф} \Delta t,$$

де M_{me} – маса металу; $M_{ш}$ - маса шлаку (~10% M_{me} ; $M_{ф}$ - маса футеровки бере участь у теплообміні (~10% M_{me}); C_{me} , $C_{ш}$, $C_{ф}$ - теплоємності сталі, шлаку і футеровки (0,69; 2,1 і 2,1 кДж / (Кг * К) відповідно.

Тепла від окислення [C] чавуну до CO ($Q_c = 4, 0 * 11200 * 10^{-2} = 448$ кДж/кг)

достатньо для нагрівання ванни до 1600-1650°C. Окислення інших елементів чавуну призводить до надлишку тепла та перегріву металу не вище 80-150 ° C над ліквідусом. Надмірне тепло утилізується при використанні в шихті металобрухту або залізної руди. Для розплавлення і нагріву до 1620°C 1 кг брухту потрібно витратити 1,42 МДж, а засвоєння Fe з руди з нагріванням до тієї ж температури - 5,8 МДж/кг. Використання брухту скорочує витрату рідкого чавуну, підвищує техніко-економічні показники процесу, тому краще. У складі шихти звичайного киснево-конвертерного процесу верхнього дуття частка брухту досягає 25%. У сучасному киснево-конвертерному процесі з комбінованим дуванням, особливо при вдосконаленні режимів верхнього дуття, істотно підвищується ступінь допалювання CO в конвертері $CO-CO_2 = 0,2-0,3$ [1, 9].

2.3 Шихтові матеріали конвертерного процесу

Для киснево-конвертерного процесу застосовують чавун наступного складу, табл.2.1.

Таблиця 2.1 Хімічний склад передільного чавуну

Компоненти	З	Si	Mn	S	P	Fe
Зміст, %	4,2 – 4,5	0,5 – 0,8	0,3 – 0,6	0,03 - 0,05	0,03-0,15	Do 100

Вміст кремнію в чавуні впливає масу діоксиду кремнію в шлаку M_{SiO_2} та Мш. При вмісті кремнію нижче оптимальної величини шлакоутворення на початку продування уповільнюється, так як швидкість розчинення вапна при низькій температурі шлаку і незначній масі SiO_2 мала. У разі тонкого шару шлаку збільшується час продування незахищеного металу, подовжується безшлаковий період, що сприяє заростанню і прогару фурм, збільшенню пиловиділення та виносу крапель металу. При невеликій масі шлаку шкідливі домішки із металу видаляються досить слабо. Оптимальний вміст кремнію в чавуні при охолодженні плавки металевим брухтом становить 07-08%. Певне підвищення вмісту кремнію в чавуні корисно, тому що зумовлює можливість

збільшення частки брухту в металевій частині шихти [13].

При високому вмісті марганцю в чавуні суттєво покращуються процеси шлакоутворення та десульфурації металу, але при цьому посилюється утворення чаду. При дуже низькому вмісті марганцю (0,2 - 0,3%), спостерігається заростання фурм, оскільки шлаку на початку продування недостатньо. Максимальна ефективність процесу виплавки конвертерної сталі досягається за змістом марганцю не більше 0,5 - 0,7 %.

Ступінь десульфурації металу в кисневому конвертері вбирається у 50 % (частіше близько 30 %). Тому допустимий вміст сірки в чавуні має перевищувати 0,04-0,05 %.

Високий вміст у чавуні фосфору ($[P]>0,2\%$) значно ускладнює технологію плавки. Для отримання малофосфористої сталі ($[P]<0,02\%$) необхідно всередині процесу продування скачувати шлак і наводити новий. Така процедура знижує продуктивність конвертера, вихід рідкої сталі та стійкість футерування. При вмісті фосфору $<0,15\%$ можна плавити без спуску первинного шлаку. При порівняно невеликому коефіцієнті розподілу $LP=(P_2O_5)/[P]=100$ та кількості шлаку в межах 10% від маси металу залишковий вміст фосфору не перевищить 0,03%. Металобрухт, що засипається в конвертер, повинен відповідати вимогам технічних умов ТУ 14-10-38-92 [14].

До розкислювачів та легуючих добавок пред'являють комплекс вимог: високий вміст легуючого елемента (зменшує витрати тепла на плавлення); обмеженість крупнокускового фракційного складу, (феросплави у великих шматках ускладнюють їх розплавлення і призводять до перевитрати дорогих матеріалів), чистота від шкідливих домішок (сірки, фосфору та ін), наявність яких у готовій сталі обмежена. Забороняється застосування розкислювачів та легуючих добавок невідомого хімічного складу, не зважених, змішаних між собою та з іншими матеріалами [14].

Для присадки в ківш феросплави (феромарганець, феросиліцій, силікомарганець) повинні бути роздроблені на шматки з розмірами в межах – 5-50 мм.

2.4 Технологічний процес виробництва сталі у конвертерах

Процес виплавки сталі у конвертерах умовно ділиться такі основні періоди: завалка металевого брухту і шлакообразуючих; заливання рідкого чавуну; продування ванни киснем; введення феросплавів, контроль температури металу та відбір проб; злив шлаку та сплаву, огляд футерування конвертера та підготовка його до наступної плавки [14].

Металевий брухт надходить до конвертерів у двох завантажувальних совках ємністю 50 м³кожен. Завалку брухту і заливку чавуну в конвертер дозволяється починати при температурі футерування не нижче 1000 ° С [16].

Під час завалки конвертер нахиляється у бік прольоту завантаження на кут до 54°. Із завантажувального прольоту напівпортальною машиною совки з металобрухтом підносять до горловини конвертера, конвертор нахиляється та скрап зсипається у робочий простір конвертера. Рівномірність розподілу брухту всередині робочого простору конвертера забезпечується похитуванням конвертера.

Після завалки брухту проводиться завалка на нього вапна з розрахунку 40-60 % від загальної витрати на плавку.

Рідкий чавун доставляють до конвертерів у чавуновозних ковшах заливальних місткістю 250 т. Конвертер знаходиться в нахиленому положенні після операції по завалці металобрухту. Чавун заливають на скрап за допомогою крана. Після заливки конвертер встановлюють у вертикальне положення для продування, яке ведеться за режимом "без допалювання СО" [16].

Перед початком продування перевіряють готовність систем, механізмів та обладнання. Особливе значення має працездатність котла-охолоджувача та газоочищення.

Кожен конвертер обладнаний двома фурмами (робочої та резервної). Хід фурми в 250 конвертері складає 17 м. Продування ведеться через п'яти-соплову

фурму киснем чистотою не менше 99,5%. Витрата кисню визначається кількістю окислюваних за час продування компонентів рідкого металу. На виплавку в кисневих конвертерах 1 т сталі витрачають від 52 до 60 м³ кисню. У запропонованому варіанті в умовах зниження частки рідкого чавуну та зниження обсягу окислюваних домішок можливе зниження витрати кисню на одну тону придатної сталі до меж 55,5-56,5 м³. Кут нахилу осі сопла до вертикалі конвертора становить 18 ° [17]. Тривалість продування становить близько 12 хв [18].

Кількість кисню по ходу продування регулюється так, щоб у перші 3 - 4 хвилини і в останні 3 хвилини продування витрата кисню підтримується на 20 - 30% вище, ніж у решту часу продування.

По ходу продування положення фурми Нф (відстань наконечника від рівня спокійного металу) змінюється.

2.5 Процеси шлакоутворення та видалення домішкових компонентів

2.5.1 Процеси шлакоутворення

Процес окислення домішок рідкого чавуну у ванні конвертора йде паралельно за двома напрямками: шляхом прямого контакту кисню з домішками (кремнієм, марганцем, вуглецем) і розплавом заліза і шляхом непрямого контакту за рахунок взаємодії з наведеним шлаком.

У міру завантаження флюсуючих добавок з одночасною подачею кисню в частині рідкої металевої ванни утворюються дрібні краплі, на поверхні яких протікають первинні хімічні реакції. Частина кисню проникає у глибину ванни як бульбашок. Окислювальні реакції, що відбуваються при цьому, супроводжуються утворенням оксидів, що переходять у шлак (FeO, MnO, SiO₂ і газів - CO) [16].

У кисневому конвертері продування ділиться на два періоди. У першому періоді швидко окислюються кремній (до сотих часток відсотка), марганець і

фосфор, значно повільніше окислюється вуглець. У другому періоді інтенсивно окислюється вуглець, вміст марганцю та фосфору залишається приблизно постійним (наприкінці періоду відновлюється значна кількість марганцю та дещо збільшується вміст фосфору в металі внаслідок підвищення температури).

Високий вміст SiO₂ і MnO через 3 - 6 хв від початку продування вказують на швидке окислення кремнію та марганцю. Зі збільшенням кількості шлаку вміст SiO₂, MnO і FeO знижується, а вміст інших оксидів збільшується. Зміст SiO₂ і MnO в первинних шлаках визначається вмістом кремнію та марганцю в чавуні.

Взаємодія шлаку і вапна, що присаджується, полягає в насиченні зовнішніх шарів вапна кремнеземом і оксидами заліза, завдяки чому виходять хімічні сполуки 2CaO • SiO₂ і 2CaO • Fe₂O₃ з температурою плавлення нижчою, ніж CaO.

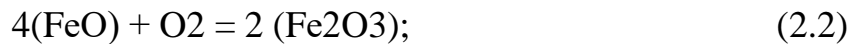
З підвищенням вмісту Fe₂O₃ температура плавлення подвійної системи, що утворюється, знижується, в результаті чого прискорюється перехід вапна в шлак. У деяких випадках шматки ошлакованого вапна не розчиняються в шлаку до кінця плавки. У цьому випадку на першому періоді плавки формуються кислі шлаки, які при взаємодії з шматком вапна утворюють на його поверхні шар двокальцієвого силікату. Цей шар має високу температуру плавлення та досить високу щільність, що затримує розчинення вапна [16].

Вапно, що присаджується в основний і залізистий шлак, розчиняється швидко. Тому перед присадкою в конвертер другої порції вапна дещо підвищують окиснення шлаку шляхом зменшення хвилинної витрати кисню, що забезпечує прискорення шлакоутворення.

2.5.2 Процеси окислення заліза

Залізо - основна складова чавуну та сталі. Тому з початку продування плавки починається окислення заліза за реакціями:





Під час інтенсивного окислення вуглецю чавуну відбувається реакція:

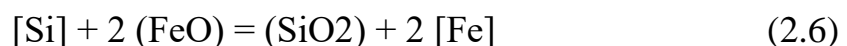
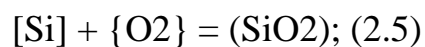


Монооксид заліза, що утворюється, в результаті перемішування розподіляється по всьому об'єму ванни. Основними елементами, що відновлюють залізо, є вуглець, фосфор, кремній та марганець. Відновлення заліза відбувається тим повніше, чим більше у ванні вуглецю, кремнію та фосфору. Однак підвищений вміст кремнію та фосфору в чавуні вимагає надмірної витрати вапна на ошлакування їх оксидів, що призводить до збільшення кількості шлаку, зниження стійкості футерування [16].

Ступінь відновлення заліза до кінця плавки визначається, головним чином, вмістом вуглецю в металі перед випуском, оскільки кремній, марганець та фосфор на цей момент вже повністю окислилися. Зміст оксидів заліза по ходу плавки змінюється так: у перший період плавки шлак виходить залізистим; з підвищенням температури ванни зростає швидкість окислення вуглецю (через 6 - 7 хв від початку продування) та розвивається відновлення FeO зі шлаку; до кінця плавки у міру зниження вмісту вуглецю у ванні окисленість шлаку зростає. На малюнку 4 наведено зміну вмісту FeO в шлаку в процесі продування [19].

2.5.3 Окислення розплаву кремнію

Кремній окислюється майже повністю в перші хвилини плавки і через 5 - 7 хв від початку процесу його вміст у ванні незначний. Протягом цього періоду окислюються марганець та фосфор. Окислення кремнію на початку плавки йде за реакціями:

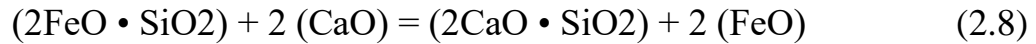


Реакції протікають із значним виділенням тепла. Кремнезем, що виходить у початковій стадії формування шлаку, з'єднується з FeO і утворює силікати

заліза:



У міру розчинення в шлаку вапна CaO витісняє FeO із силікату заліза з утворенням кальцієвого силікату:



Утворені силікати у присутності CaO також є неміцними. Утворення в основних шлаках зазначених силікатів призводить до того, що кремній у киснево-конвертерному процесі не відновлюється.

2.3.4 Процеси окислення марганцю

Окислення марганцю починається практично з перших хвилин продування плавки, але менш повно, ніж окислення кремнію. Окислення марганцю в киснево-конвертерному процесі протікає по двох реакціях, що супроводжуються виділенням тепла:



Реакція окислення марганцю розвивається інтенсивно при температурах початку процесу (1250 - 1420 ° C), тому на момент початку інтенсивного окислення вуглецю у ванні залишається приблизно 30% Mn від його вмісту в чавуні [16].

Окис марганцю – MnO практично нерозчинний у металі, проте з FeO він створює легкоплавкі сполуки та сприяє утворенню рідкорухливих шлаків.

Підвищення температури ванни по ходу плавки та наявність високого вмісту вуглецю у ванні призводить до того, що в період інтенсивного окислення вуглецю починається відновлення марганцю зі шлаку, тому що в основних шлаках MnO знаходиться у вільному стані. Відновником марганцю, крім вуглецю, може бути залізо. Однак відновлення марганцю в основному відбувається за реакцією:



Реакція протікає з поглинанням тепла, у зв'язку з чим її розвитку необхідна висока температура.

2.5.5 Окислення вільного вуглецю

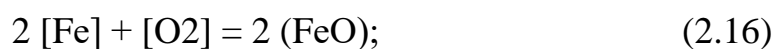
Подача чистого кисню під тиском углиб металу призводить до окислення вуглецю. Окислення вуглецю відбувається як безпосередньо за рахунок кисню дуття, так і за допомогою оксиду заліза за реакціями:



Середня швидкість окислення вуглецю прямо пропорційна кількості кисню, що подається в конвертер.

При інтенсивній подачі кисню, низькому положенні фурми окислення вуглецю відбувається в основному безпосередньо за рахунок дуття, так як при цьому має гарне перемішування ванни і швидке вирівнювання її складу. При високому положенні кисневої фурми відбувається поверхневе окиснення металу.

При цьому уповільнюється реакція обезуглерожування, так як швидкість окислення вуглецю значною мірою обумовлюється швидкістю переходу оксиду заліза зі шлаку в метал і протікає наступними реакціями:



При дуже високому положенні фурми над ванною або малому витраті кисню останній не повністю засвоюється ванною, тому частина CO у порожнині конвертера догоряє до CO₂. Основна ж частина CO догоряє за рахунок кисню повітря при виході газів, що відходять, з горловини конвертера [16].

У разі підвищення температури швидкість реакцій зростає. Реакція окислення вуглецю майже необоротна, тобто. монооксид вуглецю, що

утворився, безперервно залишає зону реакції, і підвищення температури сприяє прискоренню реакції обезуглерожування.

Швидкість окислення вуглецю в процесі продування змінюється у межах - від 0,10 до 0,40 %/мин . На початку продування, коли відбувається окислення кремнію і марганцю, швидкість окислення вуглецю вбирається у 0,20-0,25 %/мин (табл.2.2).

Таблиця 2.2 Зміна вмісту та швидкості окислення вуглецю

Тривалість продування, хв	3	5	7	9	11	13	15	18
Зміст, %	4,1	3,2	2,3	1,1	0,5	0,2	0,09	0,07
Швидкість окислення, %/хв	0,2	0,29	0,35	0,40	0,37	0,22	0,15	0,1

Після закінчення приблизно однієї третини тривалості продування починається інтенсивне окиснення вуглецю з максимальною швидкістю (0,35-0,40%/хв). Отже, швидкість окислення вуглецю може змінюватися по ходу продування в будь-які періоди плавки, тому від майстра виробництва та сталевару потрібно хороше знання умов та характеру перебігу реакції знеуглерожування.

2.6 Десульфуратія у конвертерному процесі

Сірка з'єднується з різними металами, утворюючи сульфід FeS, CaS, MnS, MgS. Здатність основного шлаку конвертерного видаляти сірку визначається наявністю в ньому оксидів CaO, MnO і MgO. Найбільшу десульфуруючу здатність має CaO, меншу - MnO, найменшу - MgO.

Сульфід заліза добре розчиняється у металі, а й у основному шлаку,

причому розчинність у шлаку зростає зі збільшенням основності шлаку.

Тому, починаючи з моменту утворення шлаку, по ходу продування сульфід заліза переходить з металу в шлак, до встановлення рівноваги $[FeS] = (FeS)$.

Зміст сірки стали залежить від її вмісту в чавуні. Незважаючи на те, що зі збільшенням сірки у чавуні збільшується ступінь десульфурації (рис.2.2).

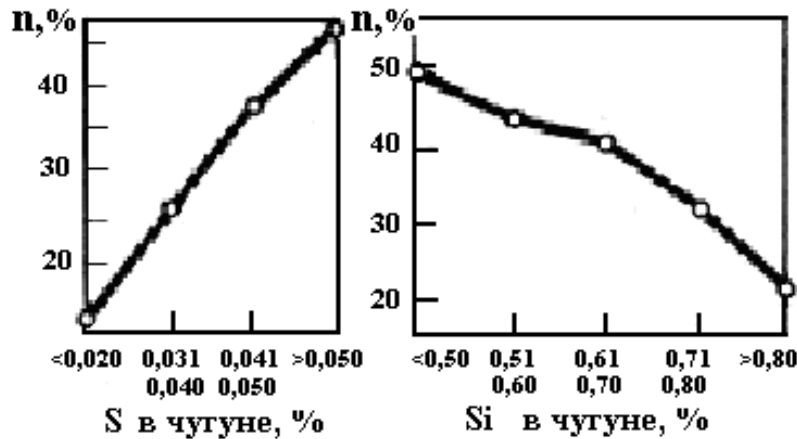


Рисунок 2.2 Залежність ступеня десульфурації n від: (а) – вмісту сірки в чавуні; (б) – вмісту кремнію в чавуні

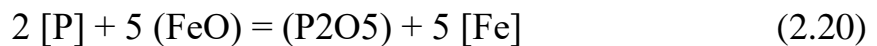
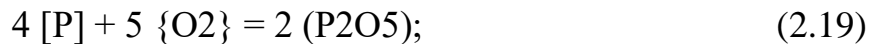
Кремній чавуну найбільше впливає на перебіг та результати технологічного процесу. Вміст його в чавуні визначає кількість та склад шлаку. Перехід у шлак великих кількостей кремнію чавуну негативно впливає процес десульфурації, оскільки знижується основність шлаку. На малюнку 2.6 наведено залежність ступеня десульфурації ванни від вмісту кремнію в чавуні. Аналогічна залежність встановлена для коефіцієнта розподілу сірки між металом та шлаком та основністю шлаку. Якість шлаку визначається його хімічним складом. З компонентів шлаку головний вплив на перебіг десульфурації надають кремнезем, оксид кальцію, монооксид марганцю та заліза.

Останнє полегшує дифузійні процеси, що протікають між металом і шлаком, головним чином перехід сірки з металу в шлак. Таким чином, збільшення окисленості конвертерних шлаків приблизно до 16% (FeO) сприяє видаленню сірки з металу в шлак.

2.6 Дефосфорація сплаву у конвертерному процесі

Передільний чавун, сталевий брухт та інші компоненти шихти завжди містять деяку кількість фосфору.

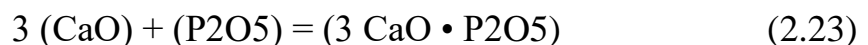
У конвертері окислення фосфору відбувається за двома реакціями, що протікають із виділенням тепла:



З'єднання, що утворюється, P_2O_5 не може існувати в шлаку у вільному стані, так як воно нестійке при високих температурах, при яких фосфор може легко відновлюватися залізом по реакції:



Для успішного видалення фосфору в шлак необхідно утворення міцної сполуки P_2O_5 з іншими компонентами шлаку. Основна дефосфоруюча роль належить CaO , яка у шлаку утворює такі сполуки:



Загальна реакція окиснення фосфору:



Основним джерелом фосфору у ванні є чавун. Вміст кремнію в чавуні визначає тепловий режим плавки та основність шлаку. Підвищений вміст кремнію в чавуні знижує основність перших шлаків, а отже, і ступінь дефосфорації ванни.

При вихідному вмісті фосфору в чавуні до 0,15% дефосфорація проходить вже за кінцевих шлаків 1,9-2,0. Зі збільшенням основності з 1,9 до 2,9 вміст фосфору сталі знижується з 0,032 до 0,014 %. Швидкість конвертерного процесу також впливає дефосфорацію металу. Розчинення вапна в шлаку та отримання необхідної його основності вимагають певного часу, причому тривалість продування плавки повинна мати певні межі [16].

2.7 Розкислення та розливання сталі

Кисень, що подається в конвертер, утворює з елементами металу різні хімічні сполуки. Вуглець знижує вміст кисню у металі. На початку процесу вміст кисню в металі невеликий, а до кінця плавки підвищується температура ванни і збільшується вміст кисню в металі.

Перед випуском у металі повинно утримуватися не менше 0,07% вуглецю і в шлаку не більше 18% FeO, оскільки передувка знижує стійкість футерування, підвищує чад розкислювачів і вміст неметалевих включень у сталі. При розливанні на МНЛЗ температура вуглецевої сталі повинна бути в межах 1635-1650 °С [20].

Сталь розкислюють у сталерозливному ковші. Розкислювачі, що вводяться в ківш, повинні бути попередньо прожарені до температури 900°C. Присадка феросплавів у ківш починається при наповненні ковша металом на 1/5 висоти, проводиться рівномірно і закінчується при наповненні на 2/3 висоти. При розкисленні спокійної сталі зниження окисленості металу доводять до рівня, що приблизно відповідає рівноважному з вуглецем. Це забезпечується введенням марганцю та певної кількості кремнію. Спокійну сталь розкислюють у ковші 45%-ним феросиліцієм, феромарганцем із вмістом кремнію не більше 2% та алюмінієм [16].

Розливання сталі 08Ю передбачається на машині безперервного лиття заготовок (МНЛЗ) криволінійного типу.

Висновки

1. Розглянуто технологічні методи проведення виплавки сталі у конвертерах з комбінованим продуванням. Показано переваги та недоліки використання розглянутої технології.

2. Проведено аналіз структури та властивостей шихтових матеріалів для виплавки сталі. Показано методи підготовки сировини для їх переробки в конвертерах із комбінованим дуванням.
3. Наведено результати аналізу фізико-хімічних процесів при виплавці сталей у конвертері з комбінованим дуванням.

3 Виробництво сталі 08Ю в кисневому конверторі з комбінованим дуванням

3.1 Структура кисневого конвертера

Кисневий конвертер складається з металевого кожуха, футерованого зсередини вогнетривкою цеглою. Кожух виготовляють звареним з гнутих сталевих штампованих листів товщиною 50 -120 мм з ребрами жорсткості. Кожух через цапфи спирається на підшипники, встановлені в опорних станинах. Конвертер може повертатися на цапгах навколо горизонтальної осі на 360°. Конвертери можуть бути цільнозварними, або з відокремленою шоломною частиною, або з відокремленим днищем. Відокремлені частини кожуха кріплять до основної циліндричної частини клиновими з'єднаннями для швидкості та надійності роз'єму. У шоломній частині конвертера знаходиться лютка для випуску сталі. Лютка має металеве облицювання, футерована і закривається густою вогнетривкою глиною.

Подача кисневого дуття в конвертер верхнього дуття проводиться вертикальною водоохолоджуваною фурмою, що має можливість пересуватися вертикально по висоті конвертера в ході плавки. Фурму виготовляють із трьох сталевих цільнотягнутих труб, розташованих концентрично. Найбільш важливою частиною фурми є головка із соплами. Головка герметично з'єднана шляхом зварювання із зовнішньою та внутрішньою трубами фурми. Головка є змінною, її кріплять до сталевих труб і зрізують у разі зношування.

3.2 Технологічні особливості комбінованих процесів

Інститут чорних металів (ІЧМ) запропонували на конвертерах комбіноване продування з подачею нейтрального газу через одноканальні фурми та використовували двоярусну верхню фурму. Було прийнято технологію, яка передбачає роботу зі спіненим шлаком в умовах високого вмісту в чавуні фосфору - до

0,25-0,30%. Допалювання монооксиду вуглецю відбувалося в першу третину плавки та після 60-70% тривалості продування. Причому верхню кисневу фурму піднімали поетапно з одночасним збільшенням витрати нейтрального газу в другій половині продування. Це дозволило утримати шлакометалева емульсію на нижчому рівні і збільшити ступінь допалювання відхідних газів у порожнині конвертера. Утилізація додаткового тепла від допалювання монооксиду вуглеводу дозволила знизити витрати чавуну на 10 -12 кг/т сталі. Одночасно скоротилися витрати вапна на 4 - 5 кг/т сталі та плавикового шпату - на 0,8 кг/т сталі.

Процеси, проведені із застосуванням звичайної та двоярусної фурм, свідчать про поліпшення низки технологічних показників. Однак для підвищення ефективності технології необхідно підвищити стійкість футерування, особливо днища, за рахунок застосування якісніших вогнетривів та чіткої організації торкretування.

Спільно з Дніпродзержинським індустріальним інститутом на конвертерах удосконалили технологію комбінованого продування з використанням двоконтурної фурми з метою запобігання локальному зношуванню верхньої частини футерування конвертера. Після проведеної модернізації системи подачі технологічних газів до двоконтурної фурми з'явилася можливість повного заміщення або часткового розведення кисню, призначеного для допалювання нейтральним газом. Це дозволило в широких межах змінювати окисні властивості допоміжних дутьових потоків і певною мірою керувати станом шлакогазової емульсії в конвертері.

При продуванні металу через двоярусну фурму частка брукхту в шихті може бути підвищена до 34,6%, при цьому витрата рідкого чавуну знижується в середньому на 51,2 кг/т придатної сталі, проте спостерігається підвищений локальний знос футерування горловини і циліндричної частини конвертера. У зв'язку з цим необхідно було через 180-200 плавок переходити на роботу із звичайною на двоярусну фурму.

Найбільш високих показників досягли під час продування через двоконтурну фурму з частковою заміною кисню зовнішнього контуру на азот (до 25%) у задані періоди процесу. При 31,8% брукхту в шихті це дало можливість знизити витрату чавуну та вапна, а також скоротити тривалість продування на 2 хв. При цьому досягли зменшення локального зношування верхньої частини футерування в

результаті чого з'явилася можливість протягом усієї кампанії використання двоконтурної фурми.

У ряді випадків застосовується комбінована продування з подачею нейтрального газу через днище. При відпрацюванні технології комбінованого продування велика увага приділяється запобіганню азоту металу. Цього досягається шляхом продування аргоном (замість азоту) металу на заключній стадії процесу. За рахунок цього приріст вмісту азоту сталі скоротився в 2-3 рази. Визначальний вплив на вміст азоту в сталі надає тривалість продування аргоном в кінці плавки і чистота азоту, що вдується. Для забезпечення концентрації азоту сталі менше 0,006 % його чистота повинна бути не менше 95 %. У період кисневого продування витрата газу через днище змінюється за ступінчастим режимом. При цьому через 9-11 хв. від початку продування 'щоб уникнути викидів збільшують витрату донного дуття. У міжпродувний період витрата донного дуття становила 3-4 м³/хв. Необхідно відзначити, що комбінована продування в порівнянні зі звичайною верхньою кисневою продуванням характеризується більш «сухим» ходом процесу. Для запобігання згортанню шлаку, починаючи з 4-5 хв., продування проводять зі збільшеною висотою фурми над рівнем спокійного металу в порівнянні з положенням фурми при звичайній верхній продування. Поряд з цим, у період інтенсивного обезуглерожування для забезпечення повнішого допалювання монооксиду вуглецю в порожнині конвертера, починаючи з 9-13 хв. і до кінця продування, збільшують висоту фурми над рівнем ванни ще на 200-400 мм. При однаковій витраті кисню під час комбінованої продування, порівняно з верхньою, досягали мінімального вмісту вуглецю (0,05-0,25%), зниження на 0,5 - 2,0% вмісту FeO в шлаку і збільшення марганцю на 0,03 - 0,09%. Для кращого шлакоутворення та видалення фосфору рекомендували за 2-3 хв. до закінчення кисневої продування знизити витрату донного дуття до 3-4 м³/хв. і ступінчасто опускати верхню фурму на 0,2-0,3 та 0,3-0,4 м при виплавці середньовуглецевої та низьковуглецевої сталі відповідно порівняно з положенням фурми в період допалювання монооксиду вуглецю. Комбінована продування дозволила знизити кількість плавок з викидами в 2, 4 рази; зменшилося замелювання верхньої фурми. Можливе збільшення витрати брухту на 10-12 кг/т сталі та підвищення виходу придатного на 0,2-0,4%.

На ДМК ім. Дзержинського спільно ІЧМ на 250 конвертерах випробувано комбіноване продування киснем через верхню і донні фурми без введення і з введенням теплоносія. Через донні фурми «труба в трубі» подавався кисень у сорочці природного газу. Витрата газу становила 9-12% від витрати кисню через донні фурми. Переділу піддавався маломарганцевистий чавун складу: 0,7-1,10% Si; 0,05-0,30% Mn; 0,020-0,045% S; 0,40-0,080% P. Як шлакоутворювальні матеріали використовували шматкове вапно, обпалений доломіт і плавиковий шпат. При комбінованій подачі кисню виявилася можливість збільшення тривалості продування при положенні верхньої фурми на рівні з до витрати через неї 3000-3500 м³кисню. Це дозволило порівняно з верхнім продуванням підвищити ступінь допалювання в порожнині конвертера. В кінці продування при виплавці низьковуглецевого металу, щоб уникнути його переокислення, фурму опускають на рівень 0,8-1,0 м. Аналіз впливу, співвідношення витрат кисню через верхню та донні фурми показав, що за інших рівних умов при роботі з шматковим вапном максимальна економія чавуну досягається при подачі через донні фурми 12-14% загальної витрати кисню [11].

Відзначено нижчу концентрацію оксидів заліза в шлаку (4,7-7,0 % FeO) при комбінованій продувці порівняно з верхньою. Ця обставина ускладнювала дефосфорацію при роботі з шматковим вапном і плавиковим шпатом. Видалення фосфору до низької концентрації навіть при витраті кисню 6-10% через донні фурми, відбувалися, в основному, в кінці продування, коли значення основності шлаку досягає >3,0. Це ускладнює виплавку середньо-і високовуглецевої сталі з зупинкою продування на заданому змісті вуглецю.

Для комбінованих процесів із часткою брукхту в шихті 45-50 % за даними роботи, використання при реконструкції діючих конвертерних цехів перестав бути доцільним. Для цього необхідні значні капіталовкладення та, крім того, ускладнюються організація та технологія виробництва, знижується продуктивність агрегатів. Таким чином, впровадження ряду варіантів комбінованих процесів є найбільш перспективним напрямом підвищення ефективності роботи киснево-конвертерних цехів, що діють. Але при цьому потрібно вирішити низку технологічних та конструкторських проблем та підвищити загальну культуру виробництва [1,12].

3.4 Киснево-конвертерна плавка сталі 08 Ю.

3.3.1 Сировинні матеріали

Комплект сировинних матеріалів та їх хімічний склад представлений у табл.3.1, 3.2.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад чавуну, скрапу, металу перед розкисленням готової сталі марки 08 Ю, %

Найменування матеріалу	C	Mn	S	Si	P	Al
Чавун	4.1	0.30	0.03	0.80	0.10	
Скрап	0.03	0.40	0.04	0.30	0.04	
Метал перед розкислення	0.04	0.16	0.02		0.012	
Готова сталь	0.06- 0.07	0.20- 0.35	НБ 0.025	0.01	НБ.0.020	0.02- 0.08

Таблиця 3.2 - Хімічний склад вапна, плавикового шпату, руди та футерівки

Матеріали	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Cr ₂ O ₃	H ₂ O	CO ₂
Залізна руда	7.10	4.60	86.0	0.2	1.0	-	1.1	-
Плавиковий шпат	4.2	0.80	-	-	2.10	89.4	-	3.50
Вапно	2.00	1.5	-	3.0	86.0	-	1.00	6.00
Смолодомітова цегла	2.00	1.5	2.00	36.5	58.0	-	-	-

Витрата чавуну становить 70% від маси металевої шихти, витрата скрапу – 30%.

Витрата залізняку для прискорення шлакоутворення та коригування температури металу – 1,5 % від маси металошихти (зазвичай становить 1–2%).

Температура чавуну при заливці в конвертер становить 1315°C .

Температура стали перед випуском – 1610°C .

3.3.2 Матеріальний баланс плавки в конверторі

Розрахунок проводиться на 100 кг металошихти (чавун + скрап).

Визначається середній склад металевої шихти % (табл.3.3)

Визначається обсяг домішок, що видаляються з ванни на 100 кг металу, кг:

Zn.....	$2,667 - 0.36 \times 0.9$	= 2,343
Mn.....	$0,400 - 0.18 \times 0.9$	= 0,238
Si.....	0,608-0	= 0,608
P.....	$0,076 - 0.01 \times 0.9$	= 0,067
S	$0.030 - 0.02 \times 0.9$	= 0,012
Fe (у дим)		= 1,200
Угар домішок		4,468

Таблиця 3.3 Хімічний склад металошихти, %

матеріал	Zn	Mn	Si	P	S
Чавун 65%	$0.65 * 4.05$ = 2.632	$0.4 * 0.65$ = 0,26	$0.8 * 0.65 =$ 0,52	$0.1 * 0.65 =$ 0,065	$0.03 \times 0.65 =$ 0,019
Скрап 35%	$0.35 * 0.10$ = 0.035	$0.4 * 0.35$ = 0,14	$0.25 * 0.35 =$ 0,088	$0.03 * 0.35 =$ 0,011	0.011
Середній склад	2,667	0,400	0,608	0,076	0,030

Вихід сталі приймається рівним 0,9.

Втрати заліза випаровуванням становить 0,8 - 1,6%, приймається 1,2%

Приймається: при продуванні ванни киснем 10% S вигоряє до SO₂, тобто.

окислюється $0,030 : 10 = 0,003$ кг сірки, в шлак переходить сірки, кг $0,012 - 0,003 = 0,009$. При переході сірки в шлак звільняється кисню, кг $0,009 : 2 = 0,0045$.

Витрата кисню становить $4,803 - 0,0045 = 4,799$ кг.

Витрата вапна визначається за балансом CaO та SiO₂ у шлаку з формуванням основності 3.2 (основність шлаку повинна становити від 2.8 до 3.5). Для формування шлаку приймається витрата плавикового шпату обсягом 0.3 кг на 100 кг шихти. За даними практики витрата розріджувачів шлаку становить: бокситу 0.6 – 1.2 %, плавикового шпату 0.2 – 0.8 %.

Зношування футерування встановлюється в межах 0.8 - 1.2 % від маси металошихти. Приймається витрата футерування рівним 1,1% або 1,1 кг на 100 кг металошихти.

Витрата вапна позначається через X.

Кількість CaO в кінцевому шлаку, що надходить з матеріалів, складе, кг

Футерівка.....	$1,1 : 100 \times 58,0 = 0,638$
Залізна руда	$\dots 1,5 : 100 \times 1,0 = 0,015$
Плавиковий шпат	$\dots 0,3 : 100 \times 2,1 = 0,006$
Вапно	$:X 100 \times 91,0 = 0,91 X$
Усього	$0,659 + 0,91 X$

Замість CaO та SiO₂ підставляються їх значення та визначається витрата вапна $0,659 + 0,91 x / 1,444 + 0,02 x = 3,2$

$$X = 4,683 \text{ кг}$$

Металева шихта, залізна руда, плавиковий шпат, вапно і футерування вносять у шлак (табл.3.4)

Крім того, в вапні міститься:

$$4,683 : 100 \times 0,5 = 0,023 \text{ кг H}_2\text{O}$$

$$4,683 : 100 \times 4,0 = 0,187 \text{ кг CO}_2$$

Плавиковий шпат містить:

$$0,3 : 100 \times 3,5 = 0,011 \text{ кг CO}_2.$$

Таблиця 3.4 Складові шлаку.

	Матеріали					Разом
	Металева шихта	Залізна руда	Футерівка	Плави́ковий шпат	Вапно	
SiO ₂	1,303	0,106	0,022	0,013	0,094	1,538
CaO	-	0,015	0,638	0,006	4,261	4,920
MgO	-	0,003	0,402	-	0,047	0,452
Al ₂ O ₃	-	0,089	0,016	0,002	0,070	0,177
S	0,009	-	-	-	-	0,009
MnO	0,307	-	-	-	-	0,307
P ₂ O ₅	0,153	-	-	-	-	0,153
Fe ₂ O ₃	-	1,290	0,022	-	-	1,312
CaF ₂	-	-	-	0,268	-	0,268
Разом	1,772	1,503	1,100	0,289	4,472	9,136

Залізна руда містить

$$1,5 : 100 \times 1,1 = 0,016 \text{ кг H}_2\text{Про}$$

Маса шлаку без окислів заліза складе, кг

$$9,115 - 0,047 = 9,068$$

Залежно від режиму продування, основності кінцевого шлаку та вмісту вуглецю в металі в кінці продування плавки відношення FeO (%) до Fe₂Про₃(У %) в шлаку зазвичай коливається в межах 1.5 - 3.0.

Приймається вміст оксидів заліза в шлаку 12% FeO до 5% Fe₂Про₃тоді маса оксидів без FeO і Fe₂Про₃становитиме 83%.

$$\text{Маса шлаку дорівнює } 7,824 : 83 \times 100 = 9,426 \text{ кг}$$

Хімічний склад шлаку представлений в табл.3.5.

Фактична основність кінцевого шлаку

$\% \text{CaO} / \% \text{SiO}_2 = 52.20/16,32 = 3,2$ тобто. відповідає заданій.

Таблиця 3.5 Хімічний склад кінцевого шлаку, %

Si O ₂	Ca O	M gO	Al ₂ O ₃	S	M nO	P ₂ O ₅	Ca F ₂	Fe O	Fe ₂ O ₃	Раз ом
16, 32	52, 20	4,7 8	1,8 8	0, 09	3,2 6	1,6 3	2,8 4	12, 00	5,0 0	100 ,00

Маса оксидів заліза становить $9,426 - 7,824 = 1,602$ кг, у тому числі

$\text{FeO} = 9,426: 100 \times 12 = 1,131$ кг і $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 1,602 - 1,131 = 0,471$ кг.

Приймається, що 90% внесеного рудою та футеровкою Fe_2O_3 відновлюється до заліза, 10% - до FeO.

Відновлюється Fe_2O_3 до заліза з утворенням: Кисень $1.312 \times 0.9 \times 48: 160 = 0.354$ кг;

Заліза $1.312 \times 0.9 - 0.354 = 0.827$ кг

Таблиця 3.6 Склад та кількість газів

складники	кг	м ³	%
CO ₂	$0,858 + 0,187 + 0,011 = 1,056$	0,538	11,39
CO	4,921	3,937	83,39
H ₂ O	$0,023 + 0,016 = 0,039$	0,048	1,02
O ₂	0,254	0,178	3,77
N ₂	0,022	0,018	0,38
SO ₂	0,006	0,002	0,05
Разом	6,298	4,721	100.00

Таблиця 3.7 Матеріальний баланс плавлення.

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуна	65,00	Стали	92,973
Скрапа	35,00	Корольків	0,87
Залізної руди	1,500	Металу у викидах	1,000
Плавикового шпату	0,300	Шлаку	9,426
Вапна	3,372	Газів	6,298
Футерівки	1,100	Fe ₂ O ₃ (в дим)	1,714
Технічного кисню	11,787		
Разом	112,657		112,679

Нев'язка $112,679 - 112,657 \times 100 / 112,657 = 0,019\%$

3.4 Розкислення стали 08Ю

Розкислення сталі марки 08 Ю проводиться у ковші при зливі металу. Компоненти та його хімічний склад представлені у табл. 3.8.

Таблиця 3.8 Хімічний склад розкислювачів та легатур

Розкислювач	ДСТУ	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
ФМн78	3547-97	6,5	78,0	1,0	-	0,03	0,30	14,17	-
ФХ650	4757-91	0,37	-	1,5	70,0	0,03	0,05	28,02	0,03
ФС45	1515-78	0,2	0,6	45,0	0,5	0,02	0,05	51,63	2,0
Алюміній	11070-74	-	-	2,5	-	-	-	9,5	88,0

Розрахунок необхідної кількості розкислювачів та лігатур визначається хімічним складом сталі.

Середньозаданий вміст елементів у готовій сталі:

$$[\% \text{ Si}]_{\text{cp}} = 0,17 + 0,37 / 2 = 0,27;$$

$$[\% \text{ Mn}]_{\text{cp}} = 0,5 + 0,8 / 2 = 0,65.$$

Бракує до середньозаданого хімічного складу готової сталі:

кремнію $[\% \text{ Si}] = [\% \text{ Si}]_{\text{cp}} - [\% \text{ Si}]_{\text{до}} = 0,27;$

марганцю $[\% \text{ Mn}] = [\% \text{ Mn}]_{\text{cp}} - [\% \text{ Mn}]_{\text{до}} = 0,65 - 0,18 = 0,47.$

Необхідна кількість розкислювачів визначається за такою формулою:

$$\text{Морок} = \frac{\Delta[\% m] \times M_{\text{мет}}}{B} \cdot \frac{100}{100 - a},$$

Витрата феромарганцю

$$M_{\text{FeMn}} = \frac{0,47 \times 93,491}{78,0} \cdot \frac{100}{100 - 15} = 0,663 \text{ кг}$$

Витрата феросиліція

$$M_{\text{FeSi}} = \frac{0,27 \times 93,491}{45} \cdot \frac{100}{100 - 25} = 0,748 \text{ кг}$$

$$\text{Витрата ферохрому } M_{\text{FeCr}} = \frac{0,95 \times 93,491}{70,0} \cdot \frac{100}{100 - 5} = 1,335 \text{ кг}$$

Приймається, що фосфор розкислювачів повністю перетворюється на метал.

Вихід рідкої сталі в ковші складе:

$$M_{\text{ст}} = 93,491 + 2,512 = 96, \text{Вага: } 003 \text{ кг.}$$

Зміст елементів готової сталі визначається за формулою:

$$[\% \text{ E}] = (M_{\text{к}} + M_{\text{раск}}) \times 100 / M_{\text{ст}}$$

$$[\% \text{ Al}] = 0,015 \times 100 / 96,003 = 0,02\%.$$

Це відповідає хімічному складу марки сталі 08 ю.

Таблиця 3.9 Вноситься до металу розкислювачами, кг.

Ел.	Вноситься з FeMn	Вноситься з FeSi	Вноситься з FeCr	Мрас, кг
1	2	3	4	5
C	$0,663 \times 0,065 \times (100-17) / 100 = 0,036$	$0,748 \times 0,002 \times (100-17) / 100 = 0,001$	$1,335 \times 0,0037 \times (100-17) / 100 = 0,004$	0,041
Si	$0,663 \times 0,01 \times (100-40) / 100 = 0,004$	$0,748 \times 0,45 \times (100-40) / 100 = 0,202$	$1,335 \times 0,015 \times (100-40) / 100 = 0,012$	0,218
Mn	$0,663 \times 0,78 \times (100-15) / 100 = 0,439$	$0,748 \times 0,006 \times (100-15) / 100 = 0,004$	-	0,443
P	$0,663 \times 0,003 = 0,002$	$0,748 \times 0,05 / 100 = 0,0004$	$1,335 \times 0,05 / 100 = 0,0007$	0,003
S	$0,663 \times 0,0003 = 0,0002$	$0,748 \times 0,02 / 100 = 0,0001$	$1,335 \times 0,03 / 100 = 0,0004$	0,0007
Fe	$0,663 \times 0,1417 = 0,094$	$0,748 \times 51,63 / 100 = 0,386$	$1,335 \times 28,02 / 100 = 0,374$	0,854
Al	-	$0,748 \times 2,00 / 100 = 0,015$	$1,335 \times 0,03 / 100 = 0,0004$	0,015
Cr	-	$0,748 \times 0,5 / 100 = 0,0037$	$1,335 \times 70,0 / 100 = 0,934$	0,938
Разом	0,575	0,612	1,325	2,512

3.5 Позапічна обробка сталі

3.5.1 Види позапічної обробки сталі

Технологія позапічної обробки, що склалася в даний час включає наступні технологічні прийоми

- . обробку сталі у ковші твердими шлаковими сумішами;
- . усереднення та доведення сталі в ковші шматковими матеріалами та

порошковим дротом за хімічним складом та температурою (включаючи хімічний підігрів);

- . модифікування сталі порошковими дроти, що містять кальцій;
- . інжекційну обробку металу сумішами на плавній основі;
- . утеплення металу в ковші перед розливом;
- . рафінування металу в проміжному ковші МНЛЗ

Інтенсивний розвиток позапічної обробки перетворив сталерозливний ківш на основний технологічний агрегат. У ньому виробляються основні металургійні операції доведення сталі, що займають тривалий час і при інтенсивному перемішуванні розплаву.

У зв'язку з цим пред'являються дуже високі вимоги до комплексу технологічних властивостей футерування, що забезпечують її високу стійкість та мінімальне зношування. Вирішення цих проблем забезпечило проведення всіх технологічних операцій на стадії позапічної обробки сталі.

3.5.2 Рафінування сталі в ковші твердій екзотермічною сумішшю

Відомі способи виробництва якісних сталей, що передбачають обробку металу в ковші попередньо підготовленими рідкими синтетичними шлаками або твердими кусковими шлакоутворюючими сумішами, що вводяться вівш у процесі випуску плавки. Для отримання рідких шлаків потрібні спеціальні агрегати, розміщені в цехах, що діють, викликає утруднення і додаткові значні витрати.

Технологія застосування твердих шлакових сумішей (ТШС) відрізняється простотою виконання, але при цьому необхідний додатковий перегрів металу для компенсації втрат тепла на розплавлення суміші та, отже, збільшення витрати рідкого чавуну.

Пропонована технологія позапічної обробки конвертерної сталі твердою екзотермічною шлакоутворювальною сумішшю (ТЕШС) у ковші не вимагає додаткових витрат тепла.

Вибір складу ТЕШС проводилина підставі розрахунку матеріального та теплового балансу з умовою, щоб при формуванні шлаку з необхідними фізико-хімічними властивостями виділиться кількість тепла, необхідна для розплавлення суміші та нагрівання продуктів під час випуску плавки без додаткового охолодження металу. Кількість пального компонента (алюмінію) перевищувала на 7% стехіометрично необхідне взаємодії з окислами суміші.

Суміш містить відсіви алюмінієвої стружки та офлюсованого залізородного агломерату, вапно та плавиковий шпат (не більше 5% мас.) та виготовляється шляхом змішування вихідних компонентів. Подача суміші в ківш починалася після наповнення металом на 1/6 висоти ковша та проводиться протягом 1-1,5 хв. Режим випуску плавки та розкислення зберігався таким, як і на плавках поточного виробництва без обробки металу сумішшю. Тривалість формування шлаку із суміші становила за візуальною оцінкою не більше 1,5 хв.

Обробляли спокійні сталі марки 08 при витраті суміші 5,3-9,2 кг/т сталі. Встановлено, що ступінь десульфурзації зростає зі збільшенням витрати суміші, і ця залежність із ймовірністю понад 95 % описується рівнянням

$$35 = 2,6 P + 32,3,$$

где 35 - ступінь десул'фурації, % отн.;

P- Витрата суміші, кг / т сталі.

У таблиці 3.10 наведено порівняльні технологічні показники плавок, проведених за звичайною технологією та з обробкою ТЕШС при її витраті 8,1-9,2 кг/т сталі (числитель - граничні значення, знаменник середні):

Застосування ТЕШС забезпечило підвищення ступеня десульфурзації та зниження вмісту сірки у готовій сталі.

При практично однаковій витраті чавуну зміна температури металу в ковші за час випуску складала таку ж величину, як і за звичайної технології (в середньому 64 і 65С відповідно), що свідчить про правильний розрахунок теплового балансу та складу суміші.

З даних хімічного аналізу видно (таблиця 2.12), що надходження конвертерного шлаку в ківш призводить до підвищення окисленості рафінувального шлаку і, як відомо, зниження внаслідок цього його

десульфуруючої здатності.

Таблиця 3.10 Технологічні показники позапічної обробки плавок
(масовий %)

Параметри плавок	Варіант технології	
	з обробкою сталі ТЕШС	без обробки
Сірки, %:		
в металі перед випуском	<u>0.023-0.041</u> 0,033	<u>0.013-0.045</u> 0,031
у готовій сталі	<u>0.008-0.021</u> 0,014	<u>0.010-0.030</u> 0,019
Ступінь десульфурації сталі, % отн.	<u>47.8-71.4</u> 54,5	<u>4.6-64.5</u> 37,1
Температура сталі, С:		
на повалці	1625-1650 1634	1690-1650 1632
в ковші перед розливом	1555-1580 1570	1535-1580 1567
У дельний масовий витрата рідкого чавуну, кг/т сталі	<u>788-830.5</u> 805,8	<u>783.0-829.4</u> 806,7

Таблиця 3.11 Хімічний склад шлаку

Момент відбору проби шлаку	Масовий %						
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	Fe заг	Al	S
при наповненні ковша на 2/3 висоти (шлак з ТЕШС)	45,5	14,3	19,8	4,8	3,4	0,94	0,01

після закінчення випуску плавки (суміш шлаку з ТЕШС та конвертерного)	50,7	16,7	9,8	7,5	7,2	0,60	0,31
---	------	------	-----	-----	-----	------	------

Вивчення якості автоаркуша зі сталі марки 08Ю показало, що застосування ТЕШС призвело до зниження в 2-3,6 рази кількості сульфідних включень.

На 15-35% підвищилися значення ударної в'язкості за температури -40С, і на 12% збільшився вихід аркушів найвищих категорій. Така закономірність у зміні властивостей спостерігається як термообробленого, так гарячекатаного прокату.

3.5.3 Обробка у промквіші порошковими дротиками

Для забезпечення стабільного хімічного складу сталі та підвищення якості прокату необхідне вдосконалення методів позапічної обробки розплаву, що застосовуються на металургійних комбінатах, а також розробка нових способів, зокрема використання проміжного ковша МНЛЗ як агрегат позапечної обробки металу.

Враховуючи, що при обробці кальцієм на АДС на момент кристалізації металу в розплаві не залишається розчиненого кальцію. Весь кальцій знаходиться у зв'язаному стані у вигляді включень, тому для запобігання утворенню пластинчастих сульфідів марганцю необхідно проводити остаточне модифікування сталі кальцієм у проміжному ковші МНЛЗ. Це дозволяє підвищити засвоєння кальцію та забезпечити відношення $Ca/S > 2$. Доцільно також вводити в проміжний ківш порошкові дроти з дегазуючими добавками зниження масової частки водню до рівня не більше 0,0003%.

У цьому випадку розливання необхідно в обов'язковому порядку

проводити під неокисленими шлакоутворюючими сумішами ($\text{FeO} + \text{MnO} < 1\%$) у кристалізаторі та проміжному ковші, що дозволить підвищити коефіцієнт корисного використання кальцію, що вводиться в проміжний ківш, забезпечити його реакцію з сіркою, а не з киснем. , у результаті масова частка сірки знизиться ще 0,001...0,002%. Це дозволяє також запобігти утворенню в розплаві кальційалюмінієвих оксидів, які зазвичай накопичуються по малому радіусу заготівлі, а також пластинчастих сульфідів марганцю, що призводять до утворення мікротріщин у металі, і забезпечить повну глобуляризацію включень в осьову зону заготівлі.

3.6 Вибір типу машин безперервного лиття заготовок

В даний час конвертерні цехи проектуються, головним чином, з безперервним розливанням сталі. Безперервне розливання сталі здійснюється на спеціальних машинах безперервного лиття заготовок (МНЛЗ).

Розливання сталі у виливниці зберігається в ряді діючих киснево-конвертерних цехів, що обслуговують сучасні обтискні стани, і може бути спроектована в нових киснево-конвертерних цехах на тих заводах, де є значні резерви продуктивності обтискних станів.

Нині найпоширенішими є такі типи МНЛЗ:

- 1) вертикальні;
- 2) радіальні;
- 3) криволінійні.

У деяких випадках при відливанні квадратних злитків невеликого перерізу застосовуються МНЛЗ із вигином злитка. Крім того, в даний час ведуться дослідження з розробки промислових типів горизонтальних МНЛЗ.

Тип МНЛЗ визначається напрямом осі зливка, що є технологічною

віссю установки. Вертикальні МНЛЗ мають вертикальну технологічну вісь, вздовж якої розташоване основне обладнання установки.

В установках радіального типу технологічна вісь вигнута під постійним радіусом на дузі 90° від горизонтального до вертикального положення радіусу. У точці, де радіус осі установки вертикальний, вісь випрямляється до горизонтальної, яка залишається такою самою до кінця установки.

У криволінійних установках технологічна вісь у початковій ділянці від горизонтального розташування радіуса вигнута дугою $50-60^\circ$ під постійним радіусом. Надалі радіус осі установки стає змінним з кривизною, що постійно зменшується доти, поки вісь установки не прийме горизонтальне положення, після чого вісь залишається горизонтальною до кінця установки. Розгинання зливка при цьому проводиться частково за наявності рідкої серцевини злитка.

Розливання сталі на МНЛЗ виробляється зі сталерозливних ковшів, в які сталь випускають безпосередньо з конвертерів. Цей ківш називається основним ківшем. При ємності ковша понад 100 т розливання здійснюється через склянку, встановлену в його дні. Перекриття струменя здійснюється за допомогою стопорного або безстопорного пристрою.

Основними вузлами МНЛЗ є:

1. Пристрій підтримки головного ковша. При розливанні одиночних плавок або малого числа плавок, що відливаються на МНЛЗ, ківш може утримуватися сталерозливним краном. При розливанні методом "плавка на плавку" важливою є швидка зміна головних ковшів. Для цього застосовуються стенди, розраховані на постановку двох ковшів: одного - з якого ведеться розливання, другого - очікує розливання. Стенди можуть бути поворотними або у вигляді візків.

2. Проміжний ківш. Місткість проміжного ковша складає 7-10% від ємності головного ковша. Стійкість проміжного ковша 3-6 плавок.

3. Стенд для проміжного ковша. Пристрій стенду повинен

забезпечувати швидку зміну ковшів, для цього стенди можуть бути підйомноповоротними або у вигляді візків.

4. Кристалізатор. На вертикальних МНЛЗ кристалізатори робляться з вертикальними стінками. На радіальних та криволінійних МНЛЗ стінки кристалізатора прогнуті за відповідними радіусами. Довжина кристалізатора зазвичай становить 06-15 м.

5. Вторинне охолодження. Для прямокутних зливків зазвичай робиться ролико-форсуночний. На радіальних та криволінійних МНЛЗ верхня частина вторинного охолодження може здійснюватися за допомогою крокуючих водоохолоджуваних брусів. Довжина вторинного охолодження має забезпечувати повне затвердіння у ньому зливка.

6. Тягне пристрій. У вертикальних МНЛЗ тягне пристрій є кліть з валками, що забезпечують необхідну швидкість витягування зливка. У радіальних МНЛЗ валки тягнучого пристрою забезпечують також випрямлення зливка в нижній частині осі установки. У криволінійних МНЛЗ роль пристрою, що тягне, виконує система валків, яка також служить для поступового випрямлення зливка.

7. Різання злитків. Різання злитків може здійснюватися кисеньними різачками при відносно невеликих перерізах зливка механічними ножицями.

8. Приймальний пристрій. Робиться на вертикальних МНЛЗ для підтримки зливка при його різанні та видачі на рівень підлоги.

9. Приймальний рольганг. Перевагою вертикальних МНЛЗ є мала площа, яку вони займають у цеху, і відпрацьованість конструкції. Дуже суттєвим недоліком є велика висота установок, яка потребує влаштування досить глибоких колодязів (до 30 м). Крім того, відносно невелика висота зони вторинного охолодження перешкоджає створенню резерву підвищення швидкості розливання. Радіальні та криволінійні установки мають значно меншу висоту та дозволяють передбачити більшу довжину зони вторинного охолодження, що дає можливий резерв підвищення швидкостей розливання. Значних переваг цих двох типів установок один перед одним поки що не

встановлено.

З досвіду роботи вважається, що з ємності головного ковша до 150 т можна поставити установки будь-якого з трьох типів. При ємності ковшів 200 і більше тонн мають ставитися МНЛЗ лише радіального чи криволінійного типу. Заготовки круглого перерізу та порожнисті заготовки відливаються тільки на вертикальних МНЛЗ.

Висновки

1. Розглянуто питання виплавки сталі 08Ю в кисневому конвертері з комбінованим дуванням. Представлено комплекс сировинних матеріалів та дано їх аналіз в умовах виплаки сталі 08Ю.
2. Проведено розрахунок матеріального балансу виплавки сталі 08Ю. Показано результати розподілу хімічних компонентів сталі за технологічними переділами виплавки сталі в конвертері.
3. Розглянуто технологічні питання процесів позапечного доопрацювання сталі 08Ю. Показано можливість розливання сталі на МНЛЗ криволінійного типу.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ І ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори у конвертерному виробництві

У технологічних операціях у конвертерному виробництві створюються несприятливі умови для працюючого персоналу. Основні виробничі шкідливості в конвертерному виробництві складають тепловиділення від технологічного обладнання та розплавлених металів та шлаків; газовиділення, що утворюються під час продування конвертера; пиловиділення, що утворюються при транспортуванні сипких матеріалів, продувці конвертера, зливі чавуну з ковша в конвертер, випуск сталі та шлаку з конвертера [17,18].

Джерелами тепла з інфрачервоними, видимими та ультрафіолетовими випромінюваннями є рідкі метали та шлаки; гарячі кожухи конвертерів, чавуновозних та сталерозливних ковшів, шлакових чаш; гаряче футерування конвертерів і ковшів. Вплив променистої енергії на людину оцінюється інтенсивністю інфрачервоного опромінення. Робочі гарячих професій під час виконання окремих короточасних операцій піддаються інтенсивному інфрачервоному (тепловому) опроміненню, що досягає питомої щільності 1050-1400 Вт/м². Санітарні норми допускають це значення трохи більше 140 Вт/м². Більш сильне теплове випромінювання погіршує мікроклімат ділянки та несприятливо впливає на людину.

До небезпечних виробничих факторів відносяться рухомі та обертові частини механізмів та обладнання, переміщення вантажів, розплавлених металів та шлаків.

Електроустаткування конвертерного виробництва різноманітне. Воно включає синхронні та асинхронні електродвигуни змінного струму, електрофільтри та інше обладнання напругою вище 1000В, а також електродвигуни, апаратура управління, кранове електроустаткування, внутрішньоцехові електромережі напругою до 1000В.

Електричний струм, викликаючи збудження у місці проникнення в організм, поширює свою дію на більшість нервових тканин. У тих випадках, коли дія електричного струму виходить за межі витривалості центральної нервової системи, може настати швидке глибоке гальмування із припиненням життєво важливих функцій (серцевої діяльності та дихання). Такий стан є небезпечним і може призвести до смерті.

Практично всі роботи, пов'язані з підйомом та переміщенням різних вантажів, виробляються за допомогою електромостових кранів. Аварії у крановому господарстві мають тяжкі наслідки. Найбільш важким видом аварії є обвалення крана при сході зі шляху ходових коліс через несправність підкранових балок та рейок.

Викиди розплавленого металу і шлаку з горловини конвертера при продуванні становлять небезпеку обслуговуючого персоналу [19].

4.2 Шкідливі та небезпечні фактори у конвертерному виробництві

У зв'язку з виділенням у конвертерному виробництві значних кількостей тепла, пилу та газів важливе значення для створення сприятливих умов праці має організований повітрообмін.

Приплив зовнішнього повітря здійснюється через отвори у стінах, вікна та виїзні ворота. Отвори в стінах закриваються поворотними панелями; вікна мають фрамуги, що відкриваються. Це дозволяє регулювати приплив зовнішнього повітря. У теплий період року повітря в цех надходить через отвори припливу, розташовані на рівні робочої зони, а в холодний період - через отвори, розташовані на відстані не менше 4 м від рівня робочих майданчиків. Видалення повітря здійснюється за допомогою витяжних шахт, а також аераційного ліхтаря.

Механічна та природна вентиляція взаємно доповнюють один одного, оскільки вони при спільній дії збільшують загальний повітрообмін, що зменшує шкідливу дію надлишкових тепловипромінювань та концентрацію шкідливостей. Особливо важлива механічна вентиляція на ділянках подачі

сипких матеріалів та феросплавів. Вентиляція тракту подачі сипких матеріалів здійснюється тринадцятьма колекторними аспіраційними системами, з яких одна обслуговує реверсивний конвеєр, а шість - видаткові бункери. Продуктивність кожної системи 20000 м³/год. Інші системи обслуговують живильники, ваги-дозатори, поперечні конвеєри та проміжні бункери конвертерів. Продуктивність кожної системи 50 000 м³/год. Повітря, яке подається першими аспіраційними системами, очищається в колекторах і рукавних тканинних фільтрах зі зворотним продувом нагрітим повітрям.

У зв'язку з наявністю в конвертерному цеху джерел інтенсивного пиловиділення велике значення набуває своєчасне прибирання пилу з робочих майданчиків, конструкцій та обладнання. Для збирання пилу в конвертерному виробництві передбачені стаціонарні пилоприбиральні пристрої. Стаціонарна установка складається з вакуум-насоса, рукавного фільтра, сухого циклону з бункером, системи трубопроводів, гнучкого рукава та сопла. Очищення повітря у таких пристроях двоступінчасте: грубе – у сухому циклоні та тонке – у рукавних фільтрах. Крім того, проводиться ручне прибирання пилу з попереднім зволоженням, для чого в приміщеннях і на робочих майданчиках встановлені поливальні крани.

Для захисту від випромінювання передбачено екранування джерела випромінювання. За санітарними нормами температура поверхні екрана має перевищувати 35°С і бути близькою до температури навколишнього повітря. Товщина скла 5 мм, видимість 96%. Для збільшення ефективності застосовується подвійне скління з вентиляльованим повітряним прошарком.

Все обладнання високої напруги огорожується закріпленими сітками висотою не менше 1,7 м. Усі струмопровідні частини електричних машин та апаратури управління закриваються кожухами, щоб уникнути випадкового дотику. У зв'язку з виділенням значних кількостей пилу всі електродвигуни повинні бути закритого типу - з кришкою, що щільно прилягає до корпусу. Металеві корпуси електроапаратури та електроустаткування повинні бути надійно заземлені. До системи захисного заземлення підключається також освітлювальна арматура, металеві коробки перемикачів, кожухи розподільних

щитів та ін. Внутрішньоцехова електрична мережа виконується ізольованими проводами. Для спусків від магістральних ліній електричної мережі використовують ізольовані дроти, укладені в металеві труби.

Підкрановий робітник повинен подавати машиністу крана сигнали рукою за встановленою схемою сигналізації чітко та ясно. Машиніст крана може виконувати команду лише тоді, коли добре бачить людей, які її подають. Якщо машиніст не бачить підкранового робітника, робота крана має бути припинена.

Для запобігання можливим випадкам травматизму від викидів розплавленого металу та шлаку не допускається знаходження обслуговуючого персоналу у конвертера під час продування [17].

Особливістю конвертерів є споживання великої кількості кисню. В атмосфері з підвищеним вмістом O_2 звичайні горючі речовини стають значно небезпечнішими. Вогневі роботи на киснепроводах допускається проводити тільки після ретельного продування їх азотом, парою або повітрям для повного видалення кисню. Робочі, що обслуговують кисневі пристрої, забезпечуються чистим, знежиреним одягом із термостійкої тканини. У місцях виробництва та споживання кисню висока небезпека виникнення пожеж електричних мереж та пристроїв. Електричне проведення виконується спеціальними термостійкими електричними проводами. Кабельні приміщення та галереї оснащуються стаціонарними системами гасіння пожежі. У приміщенні чергового персоналу встановлюються потужні вуглекислотні (ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8, ОУ-25) та порошкові вогнегасники (ОП-1, ОП-2, ОП-10). Усі кабельні та інші електричні приміщення обладнані автоматичною пожежною сигналізацією.

У виробничих умовах індивідуальні засоби захисту призначені для захисту людини від шкідливого впливу факторів виробничого середовища. До індивідуальних засобів захисту належать: спецодяг, спецвзуття, діелектричні рукавички та калоші, окуляри, респіратори, головні убори та ін.

Для захисту голови від ударів і предметів, що падають, служать каски, виготовлені з фібри, фіброліту. Для захисту від інтенсивного теплового випромінювання, викидів розплавленого металу та шлаку застосовують

капелюхи з великими полями з негорючих матеріалів з низькою теплопровідністю та невеликою щільністю - тонка повсть, фетр, грубошерсте сукно. Загальна вимога до захисних головних уборів – гарна вентиляція та невелика вага.

Застосування засобів захисту очей сприяє збереженню зору та запобігає травмуванню очей. Окуляри, призначені для захисту очей, не повинні звужувати поле зору маски зі світлофільтром.

До засобів індивідуального захисту органів дихання від впливу задушливих та токсичних газів, пари та пилу відносять респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, "Астра-2"), промислові протигази.

Спецодяг виготовлений з бавовняних тканин з вогнезахисним просоченням, а також із напіввовняних та суконних тканин. Для кращого захисту від опіків іскор та бризок розплавленого металу, від променистого тепла у спецодязі передбачені додаткові накладки на рукавах, полечках та передніх половинах штанів. Повітрообмін забезпечують отвори, розташовані під кокеткою спинки та під рукавами (тут отвори прикриті клапанами для захисту від іскор), ширина штанів дозволяє надягати їх поверх валяних чобіт.

Для захисту ніг застосовують спецвзуття зі шкіри або його замінників. Матеріал взуття повинен бути стійким проти підвищеної температури, опромінення, іскор, малотеплопровідний та повітропроникний. Передню частину взуття роблять глухим; в ній влаштовують додаткову прокладку з еластичного поропласту або декількох шарів бавовняної тканини або теплоізолюючого матеріалу; в решті взуття прокладка бавовняна. Взуття повинне мати підошву хромового дублення. Для зменшення ковзання ходова частина підошви виконується рифленою.

До ізолюючих захисних засобів в установках напругою вище 1000 В відносяться: діелектричні рукавички, діелектричні боти, діелектричні гумові килимки та ізолюючі підставки, а в установках до 1000В - діелектричні калоші, діелектричні гумові килимки, ізолюючі підставки.

4.3 Пожежна безпека

Небезпечними факторами пожежі в цеху, що впливають на людей, є: відкритий вогонь та іскри; підвищена температура довкілля, предметів тощо.

Пожежна небезпека конверторного цеху характеризується, як категорія Р, наявністю великої кількості рідкого металу, а також наявністю горючих газів, що відходять. Вибухи та викиди рідкого металу можуть відбуватися в результаті завантаження в конвертери вологого металобрухту (шихти). Після заливання чавуну вся маса шихти виявляється під рідким чавуном, внаслідок чого відбувається інтенсивне випаровування вологи та викид розплавленого металу. Чим більше вологи перебуватиме в шихті, тим більше буде викид розплавленого металу.

Викиди рідкого металу можуть відбуватися також і в тому випадку, коли рідкий метал вводять вологі розкислювачі і легуючі матеріали, а також попадання в конвертер разом з металобрухтом закритих металевих судин з горючими рідинами, маслами і водою.

Пожежна безпека промислової будівлі значною мірою визначається ступенем її вогнестійкості, яка залежить від займистості та вогнестійкості основних конструктивних елементів будівлі. Будівельні матеріали та конструкції за здатністю до займання поділяються на три групи: незгоряються, важкозгоряються та згоряються.

До вогнетривких відносяться матеріали, які під впливом вогню або високої температури не спалахують, не тліють і не обвугливаються. До вогнетривких відносяться всі природні та штучні неорганічні матеріали, що застосовуються в будівництві, метали, а також гіпсові або гіпсоволокнисті плити при вмісті органічної маси до 8%; мінераловатні плити на синтетичному, крохмальному або бітумному зв'язуванні при вмісті її до 6%. До вогнетривких відносяться конструкції, виконані з вогнетривких матеріалів.

У конвертерному цеху кабельні тунелі та підвали забезпечені протипожежними перешкодами, вогнетривкими перегородками,

вогнезахисними поясами.

Автоматична пожежна сигналізація знаходиться у всіх кабельних приміщеннях. Вона складається з датчиків, лінійної мережі та приймальної станції. Датчики встановлюють на стелі, застосовують датчики теплові та димові. Приймальний апарат автоматичної пожежної сигналізації приймає сигнали датчиків і утворює в звукові сигнали, а за наявності автоматичних установок пожежогасіння – в сигнал включення установки.

Кабельні приміщення у конверторному цеху обладнуються стаціонарними засобами гасіння пожеж. Для гасіння пожеж кабелів використовують воду, повітряно-механічну піну. На території цеху є ділянки, які є вибухо-пожежонебезпечними. Так газоочищення технологічних газів конвертерів розташовані в приміщеннях, що належать до пожежної небезпеки до категорії А [26]. Межі вибуховості суміші конвертерного газу з повітрям становить 12,6 - 74,5% при $> 5,6\% \text{ O}_2$, а межа вибуховості водню 4,5 - 67,5%. Вибухані суміші утворюються при відведенні конвертерних газів з коефіцієнтом надлишку повітря $< 0,75$. Температура самозаймання суміші з повітрям становить 610 – 650 0С. У зонах газовідвідного тракту, в яких попадання повітря вже не викликає допалювання, утворюється вибухонебезпечна суміш. За наявності запалу ця суміш може вибухати.

Щоб унеможливити контакт повітря з вибухонебезпечною сумішшю газовідвідні тракти повинні бути герметичні, при чергуванні продувок повинен пропускатися тампон з інертного газу.

Усунення можливості утворення вибухових вибухонебезпечних сумішей досягається розведенням газу водяними парами. Гасіння пожеж здійснюється піною та розпорошеною водою з пожежних гідрантів.

Гасіння пожежі зводиться до активного (механічного, фізичного або хімічного) впливу на зону горіння для порушення стійкості реакції одним із прийнятих засобів пожежогасіння. Вибір тих чи інших способів та засобів гасіння пожежі, а отже, вогнегасних речовин та їх носіїв (пожежної техніки) визначається у кожному конкретному випадку залежно від стадії розвитку пожежі, масштабів загорянь, особливостей горіння речовин та матеріалів.

Заходи щодо усунення небезпек на пошкодженій ділянці кисневого трубопроводу (трубопровід відразу ж продувається азотом); відключати реципієнти; відкривати свічки для скидання кисню із пошкодженого трубопроводу в атмосферу; включати світлозвукову сигналізацію в ЦКК (центральна киснево-компресорна), диспетчерському пункті кисневого виробництва.

Перевірка щільності киснепроводів та обладнання має проводитися мильним розчином. Проводити ремонт киснепроводів та кисневого обладнання, що перебуває під тиском – забороняється.

У приміщеннях, небезпечних за киснем, вогневі роботи допускаються лише після взяття аналізу повітря на кисень. У разі виникнення пожежі в районі розташування киснепроводів вони негайно відключаються. Для ліквідації горіння використовують механічний зрив полум'я сильним струменем газу (азоту) чи води, т. е. ізоляція вогнища горіння чи зниження концентрації кисню розведенням не горючими газами.

Для запобігання небезпеці ураження блискавкою необхідний блискавкозахист. Блискавкозахист – це комплекс захисних заходів від блискавки, що забезпечують безпеку людей, збереження будівель та споруд, обладнання та матеріалів від вибухів, загорянь та руйнувань.

Захист від прямих ударів блискавки в наземні об'єкти здійснюється у вигляді спеціальних пристроїв, званих блискавковідводами. Блискавковідвід складається з несучої частини або опори, блискавкоприймача, струмовідводу або спуску та заземлювача [19].

Висновки

1. Розглянуто питання виплавки сталі 08Ю в кисневому конвертері з комбінованим дуванням. Представлено комплекс сировинних матеріалів та дано їх аналіз в умовах виплаки сталі 08Ю.
2. Всебічно розглянуті фізико-хімічні особливості виплавки сталей у кисневому конвертері з комбінованим продуванням. Представлено комплекс хімічних рівнянь, що описують хімічні перетворення при виплаві сталі.
3. Проведено розрахунок матеріального балансу виплавки сталі 08Ю. Показано результати розподілу хімічних компонентів сталі за технологічними переділами виплавки сталі в конвертері.
4. Розглянуто технологічні питання процесів позапечного доопрацювання сталі 08Ю. Показано можливість розливання сталі на МНЛЗ криволінійного типу.
5. Розглянуто основні особливості охорони праці за умов конвертерного виробництва. Показано заходи щодо підвищення безпечних методів праці під час підготовки сировинних матеріалів, обслуговування та плавки сталі у кисневому конвертері. Проведено оцінку безпечної роботи при вантажно-розвантажувальних роботах, роботах з лініями подачі кисню, захисту навколишнього середовища.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия. - ИКЦ Академкнига, 2005. С. 768.
2. Яковлев Ю. Н., Тарапай М. А. Расчет и проектирование кислородно – конверторных цехов. – Днепропетровск. 1975. С. 68.
3. Колпаков С. В., Староев Р. В., Смоктий В. В. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. Машиностроение, 1991. С. 464.
4. Линчевский Б. В., Соболевский А. А., Кальменев А. А. Металлургия черных металлов. Металлургия. 1986. С.360.
5. Баптизманский В.И., Меджибонский М. Я., Охотский В. Б. Конвертерные процессы производства стали. – Киев – Донецк, 1984.С.343.
6. Гребеник В. М., Иванченко Ф. К., Павленко Б. А. Механическое оборудование конверторных и мартеновских цехов. – К: Выща школа, 1990. С.288.
7. Кудрін В.А., Парма В. Технологія одержання якісної сталі.«Металургія», 1984.С.320.
8. Бойченко Б. М., Охотський В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія . – Дніпропетровськ: РВА Дніпро – ВАЛ, 2006.С. 454.
9. Гаврилко С.О., Чуб В. Г., Казачков О. І. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва. Методичний посібник для виконання інженерних розрахунків і курсовому проектуванні для студентів ЗДІА. – Запоріжжя, 2008. С.132.
10. ГОСТ 12.1.036 - 81 ССБТ. Шум. Допустимые уровни.
11. ГОСТ 12.4.029 – 80 ССБТ. Средства и методы защиты от шума.
12. Правила устройства электроустановок. Энергия, 1987.С. 132/

13. НАОН 11.10 – 1.01 -85 Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок. – Киев, 1995.
14. Кудрин В. А. Теория и технология производства стали. Издательство АСТ, 2003. С.528.
15. Панасейко, С. П., Тарасов В. К., Павленко Ю. П. Методические указания к выполнению раздела "Охрана труда" в дипломных проектах (работах). Для студ. всех спец. ЗГИА. – Запорожье. ЗГИА. 2002. С. 54.
16. Явойский В.И., Кряковский Ю.В., Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Кравченко В.Ф., Бородин Д.И. Металлургия стали. Metallurgia, 1983. С. 584.
17. Перельман С.Т. Безопасность труда в конвертерных цехах: учеб. пособие для вузов /-2-е изд., испр. и доп. - К.: Вища школа, 1983. - 172с.
18. Долин П. А. Основы техники безопасности в электроустановках: учеб. пособие для вузов. Энергия, 1979. - 407с.
19. Кобевник В.Ф. Охрана труда.- К.: Вища школа, 1990. – 286с.