

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

**Кваліфікаційна робота / проєкт**  
перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

Ю. Якович  
17.05.23

на тему Технологічні умови виробництва якісних хромомарганцевих сталей

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1360-3-с  
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_

(код і назва спеціалізації)

В.В.Чорнокнижний

(ініціали та прізвище)

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

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

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

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

Запоріжжя

2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 23 » 12 20 22 року



**З А В Д А Н Н Я**  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Чорнокнижному Віталію Вікторовичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні умови виробництва якісних хромомарганцевих сталей

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від «29» грудня 2022 року №1894-с



2 Строк подання студентом роботи 19.05.2023

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію виробництва конструкційних легованих марок сталей в умовах киснево-конвертерному цеху

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)  
Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

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

### 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Кириченко О.Г., доцент		
2 Конструкційна частина	Кириченко О.Г., доцент		
3 Технологічна частина	Кириченко О.Г., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	15.05-21.05.2023	
2	1 Загальна частина	20.03-26.03.2023	
3	2 Конструкційна частина	27.03-09.04.2023	
4	3 Технологічна частина	10.04-16.04.2023	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	17.04-23.04.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	01.05-07.05.2023	

Студент \_\_\_\_\_ В.В.Чорнокнижний  
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  О.Г.Кириченко  
(підпис) (ініціали та прізвище)

**Нормоконтроль пройдено**

Нормоконтролер  Ю.О.Белоконь  
(підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 84 с., 17 табл., 10 рис., 20 джерел

КОНВЕРТЕР, ТЕХНОЛОГІЯ, КИСЕНЬ, ВУГЛЕЦЬ, ФЕРОСПЛАВИ, ДУТТЯ, ОКИСЛЕННЯ, ФУРМА, КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ, ПРОДУВКА, КОНВЕРТЕРНИЙ ШЛАК, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, РОЗЛИВАННЯ

Мета роботи — розробити технологічні умови виробництва хромомарганцевих сталей в умовах конвертерного виробництва.

У загальній частині приведена загальна характеристика та призначення конструкційних легованих сталей хімічний склад та властивості сталі марки 25ХГТ.

У конструкційній частині представлені основні характеристики та конструкція кисневого конвертера.

У технологічній частині наведена технологія виплавки конвертерної сталі; обґрунтований спосіб розливки на МБЛЗ; проведений розрахунок матеріального та теплового балансів плавки.

В частині «Охорона праці та техногенна безпека» розглянуті основні проблеми охорони праці та техногенної безпеки в умовах конвертерного цеху.

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

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Суть і розвиток конвертерних процесів.....	9
1.2 Загальна характеристика та призначення конструкційних легованих сталей.....	12
1.3 Опис обраної марки сталі: хімічний склад та властивості сталі 25ХГТ .....	14
1.3.1 Технологічні характеристики сталі 25ХГТ .....	14
1.3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі .....	15
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА .....	19
2.1 Футерування конвертера .....	22
2.2 Конструкція фурм для подачі кисню та режим дуття .....	28
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА .....	34
3.1 Технологія конвертерної плавки .....	34
3.2 Склад шихтових матеріалів.....	35
3.3 Окислення домішок та шлакоутворення .....	36
3.4 Основні стадії процесу у конвертері .....	42
3.5 Розкислення та легування конвертерної сталі .....	43
3.6 Якість киснево-конвертерної сталі.....	45
3.7 Окремі елементи технології та вихід рідкої сталі.....	46
3.8 Обґрунтування необхідності розливання сталі на МБЛЗ .....	48
3.9 Основні типи МБЛЗ .....	51
3.10 Розрахунок матеріального і теплового балансів киснево — конвертерної плавки з верхнім дуттям.....	54
3.10.1 Хімічний склад металічної шихти.....	54
3.10.2 Склад неметалічної частини шихти і футерівки.....	54
3.10.3 Склад готової сталі 25ХГТ .....	54
3.10.4 Кількість елементів, що вноситься металічною частиною.....	55
3.10.5 Кількість і склад шлаку, використовуючи дані, отримані на практиці..	55

3.10.6 Витрати вапна .....	55
3.10.7 Складові шлаку .....	56
3.10.8 Вихід рідкої сталі .....	58
3.10.9 Кількість домішок, що залишилися в металі.....	58
3.10.10 Склад металу.....	58
3.10.11 Кількість CO <sub>2</sub> і CO, що утворюється при окислюванні вуглецю металошихти .....	58
3.10.12 Кількість дуття.....	58
3.10.13 Склад і кількість газів, що відходять .....	59
3.10.14 Кількість і склад газу, що відходить .....	60
3.10.15 Матеріальний баланс плавки .....	60
3.10.16 Розкислення сталі.....	60
3.10.17 Розрахунок теплового балансу .....	63
<b>4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....</b>	<b>67</b>
4.1 Основні шкідливі і небезпечні чинники в конвертерному відділенні.....	67
4.1.1 Джерела небезпечних та шкідливих чинників на обслуговуючий персонал .....	67
4.1.2 Дії на людину.....	69
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників .....	71
4.2.1 Інженерні.....	71
4.2.2 Індивідуальні засоби захисту .....	74
4.2.3 Організаційні заходи щодо охорони праці .....	76
4.3 Пожежна безпека.....	78
Висновки .....	81
Перелік джерел посилання.....	83

## ВСТУП

Розвиток металургії йде в напрямку подальшого вдосконалення виплавки і розливання металу, механізації та автоматизації виробництва, впровадження нових прогресивних методів роботи, економного використання матеріальних і енергетичних ресурсів (в основному чавуну, кисню і феросплавів) при виплавці сталі, а також радикального поліпшення якості металу.

Успішне вирішення завдань, що стоять перед металургійною галуззю, значною мірою залежить від якості проектування нових заводів і цехів, а також передових технологічних рішень, які в них реалізуються. Економічна ефективність проектних рішень, заснованих на використанні сучасних досягнень науки і техніки, має велике значення, оскільки це забезпечує найбільш ефективне використання капітальних вкладень у будівництво нових металургійних об'єктів, реконструкцію і технічне переозброєння діючих металургійних потужностей. Це дозволяє значно збільшити обсяги виробництва металопродукції та різко підвищити її якість при значній економії капітальних інвестицій.

Наразі близько 70 % сталі у світі виробляється конвертерним способом. Розвиток киснево-конвертерного процесу має відбуватися переважно за рахунок будівництва обладнання великої потужності (до 400-450 тонн) у поєднанні з машинами безперервного лиття заготовок.

Темпи розвитку киснево-конвертерного процесу визначаються такими його перевагами:

- дуже низький вміст азоту, фосфору, сірки і неметалевих включень у киснево-конвертерному металі порівняно з мартенівським виробництвом сталі;
- дуже проста конструкція конвертера та вища продуктивність порівняно з мартенівськими печами;
- можливість переробки чавунів будь-якого складу, в тому числі хімічних холодних чавунів і чавунів з високим вмістом фосфору, що розширює асортимент металургійної сировини для виплавки чавуну;

- залишкове тепло у ванні дозволяє переробляти велику кількість сталевого брухту, зменшуючи витрату чавуну;

- раннє шлакування і надійна дефосфорація металів з високим вмістом вуглецю знижує окислення дуття.



## **1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА**

### **1.1 Суть і розвиток конвертерних процесів**

Суть класичного конвертерного процесу виплавки сталі майже ідентична: окислювальне рафінування металу з використанням газоподібного окислювача як основного агента, нагрівання металу без підведення зовнішнього тепла за рахунок фізичного тепла і екзотермічних хімічних реакцій рідкого чавуну, розкислення і легування металу відбуваються в ковші. Окислювальне рафінування, в якому використовуються газоподібні окислювачі і відсутнє зовнішнє тепло, гарантує просту конструкцію конвертера і дуже високий ступінь рафінування, що призводить до високої одиничної продуктивності. Це головна перевага всіх процесів конвертерного рафінування: основні відмінності між основними варіантами конвертерного рафінування полягають у футеровці обладнання і складі окислювального газу (дуття), а також у способі подачі дуття в металеву ванну.

Першим конвертерним процесом, який відіграв важливу роль в історії чорної металургії, був бесемерівський процес, який був впроваджений у 1856 році. Р. Бесемером. Процес відбувався в конвертерах з кислотною футеровкою, а дуття подавалося знизу через вогнетривку багатосоплову лопатку. Кислотна футеровка перешкоджала дефосфоризації та десульфурзації металу, тому процес Бесемера міг обробляти лише чавун (не більше, ніж готову сталь) з низьким вмістом фосфору та сірки. Дробоструминна обробка погіршувала тепловий баланс процесу виплавки, по-перше, тому що вона вимагала великої кількості тепла для нагрівання баластного азоту, фактично виключаючи обробку брухту (близько 20% від загального споживання процесу), а по-друге, через неминуче поглинання дуттєвого азоту металом, що знижувало якість сталі.

Потреба в дуже якісній сировині (чавуні) і виробництво сталі з високим вмістом фосфору, сірки та азоту були основними недоліками бесемерівського процесу.

Хоча наприкінці 19 століття це був основний спосіб виробництва сталі у світі, він більше не має практичного значення.

Другим конвертерним процесом, що має історичне значення, є процес Томаса, здійснений Д. Томасом у 1878 році, який перетворює високофосфорний чавун на сталь і виробляє фосфатний шлак, що використовується як добриво. Процес Томаса здійснювався в конвертерній печі з основною футеровкою з прожареного доломіту і донним дуттям. Під час процесу окислення і рафінування футеровка сприяла утворенню вапняно-залізного шлаку, що призводило до високого ступеня дефосфоризації і значної десульфурзації металу. Однак для проведення процесу без зовнішнього підведення тепла і забезпечення утворення фосфатного шлаку вміст фосфору в чавуні повинен був становити не менше 1,5-1,6%, а для отримання більш-менш прийнятної кількості фосфору в готовій сталі концентрація фосфору в чавуні повинна була зрости до 2,0-2,2%. Це було неможливо. Таку вимогу до складу чавуну можна було виконати лише за умови виплавки його з руди з кількох родовищ. Крім того, томасівська сталь неминуче містила більше фосфору та азоту, ніж бесемерівська, і, оскільки вона повинна була мати менший вміст вуглецю (0,05%), вона також містила більше кисню, що знижувало її якість. З цієї причини процес Томаса ніколи не був домінуючим гравцем у світовому виробництві сталі.

З одного боку, світові виробники сталі поступово відмовлялися від бесемерівського і томасівського способів через їхні серйозні недоліки (особливі вимоги до чавуну, низьку якість сталі і неможливість переробляти велику кількість брухту), а з іншого - шукали способи усунути ці недоліки і використати головну перевагу конвертерного способу - високу продуктивність. Компанія шукала шляхи, як це зробити.

Пошуки в основному були спрямовані на реалізацію ідеї заміни повітряного дуття на кисневе в базовій кисневій печі з футеровкою. Теоретично було зрозуміло, що така заміна дозволить: 1) радикально поліпшити тепловий баланс за рахунок виключення баластного азоту, а значить, отримати можливість переробляти великі обсяги брухту і чавуну практично будь-якого

виплавленого хімічного складу; 2) виплавляти продукцію за рахунок зниження вмісту азоту, фосфору і сірки. Значно покращується якість продукту.

На перших етапах досліджень робилися спроби подавати кисень знизу, як у випадку з конвертерами Бесемера і Томаса. Однак виявилось, що високі температури ( $2000^{\circ}\text{C}$ ) в точці взаємодії рідкого металу з технічно чистим киснем, який не містить баластного азоту, спричиняють дуже швидке зношування нижньої футеровки. Тому були розроблені металеві лопатеві посудини з водяним охолодженням, які вводилися вертикально зверху, щоб комерціалізувати кисневе дуття.

Промислове впровадження доменної печі з верхнім дуттям повністю підтвердило очікувані результати. Конвертерна піч дозволила переробляти як переробний чавун з вмістом  $0,3\%$  P, так і високофосфорний чавун з вмістом брухту до  $25\%$  і виробляти сталь, якість якої можна порівняти з якістю переробної чавунної сталі. Різноманітні способи виплавки сталі в ковші (не в агрегаті) дозволили виробляти високоякісну сталь у доменних печах. Оскільки продуктивність доменних печей у багато разів вища, ніж у плоских або електричних печей, у 1960-х і на початку 1970-х років інтенсивно розвивалися методи кисневого конвертування.

В даний час якість і умови видобутку основної природної сировини для виробництва чавуну (залізної руди і коксівного вугілля) стрімко погіршуються, що призводить до значного зростання загальної ресурсоемності доменної плавки (витрати всіх ресурсів на підготовку сировини і власне виплавку), що неминуче збільшує собівартість чавуну. За таких умов надмірне збільшення частки доменної плавки, на яку витрачається дуже велика кількість чавуну, неминуче призведе до зростання ресурсоемності металопродукції, тобто до зниження ефективності виробництва.

Оскільки основним продуктом металургійної промисловості є сталевий прокат, найважливіший конструкційний матеріал, зниження ефективності цього сектору призводить до зниження ефективності виробництва в цілому. Протягом останніх десятиліть це відбувалося в усіх промислово розвинених країнах.

Нещодавня популяризація ідеї про те, що майбутнє сталеплавильного виробництва пов'язане з кисневим конвертером, перебільшила важливість цього процесу. Наразі пріоритетним завданням є максимально ефективно використання наявних потужностей. В результаті досліджень було розроблено кілька типів процесів кисневого конвертування, включаючи донне дуття, комбіноване дуття і вдування порошкоподібного вапна в металеву ванну. Також були розроблені варіанти методів підвищення вмісту брухту в шихті (наприклад, попереднє нагрівання брухту, завантаження в конвертер твердого палива тощо).

## **1.2 Загальна характеристика та призначення конструкційних легованих сталей**

Основне призначення всіх конструкційних сталей можна звести до використання їх для виробництва деталей, механізмів і вузлів, що мають певні характеристики та властивості, які будуть використані в будівництві, а також машинобудуванні.

Конструкційні сталі ділять кілька підтипів, залежно від свого складу:

1. вуглецеві;
2. леговані;
3. низьколеговані і т.д.

Звичайні вуглецеві сталі не завжди можуть відповідати вимогам, які пред'являються металам у будівництві та машинобудуванні в наш час. У такому разі застосовуються так звані леговані конструкційні сталі, механічні та технологічні властивості яких покращені додаванням до складу певних легуючих елементів.

Застосовуючи легування різними хімічними елементами можна також досягти підвищення жароміцності та жаростійкості сталі, а також забезпечити підвищення корозійної стійкості.

Основним легуючим елементом сталі 25ХГТ є хром. Цей елемент сприятливо впливає на механічні властивості сталі, а також збільшує

зносостійкість і стійкість до утворення корозії. Крім того до складу 25ХГТ входить і марганець, який сприяє кращій прожарюваності сталі і також покращує її механічні властивості.

Круги сталеві 25ХГТ із конструкційної сталі найчастіше використовують для виготовлення високонавантажених зубчастих коліс та інших деталей, твердість яких за шкалою Роквелла перевищує значення HRC 59. Дана марка сталі є дуже затребуваною в різних галузях промисловості та має попит.

Марка:	25ХГТ
Класифікація:	Сталь конструкційна легована
Застосування:	навантажені зубчасті колеса та інші деталі, твердість яких більша за HRC 59

Таблиця 1.1 - Механічні властивості при  $T = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$  сталі 25ХГТ

Сортамент	Розмір	Межа короточасної міцності $s_b$ , [МПа]	Межа пропорційності $s_T$ , [МПа]	Відносне подовження при розриві $d_5$ , [%]	Відносне звуження $u$ , [%]	Ударна в'язкість КСУ, [кДж / м <sup>2</sup> ]	Термообробка
-	мм	МПа	МПа	%	%	кДж / м <sup>2</sup>	-
Пруток		1270	980	10	50	690	Нормалізація 880 - 895 °С, повітря, Загартування 850 °С, олія, Відпустка 200 °С, вода
Твердість матеріалу 25ХГТ після відпалу					HV 10 <sup>-1</sup> = 217 МПа		

Таблиця 1.2 - Технологічні властивості матеріалу 25ХГТ

Флокеночутливість:	чутлива
Схильність до відпускнуї крихкості:	схильна

Таблиця 1.3 - Хімічний склад у % матеріалу 25ХГТ

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Ti	Cu
0.22 - 0.29	0.17 - 0.37	0.8 - 1.1	до 0.3	до 0.035	до 0.035	1 - 1.3	0.03 - 0.09	до 0.3

### 1.3 Опис обраної марки сталі: хімічний склад та властивості сталі 25ХГТ

Сталь 25ХГТ використовується для виготовлення таких деталей, як: шестерні, навантажені зубчасті колеса та інші деталі, твердість яких більше 58HRC, до яких пред'являються вимоги високої міцності, пластичності, в'язкості серцевини та високої поверхневої твердості, що працюють при великих швидкостях, середніх і високих у наявності ударних навантажень та при негативних температурах.

Конструкційна легована сталь із середнім вмістом вуглецю 0,25%. Містить по 1% хрому та марганцю (дешевого замітника нікелю всталі), а також 0,06% титану. Підвищуючи стійкість переохолодженого аустеніту, марганець знижує критичну швидкість загартування і підвищує прожарювання сталі. Введення титану подрібнює зерно та зменшує чутливість сталі до перегріву.

#### 1.3.1 Технологічні характеристики сталі 25ХГТ

Серед сталей, що піддаються цементації, сталь 25ХГТ відноситься до групи сталей помірної теплостійкості та в'язкості, що не обробляється різанням.

Зварюваність є комплексною характеристикою сталі, що визначається технологічними труднощами, що виникають при зварюванні, та експлуатаційною надійністю зварних з'єднань. Залежно від складності технологічних прийомів, що усувають можливість утворення тріщин при зварюванні та забезпечують отримання зварного з'єднання необхідної якості, стали умовно поділяють на чотири групи зварюваності:

1. сталі, що зварюються без обмеження;

2. сталі, що обмежено зварюються;
3. сталі, що важко зварюються;
4. сталі, що не застосовуються для зварних конструкцій.

Сталь 25ХГТ належить до першої групи зварюваності, тобто. застосовується для зварних конструкцій.

Кування для заготівель здійснюється в температурному інтервалі 1220 - 800°C. Охолодження уповільнене в колодязі [3].

Схильність до оборотної крихкості сталей проявляється у зниженні ударної в'язкості при повільному охолодженні після високої відпустки або тривалих витримках в інтервалі температур 450-600°C. Сталь 25ХГТ відноситься до групи сталей схильних до оборотної відпускнуї крихкості.

Ще однією важливою технологічною характеристикою сталі є флокеночутливість. Сталь, що розглядається, не чутлива до утворення флокенів.

### **1.3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі**

Легуючі елементи в загальному випадку визначають стійкість аустеніту при охолодженні, властивості фериту та карбідної фази та інші фактори. Тому легування сталі має багатоцільове призначення. Один і той же елемент може впливати на кілька факторів, через них визначаючи механічні властивості сталі.

- Вплив хрому

Основне призначення легування сталі 25ХГТ хромом - збільшення прожарювання. Прожарювання має велике значення, під нею розуміють здатність сталі утворювати структуру мартенситу з твердістю 59 – 62 HRC на заданій відстані від поверхні [4].

При повній прожарюваності сталь має кращі механічні властивості, особливо опір крихкому руйнуванню, низький поріг холодноламкості, високе значення роботи розвитку тріщини, КСТ і в'язкість руйнування.

- Вплив марганцю

Марганець додають до сталі, щоб її розкислити і зв'язати сірку в сульфіді марганцю, якщо його менше 1%.

Марганець вводять у сталь як замітник нікелю. Він помітно підвищує межу плинності сталі, проте робить її чутливою до перегріву, тому для подрібнення зерна разом з марганцем вводять елементи, що карбідоутворюють.

Характер впливу марганцю на механічні властивості сталі визначається умовами термообробки та вмістом вуглецю.

Марганець розширює сферу існування аустеніту в системі «Fe-Mn-C», причому температура перетворення  $\gamma$ - $\alpha$  різко знижується. Спільний вплив вуглецю та марганцю посилює ефект розширення області аустеніту в сталі.

Марганець збільшує розчинність вуглецю в аустеніті, кілька зміщуючи т. Е на діаграмі «Fe – Fe<sub>3</sub>C» праворуч, і зменшує вміст вуглецю в евтектоїді, тобто зміщує точку Б влево приблизно на 0,05% на кожен відсоток марганцю [3]. Зі збільшенням вмісту марганцю підвищується стійкість переохолодженого аустеніту, що призводить до уповільнення швидкостей перлітного та проміжного перетворень. Марганець, як і вуглець, знижує температури мартенситного перетворення і збільшує кількість залишкового аустеніту в сталі.

#### - Вплив титану

Сильний карбідоутворюючий елемент. Додають у невеликій кількості сталі, що містять хром, марганець, нікель, для подрібнення зерна. Підвищений вміст цього елемента неприпустимий, через утворення спеціальних важкорозчинних при нагріванні карбідів. Надлишкові карбіди знижують прожарювання, зберігають дрібнозернисту структуру, що важливо при тривалих високотемпературних нагріваннях, що застосовуються при цементації.

#### - Вплив кремнію

Не карбідоутворюючий елемент, кількість якого обмежують 2%. Кремній сильно підвищує межу плинності, дещо ускладнює розміщення сталі при відпустці, знижує в'язкість і підвищує поріг холодноламкості при вмісті кремнію понад 1%.

Також у сталі присутні постійні домішки:



#### - Вплив сірки

Сірка, як і фосфор, потрапляє у метал із руд. При кімнатній температурі розчинність сірки у фериті практично відсутня. Тому вся сірка стала пов'язана в сульфіди заліза і марганцю і частково в сульфідилегуючих елементів. З підвищенням температури сірка розчиняється в ферриті і аустеніті, хоча і незначно, але до цілком певних концентрацій (0,02% у фериті при  $913^{\circ}\text{C}$  і 0,05% в аустеніті при  $1365^{\circ}\text{C}$ ). Тому сірчисті включення можуть видозмінюватися при термічній обробці сталі.

Якщо сірка пов'язана з сульфідом заліза  $\text{FeS}$ , при відносно низьких температурах гарячої деформації сталі, внаслідок розплавлення евтектики  $\text{Fe}_{\gamma} + \text{FeS}$  ( $t_{\text{пл}} = 988^{\circ}\text{C}$ ), спостерігається червоноламкість сталі. При більш високих температурах гарячої пластичної деформації можлива гарячеломкість сталі.

Збільшення вмісту сірки в сталі мало впливає на властивості міцності, але істотно змінює в'язкість сталі та її анізотропію в напрямках поперек і вздовж прокатки.

Ударна в'язкість на зразках, вирізаних упоперек напрямку прокатки, зменшується зі збільшенням вмісту сірки.

А в поздовжньому напрямку зі збільшенням вмісту сірки спостерігається тенденція до підвищення ударної в'язкості.

Це пов'язане з посиленням полосчатости ферито-перлітної структури внаслідок витягнутості сульфідів в рядки вздовж прокатки.

#### - Вплив фосфору

Руди заліза, і навіть паливо і флюси містять якусь кількість фосфору, що у процесі виробництва чавуну залишається у ньому у тому чи іншої мірою і потім перетворюється на сталь.

Розчинність фосфору у фериті та аустеніті значно вища, ніж вміст фосфору в сталі як домішки.

Тому фосфор у сталі цілком знаходиться у твердому розчині, і його вплив на властивості позначається через зміни властивостей фериту та аустеніту.

Шкідлива дія фосфору на властивості може посилюватись через сильну схильність його до ліквідації.

Дія фосфору на властивості фериту проявляється в його зміцнюючому впливі, особливо в посиленні холодноламкості сталі.

Фосфор відноситься до сильних зміцнювачів. Незважаючи на те, що вміст його в сталі зазвичай не перевищує 0,030 ... 0,040%, він збільшує межу плинності фериту на 20...30 МПа.

У той же час збільшення вмісту фосфору в межах сотих часток відсотка може викликати підвищення порога холодноламкості на кількадесят градусів ( $\sim 20 \dots 25^{\circ}\text{C}$  на 0,01% P), завдяки сильному зменшенню роботи поширення тріщини.

Випадкові домішки:

- Вплив нікелю

Легування сталей нікелем підвищує прожарювання, забезпечує високу міцність і підвищує опір удару. Мало змінюючи чутливість до перегріву і, як наслідок, оптимальні температури загартування, нікель сильно знижують критичну швидкість охолодження при загартуванні сталі.

Нікель ефективно підвищує пластичність, що дуже важливо для матеріалів, що зазнають впливу динамічних навантажень.

Це його позитивне властивість проявляється, проте, коли придушуються інші (шкідливі) наслідки легування стали нікелем.

До них належить прискорення процесу виділення карбідів за межами.

Викликаючи зниження пластичності, цей процес супроводжується збідненням твердого розчину карбидообразуючими елементами і зниженням теплостійкості сталі.

Нікель збільшує кількість залишкового аустеніту, але не запобігає його розпаду під впливом напруг, що циклічно змінюються.

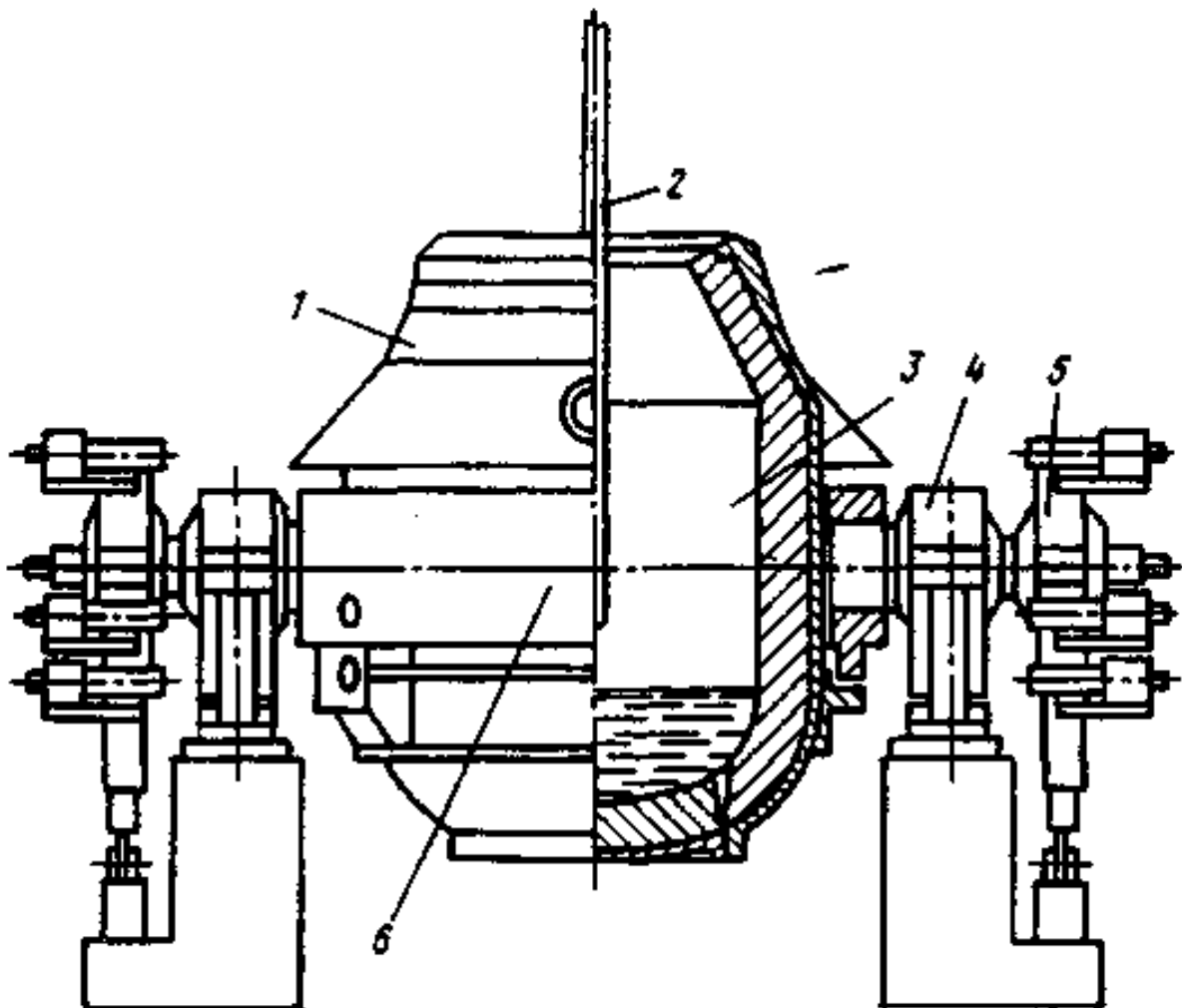
- Вплив міді

Збільшує антикорозійні властивості сталі, що вводять проти атмосферної корозії.

## 2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

У кисневому конвертері продування ванни здійснюють киснем через фурму, яку вводять зверху по осі конвертера. Управління процесом плавки ведуть в основному за допомогою зміни положення фурми та тиску кисню.

У нашій країні експлуатують конвертери ємністю від 160 до 400 т. У конструкції сучасного конвертера (рис. 2.1) можна виділити циліндричну середню частину, концентричну горловину (у вигляді усіченого конуса) та сферичне днище.



1 - Корпус з футеровкою; 2 - киснева фурма; 3 - робочий простір; 4-опорні вузли; 5 - механізм повороту; 6- опорне кільце

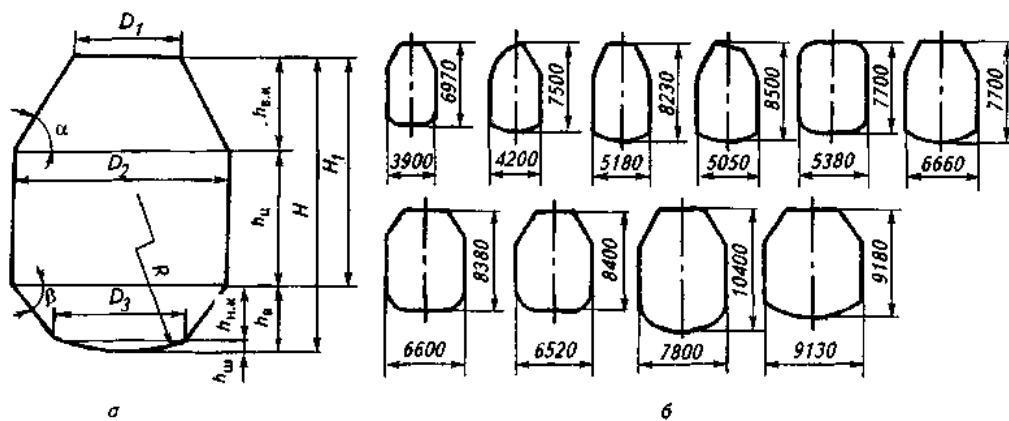
Рисунок 2.1 – Кисневий конвертер

Виходячи з досвіду останніх років, мінімальні втрати металу при нормальному ході продування (без викидів) досягаються при обсязі робочого простору конвертера, що перевищує 5-7 разів об'єм розплаву в спокійному стані. Тому в ДСТУ закладено, що питомий обсяг конвертерів незалежно від їх ємності повинен становити 0,8-1,0 м<sup>3</sup>/т. Відношення висоти робочого простору до його діаметра має бути в межах 12-16.

Обсяг ванни кисневого конвертера та всі основні параметри визначаються його ємністю з урахуванням інтенсивності продування.

На рис. 2.2 а показані основні розміри, що приймаються при конструюванні робочого простору агрегату. Ці розміри зазвичай приймаються на основі досвіду діючих агрегатів та результатів моделювання. На рис. 2.2 б показані різновиди профілів і розміри діючих агрегатів. При проектуванні враховують склад шихти, прийняту технологію продування, ймовірність викидів, масу шлаку, що утворюється, і необхідність вмістити всю масу металу і шлаку і мати оптимальні розміри ванни (діаметр і глибину), будівельну міцність вогнетривів (рис. 2.3) та ін.

У сучасних конвертерах глибина ванни 16-19 м, питома площа поверхні ванни 012-018 м<sup>2</sup>/т.



а-основні розміри  $D_1$ ,  $D_2$ ,  $D_3$  - діаметри відповідно горловини, циліндричної частини та днища;  $R$ -радіус кульової частини днища;  $h_{B.K.}$ ,  $h_{H.K.}$ ,  $h_{Ц}$ ,  $h_{В}$ , і  $h_{Ш}$  - висота відповідно верхньої та нижньої конічної частин, циліндричної частини, ванни та кульової частини;  $H$  і  $H_1$  - повна висота та висота вільного простору відповідно); б- різновиди профілів кисневих конвертерів, що діють

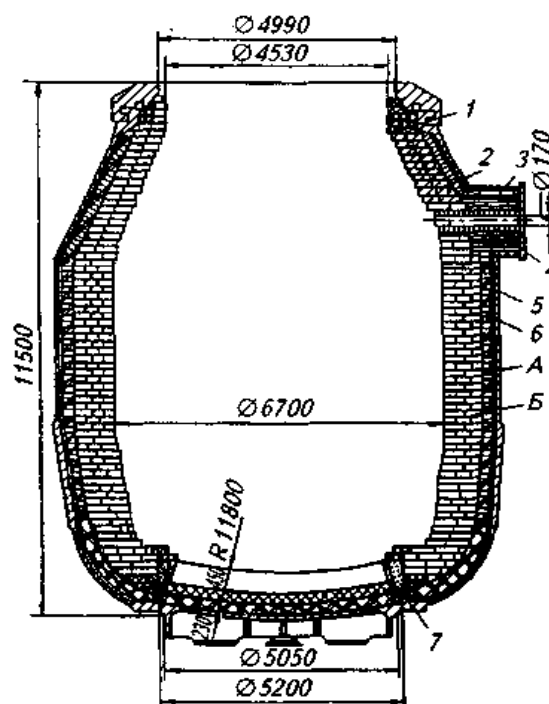
Рисунок 2.2 - Профіль робочого простору конвертера:

Поки ще немає чітких теоретичних рекомендацій щодо правильного вибору інтенсивності продування, числа сопів у фурмі та витрати кисню на одне сопло. У практиці сучасного киснево-конвертерного процесу інтенсивність продування зазвичай становить  $I = 3...5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{хв})$ .

Корпус конвертера зазвичай глухдонний, звареної конструкції. Днища можуть бути як глухі, так і відокремлені (приставні або вставні). Конвертери з відокремленими днищами легше ремонтувати, так як при відібранні днища футерування охолоджується швидше (рис. 2.4). Крім того, можлива заміна тільки футерування відокремленого днища (без корпусу). Корпус конвертера міститься в опорне кільце і кріпиться в ньому. Вузли кріплення та опорне кільце закриті від попадань металу та шлаку захисним кожухом, привареним до корпусу. Кріплення корпусу конвертера до опорного кільця здійснюють за допомогою системи шарнірних підвісок та упорів, що виключають розгойдування конвертера при продуванні металу киснем та під впливом коливань рідкого металу. У системі кріплення має бути враховано неоднаковий ступінь коливань температури корпусу та опорного кільця та забезпечена незалежність їх температурних деформацій. Привід конвертера є системою, що складається з кількох електродвигунів та механізму повороту (зазвичай один великий тихохідний та кілька швидкохідних редукторів). При розробці конструкції конвертера враховується основна вимога до судин з рідким металом — забезпечення їх стійкості при будь-яких кутах нахилу, тобто можливість повернення у вихідне положення при неполадках у роботі двигунів. Для цього необхідно, щоб момент, що перекидає, при повороті конвертера на будь-який кут був позитивним. Одночасно потрібно прагнути по можливості до зменшення максимального перекидального моменту, щоб була мінімальною потужність двигунів поворотного приводу. При розрахунках перекидальних моментів враховують можливий ступінь розпалювання футерування конвертера. Маса конвертера ємністю 300-350т з комплектуючим обладнанням дорівнює 1200 т.

## 2.1 Футерування конвертера

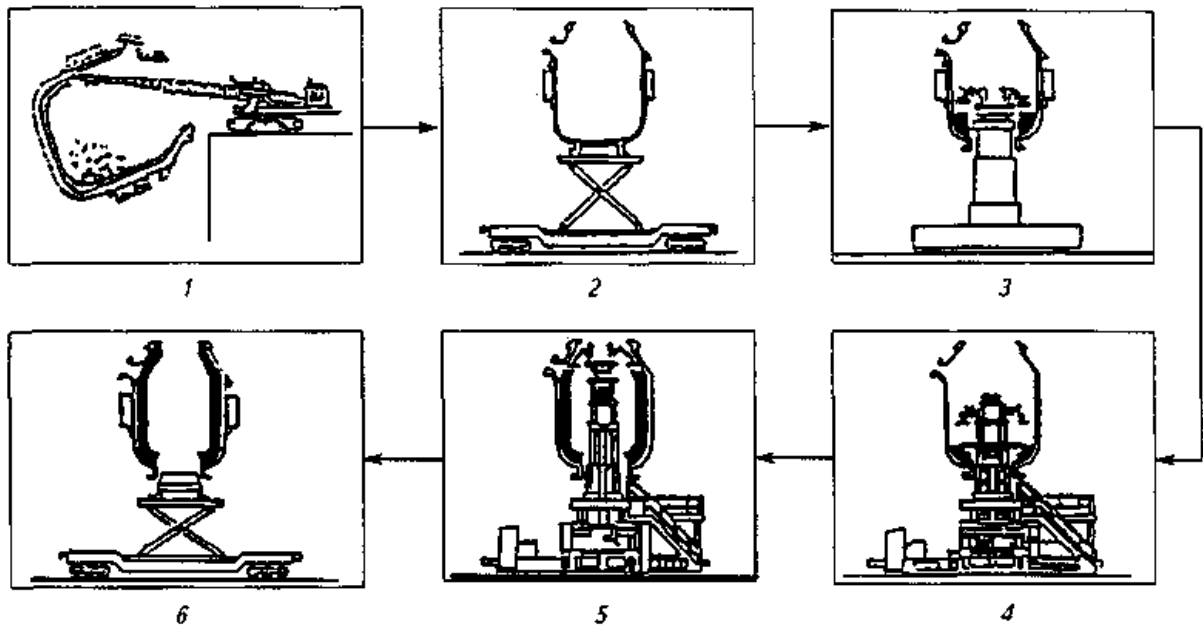
Умови експлуатації футерування кисневих конвертерів важкі, причому в найважчих умовах виявляється футерування циліндричної частини конвертер і особливо район так званого шлакового пояса. У цьому районі футерування контактує зі шлако-металевою емульсією, що утворюється при впливі кисневого струменя на поверхню ванни. Стійкість футерування зазвичай вимірюється числом плавок від одного капітального ремонту до іншого. Працюючи без систематичного торкретування поверхні стійкість футеровки становить до 1000 плавок; у разі систематичного торкретування поверхні стійкість футерування зростає в кілька разів. Вартість високоякісних вогнетривів, що використовуються для футерування конвертерів, велика, тому безперервно випробовуються нові технології, що дозволяють знизити витрату вогнетривів.



1 - периклазохромітові вогнетриви; 2- вапняно-периклазові вогнетриви на пековій зв'язці; 3 - периклазові вогнетриви; 4 - блоки з плавленого периклазу; 5 - металевий корпус; 6 - азбест або периклазова маса; 7 - набивна периклазова маса

Рисунок 2.3 – Двошарове футерування (А — арматурний шар; Б — робочий шар) конвертера

Крім торкретування широке поширення набуває так званий спосіб роздування шлаку в кисневому конвертері. Спосіб передбачає вдування азоту під високим тиском через верхню кисневу фурму конвертера з метою роздування шлаку по поверхні футерування. Шлак, покриваючи вогнетрив, охолоджується, твердне і створює міцний шар, що є захисним для робочого шару футерування. Затверділий шлаковий шар сприяє зниженню швидкості зносу вогнетривів, підвищенню експлуатаційної стійкості агрегату та зниженню експлуатаційних витрат. Процес роздмухування проводять або після повного випуску сталі, коли в конвертері залишається тільки шлак, або за наявності в конвертері і сталі, і шлаку. Режим роздування в обох випадках неоднаковий; різні і зони футерування, на яких утворюється гарнісаж.



1 - ламання футерування; 2 - демонтаж днища; 3 - футерування донної частини корпусу; 4 - роботизоване футерування барабана конвертера; 5- футерування верхнього конуса; 6 - монтаж днища

Рисунок 2.4 - Загальна схема процесу перифутерування конвертера

Технологія роздування шлаку включає наступні етапи:

- Випуск плавки з конвертера;

- візуальний контроль стану шлаку з метою оцінки необхідності введення добавок для його кондиціювання;
- візуальний контроль стану футерування конвертера з метою виявлення зон, що вимагають особливої уваги при проведенні роздування;
- хитання конвертера для нанесення покриття на завантажувальний та випускний ділянки футерування;
- опускання кисневої фурми в задану позицію і початок продування азотом (витрата азоту дорівнює розрахунковій для даної фурми витрати кисню);
- зміна положення фурми при управлінні вручну або від ЕОМ з метою формування шлакового покриття на всій поверхні футерування або збереження постійного положення фурми для покриття певної ділянки футерування;
- ведення операції протягом заданого часу;
- припинення продування і підйом фурми;
- випуск залишку шлаку в шлаковозний ківш, після чого в конвертер можна завантажувати шихту для наступної плавки.

Стан шлаку - один з найважливіших параметрів процесу роздування. Якщо шлак дуже рідкий, то він стікатиме по стінці конвертера. На практиці в більшості конвертерних цехів, де застосовують технологію роздування, не потрібно вносити змін до складу кінцевого шлаку, крім як за змістом  $MgO$  (його оптимальне вміст у шлаку має становити 8—14 %).

Як коригуючий склад шлаку добавок використовують вугілля, вапняк, доломіт і матеріали, що містять оксид магнію. Якщо плавку піддають додуванню, то для охолодження шлаку додають звичайний або доломітизований вапняк, підвищують в'язкість шлаку і знижують вміст у ньому оксидів заліза.

Описана технологія захисту футерування має ще одну перевагу. Завдяки роздмухування шлаку з'являється можливість легування сталі азотом при вдуванні газу на кінцевій стадії конвертерної плавки. У системі трубопроводів для подачі азоту в цьому випадку будуть потрібні додаткові клапани та засоби управління, щоб забезпечити змішування кисню з азотом. Однак у кінцевому



рахунку це призведе до значної економії азотовмісних феросплавів, які зазвичай витрачаються з цією метою.

Практично на всіх заводах, де впровадили нову технологію роздування, вдалося збільшити вдвічі тривалість кампанії без збільшення витрати торкрет-матеріалу. При цьому питома його витрата значно знизилася.

Розрахунки показують, що досягнення стійкості футерування конвертера понад 5000-5500 плавов вже практично не позначається на його річній продуктивності. При випуску на добу 30-40 плавов досягнута стійкість футерування - це 4-6 міс безперервної роботи, тобто період, протягом якого за інструкцією необхідна ревізія корпусу конвертера, допоміжного обладнання тощо.

На заводах Великобританії та США набуває поширення організація випарного охолодження корпусу конвертера. Метод названий HiVar (від англ. high - інтенсивний та varouize-випаровуватися). Завдяки прихованій теплоті випаровування (2287 кДж/кг) вдалося обмежитись порівняно невеликою витратою води. При HiVar-способі за допомогою спеціальних форсунок досягається тонке та інтенсивне розпилення води та забезпечується температура поверхні кожуха конвертера 250-300 °С (на практиці іноді буває до 750 °С). Таким чином вирішено проблему перегріву кожуха та інших несучих частин. Зовнішній вигляд такого конвертера показано на рис. 2.5.

Найбільшого поширення для футерування конвертера в даний час отримали відносно дешеві і досить стійкі смолодоломитові і смолодоломітомагnezитові вогнетриви. Смола, що додається при виробництві вогнетривів (7—8 %), утворює (при їх випалюванні) вуглецеву зв'язку, завдяки чому вони отримують високу міцність. Крім того, зв'язка виконує роль захисного покриву на зернах доломіту та магнезиту і підвищує стійкість вогнетриву до гідратації.

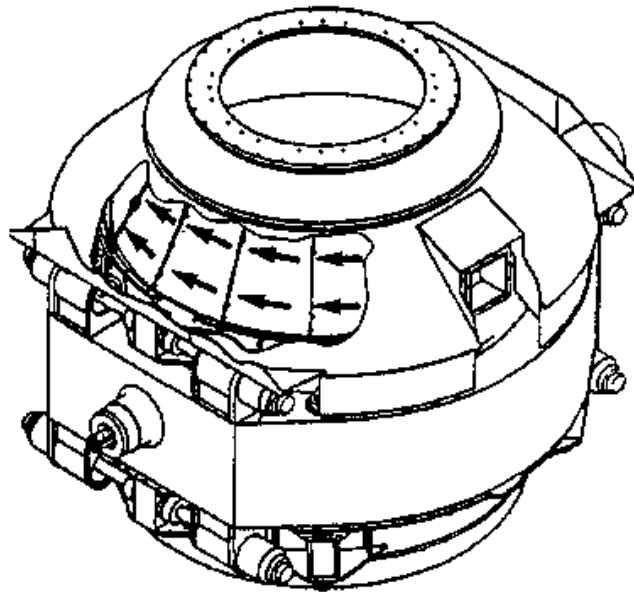


Рисунок 2.5 - Зовнішній вигляд конвертера з форсунковим (водяним) охолодженням кожуха шоломової частини

Коксові плівки (так званий коксовий скелет), що утворюються після випалу вогнетриву, визначають певною мірою фізико-хімічні та експлуатаційні властивості вогнетривів. Футерування перед введенням конвертера в експлуатацію піддається коксівному розігріву до 1100-1200 °С. Для кожного складу вогнетривкового матеріалу встановлюється оптимальний режим нагрівання та випалу, щоб унеможливити розтріскування. Питання виборі вогнетривкового матеріалу вирішується з урахуванням отримання передбачуваних техніко-економічних показників. Зазвичай футерування виконують з цегли, проте на ряді підприємств воліють використовувати великі блоки з вогнетривів. Можна виготовляти також набивну та наливну футеровки. Футерування складається зазвичай з декількох шарів:

1. Арматурного, прилеглого до кожуха конвертера і службовця для запобігання кожуху від перегріву та прогару. Цей шар виконують з магнезитохромітового або обпаленого доломітового вогнетривкового матеріалу.

2. Робочого, що безпосередньо стикається з металом, шлаком та газами. Цей шар виконують з периклазошпінелідної або смолодоломітової цегли.

3. Проміжного, розташованого між арматурним і робочим. Проміжний шар виконують зазвичай із смолодоломітової маси. Іноді обмежуються двошаровим футеруванням (див. рис. 2.3).

Днище конвертера також виготовляють з кількох шарів: знизу шамотна цегла, потім кілька шарів магнезитової та зверху смолодомітова цегла.

Для футерування горловини, що працює в дуже важких умовах, застосовують високостійкі смолодоломітові або магнезитохромітові вогнетриви.

На кожному підприємстві вироблена своя система футерування конвертера з урахуванням наявних високовогнетривких матеріалів та їх стійкості. Те саме відноситься і до визначення раціональної товщини футерування. Залежно від умов процесу плавки (глибини та площі поверхні ванни, складу чавуну, висоти підйому та конструкції фурми, тиску кисню та ін.) у кожному конкретному випадку в період дослідних кампаній визначають характер розпалу футерування конвертера та з урахуванням отриманих даних при черговому ремонті роблять потовщені частини футеровки, які зношуються швидше.

Регулярне застосування для ремонту футерування торкретування або роздування шлаку дає можливість зменшувати початкову товщину футерування. Вважають, що мінімальна товщина її в кінці кампанії конвертера (перед зупинкою на ремонт) повинна становити 100 мм.

На стійкість футерування впливають технологічні фактори, а саме:

1. Організація завантаження твердої шихти (можливість ударів важкого брухту під час завантаження).

2. Температурний режим плавки (при перегріві металу та високій температурі відхідних газів процес руйнування футерування помітно прискорюється, у шлаку зростає вміст MgO).

3. Шлаковий режим (знос збільшується при збільшенні кількості шлаку, його рідкорухливості, при підвищенні окисленості шлаку через утворення легкоплавких феритів кальцію та магнію та при збільшенні у шлаку вмісту кремнезему через утворення легкоплавких силікатів кальцію та магнію).

4. Коливання температури між плавками.

5. Утворення настилів на горловині конвертера (при їх обваленні вони захоплюють за собою шар футеровки, що приварився до них).

При використанні вогнетривів на смоляній зв'язці важливу роль у процесі зносу грають прошарки графіту, або так звані коксові плівки, що утворюються при випалюванні таких вогнетривів. Ці плівки погано змочуються шлаком і перешкоджають міграції та взаємодії компонентів шлаку з вогнетривом.

Кращі показники стійкості отримані при використанні для виготовлення вогнетривів смоли, при спалюванні якої утворюється коксовий залишок. Зазвичай характер газової атмосфери при роботі конвертера відновлювальний (у газах багато CO), проте при зупинках через порожнину конвертера потрапляє повітря і має місце процес  $C_{\text{ТВ}} + O_{2(\text{пов.})} \rightarrow CO_{2(\Gamma)}$ . Тому при тривалих зупинках бажано створювати у порожнині конвертера відновлювальну атмосферу.

Процес окислення коксових плівок може мати місце і при взаємодії із оксидами заліза шлаку. Інтенсивність зносу футерування по ходу плавки змінюється: вона максимальна в початковий період продування (вапно ще не встигла розчинитися, і в шлаку багато  $SiO_2$  і  $FeO$ ) і в кінцевий період (висока температура та підвищена окисленість шлаку). Усі заходи, пов'язані із зменшенням тривалості цих двох періодів, призводять до підвищення стійкості футерування. Наприклад, при підвищенні інтенсивності продування має місце більш енергійне перемішування металу, а також шлаку, при цьому зростає ерозійне зношування вогнетривів; однак одночасно прискорюється процес шлакоутворення та зменшується тривалість плавки. Загалом стійкість футерування збільшується.

Зростає стійкість і при використанні вапна кращої якості (швидше формується основний шлак) або при вдуванні з цією метою вапна в порошкоподібному вигляді, а також при зниженні вмісту кремнію в чавуні і т.д.

## 2.2 Конструкція фурм для подачі кисню та режим дуття

Комплекс пристроїв для подачі кисню зверху, що включає фурму, а також резервну фурму та механізми для підйому та переміщення, є складною

спорудою. Так, маса фурми (з охолодною водою та рукавами) сучасного великовантажного конвертера становить  $\sim 1,5$  т. Устаткування для підйому та переміщення фурми розміщують на спеціальних майданчиках над конвертерами. Кисневі фурми повинні забезпечити необхідну інтенсивність подачі кисню, раціональні форми та організацію струменя та мати досить високу стійкість при простоті конструкції. Інтенсивність подачі кисню зазвичай становить  $5\text{—}6 \text{ м}^3/(\text{хв} \cdot \text{т})$ , тобто в 350 конвертер за 1 хв подають до  $2100 \text{ м}^3$  кисню під тиском  $1\text{—}1,5$  МПа. Фурми можуть бути односопловими (для конвертерів малої ємності) і багатосопловими (4-6 сопел для конвертерів великої ємності). Осі сопел розташовують під кутом  $15\text{--}20^\circ$  до осі фурми. Конусність сопла  $8\text{--}10^\circ$ . Розмір, число та форма сопел залежать від наступних моментів:

1. В окремі періоди плавки необхідно забезпечити якнайбільше заглиблення кисневого струменя у ванну металу (для організації процесу окислення вуглецю та поліпшення перемішування ванни).

2. В окремі періоди плавки необхідно, навпаки, забезпечити вплив струменя не на глибинні зони ванни, а на її поверхню, щоб прискорити процес розчинення в шлаку вапна і домогтися утворення рідкорухливого шлаку з необхідною основністю.

3. Для запобігання швидкому руйнуванню футеровки вплив струменів кисню на поверхню ванни не повинен супроводжуватися розбризкуванням металу і шлаку (тобто необхідно забезпечити так зване «м'яке» продування).

4. Конструкція фурми має бути по можливості простою у виготовленні та надійною в експлуатації.

Вибір конструкції фурми залежить від цих вимог. Досвід використання одночасно двох фурм або поперемінного використання двох фурм різної конструкції із заміною однієї фурми по ходу плавки інший показав, що такий метод роботи надмірно ускладнює організацію ведення плавки. Певний ефект можна отримати при роботі з двоярусною фурмою (другий ярус сопел призначений для подачі кисню для допалювання оксиду вуглецю, що виділяється з ванни). Такі фурми називають також «двоконтурними» або «двоярусними».

*Розрахунок взаємодії струменя кисню з ванною* теоретично можливий. У момент початку продування струмів холодного кисню, що виходить із сопла, взаємодіє з струменями гарячих відхідних газів, що піднімаються від поверхні ванни, склад, температура і запиленість яких коливаються в широких межах. Деяка частина кисню вступає у взаємодію з газами, що відходять, окислюючи частинки плавильного пілу і монооксид вуглецю ( $O_2 + 2CO = 2CO_2$ ). При цьому температура струменя та його склад змінюються, змінюється характер поверхні ванни в момент продування. Крім механічного впливу струменів та перемішування металу на поверхні ванни утворюється шлаковий покрив, товщина якого безперервно змінюється. В результаті середовище, про яке вдаряється струмінь, стає непружним. Процес окислення вуглецю, що починається, викликає різне газовиділення; маса бульбашок CO, що виділяються, піднімає рівень ванни. При нерухомому положенні фурми це призводить до того, що продування триває з зануренням фурми у ванну (в режим заглибленого струменя). Таким чином, по ходу продування змінюються: 1) температурні умови та характер продування в принципі (вільний струмінь, заглиблений струмінь); 2) середовище, на яке впливає струмінь (пружна, непружна); 3) склад струменя (крім кисню у складі струменя в різних співвідношеннях присутні CO та CO<sub>2</sub>); 4) кількість газів, що виділяються з ванни у напрямку,

Таким чином, теоретичні дослідження взаємодії струменя кисню з ванною та розрахунки конструкції фурми пов'язані зі значними труднощами. Завдання вирішується шляхом моделювання в лабораторних умовах, експериментальної перевірки різних варіантів фурм у виробничих умовах та складання емпіричних рівнянь для розрахунку.

На основі численних досліджень запропоновано наступну схему будови конвертерної ванни при подачі кисню зверху (рис. 2.6).

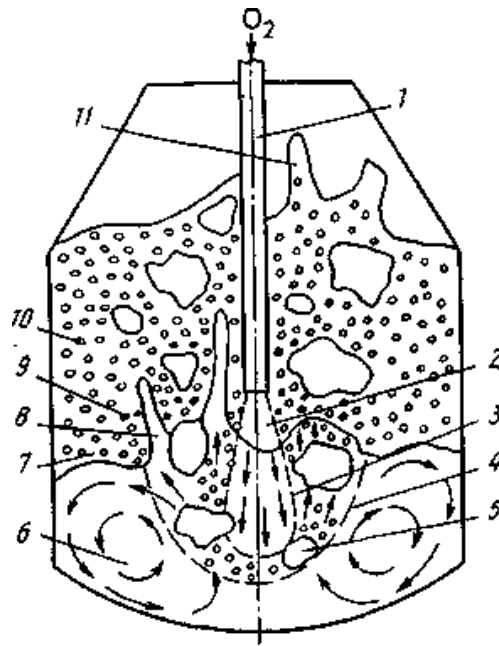


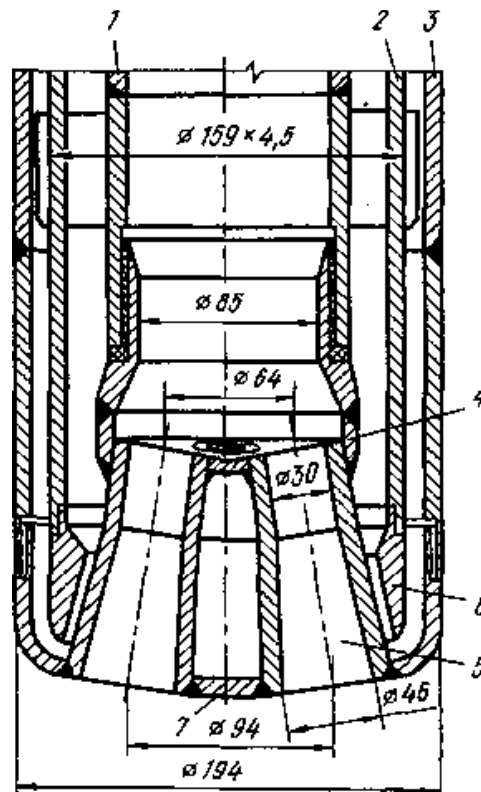
Рисунок 2.6 - Схема стану конвертерної ванни при подачі кисню зверху

При продуванні зверху кисневі струмені 2, що витікають через сопла фурми 1, впроваджуються у ванну 6, формуючи первинну реакційну зону з межами низхідної струминної ділянки 3. Швидкість потоків в первинній реакційній зоні зменшується від осі до периферії зони. Орієнтовно швидкість становить 10-100 м/с, а вектор динамічного напору спрямований вниз по потоку (тут і далі напрямки вектору показано стрілками). У межах меж вторинної реакційної зони 4 виділяються продукти реакції оксидів заліза з елементами, розчиненими в металі, зокрема газові обсяги (бульбашки) 5, що складаються з продуктів окиснення вуглецю. Кожен міхур, місце, що звільняється, рухаючись у тилу газових обсягів. Це створює потоки металу в реакційній зоні, що рухаються зі швидкістю 10 м/с (тут вектор швидкості спрямований нагору відповідно до руху газових обсягів). Якщо розміри периферійної частини ванни невеликі, то в кожному вертикальному перерізі, що проходить через вісь фурми 7, утворюється один замкнутий цикл потоків. Якщо розміри периферійної частини ванни значні, то можуть утворитися два цикли потоків, один з яких перебуватиме ближче до реакційної зони, другий - до стінки конвертера. Швидкість руху потоків у периферійних ділянках конвертерної ванни

оцінюється лише непрямыми методами. Отримані результати відрізняються навіть по порядку величини (найбільш ймовірне значення швидкості 1 м/с).

Газові обсяги руйнуються на поверхні металевій ванни, де утворюються сплески 8. Спінений шлак 7 зменшує висоту сплесків металу, і вони можуть виходити за межі шлакового шару. Тоді винос металу з конвертера потоком газів, що відходять, мінімальний. Руйнуючи в шлаковій фазі, сплески дробляться на краплі 9, розмір яких становить 0,1-10 мм і більше. Краплі під впливом своєї маси осідають у шлаку, причому що менше їх маса, то більше вписувалося тривалість осідання. У процесі осідання краплі можуть коагулювати між собою або зливатися з новими сплесками. Їх вміст у шлаку підвищується зі зростанням швидкості окислення вуглецю; воно максимально при основності шлаку 1,5-1,7, так як в'язкість шлаку збільшується внаслідок появи в ньому угруповань  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$  (двокальцієвого силікату).

На рис. 2.7 показана головка чотирьохсоплової фурми.



1-3 - сталеві труби; 4 - сопловий колектор; 5 - сопло;

6 - розподільник води; 7 - торець головки фурми

Рисунок 2.7 - Головка чотирисоплової фурми



У процесі роботи фурма безперервно охолоджується водою. У найважчих умовах працює наконечник (головка) фурми. Наконечник зазвичай виготовляють з міді (мідь - найбільш доступний конструкційний матеріал з високою теплопровідністю, у 8 разів вищою, ніж у сталі).

Передбачено можливість заміни наконечника.

## 3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 3.1 Технологія конвертерної плавки

Багаторічний досвід експлуатації кисневих конвертерів дозволив повсюдно встановити наступний порядок завантаження шихти. У конвертер, що звільнився після попередньої плавки, завантажують брухт - лоток з брухтом попередньо зважують і доставляють до конвертера завчасно; в момент завантаження лоток за допомогою крана нахиляють (перекидають) і брухт зсипається в конвертер. Після завантаження брухту в конвертер заливають необхідну кількість рідкого чавуну (склад із чавуновозними ковшами заздалегідь подають до конвертера). Після закінчення заливки чавуну конвертер встановлюють у вертикальне положення, опускають кисневу фурму та починають продування.

Шлакоутворювальні та додаткові матеріали вводять у конвертер у попередньо подрібненому вигляді (до фракції 20-25 мм). Такі матеріали називають сипучими. Подачу сипких матеріалів здійснюють трьома способами: 1) усі сипучі завантажують у конвертер до заливання чавуну (під чавун) або навіть до завантаження брухту; 2) сипучі матеріали вводять безперервно зверху по ходу продування; 3) частина сипких (близько половини) присаджують одночасно з початком продування, решту вводять протягом декількох хвилин безперервно по ходу продування. Найчастіше використовують третій спосіб. Тривалість плавки в сучасному конвертері становить 30-45 хв, у тому числі:

	хв
Завалка брухту та заливка чавуну	5-10
Продування киснем	12-17
Повалка, відбір проб, вимірювання температури	4 - 6
Злив металу та шлаку, огляд та ремонт футеровки	8—12

Типова діаграма конвертерної плавки представлена рис. 4.1, з якої видно, що, починаючи з початку подачі кисню, в конвертері одночасно йдуть процеси

окислення домішок, нагрівання ванни і шлакоутворення. Усі ці процеси взаємопов'язані; їх протікання залежить також від складу та характеру шихтових та шлакоутворювальних матеріалів, конструкції фурми, тиску та витрати кисню та організації продування.

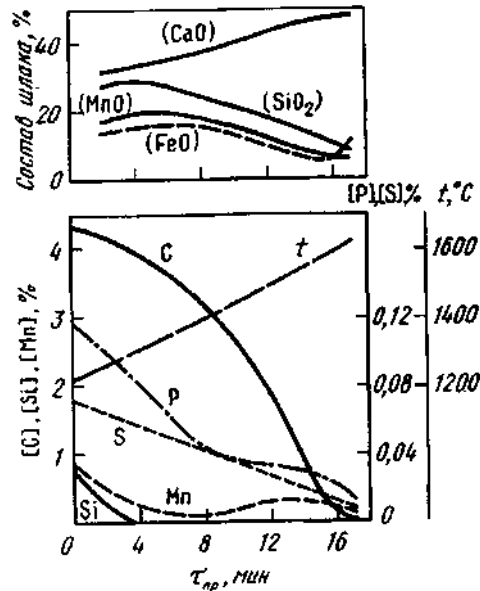


Рисунок 3.1 - Зміна складу металу в шлаку по ходу плавки в кисневому конвертері

### 3.2 Склад шихтових матеріалів

У кисневому конвертері можна переробляти чавуни з широким діапазоном коливань складу, проте для організації найпростішої технології бажані деякі обмеження щодо змісту наступних елементів:

**Si.** Утворюється при окисленні кремнію  $\text{SiO}_2$  завдяки виділенню тепла прискорює процес розчинення вапна в шлаку і процес шлакоутворення в цілому. Тепло, що виділяється, витрачається на нагрівання металевого брухту. Однак при дуже високому вмісті кремнію утворюється така маса  $\text{SiO}_2$ , що для створення шлаку необхідної основності потрібно значно збільшувати витрату вапна. При цьому зростають маса шлаку і відповідно втрати заліза зі шлаком та ін. Крім того, при високому вмісті в шлаку  $\text{SiO}_2$  знижується стійкість основних вогнетривів, тому прагнуть мати в чавуні не більше 0,8% Si.

**Mn.** При вирішенні питання про доцільне утримання в чавуні марганцю враховують низку моментів. При окисленні марганцю виділяється тепло, а оксиди марганцю, що утворюються, знижують температуру плавлення основних шлаків і прискорюють шлакоутворення. Марганець при продуванні ванни киснем майже повністю вигоряє, тому чим більше марганцю в чавуні, тим більше чад і тим менший вихід стали. Підвищення вмісту марганцю в чавуні при переробці в доменному цеху звичайних залізородних матеріалів можна досягти, вводячи до складу доменної шихти марганцеву руду, а це підвищує вартість чавуну. Марганець, що міститься в чавуні, сприяє десульфурзації металу. Майже в більшості випадків чавун містить 0,3-0,8% Mn.

**P і S** — у чавуні має бути мінімальний вміст цих елементів. Зазвичай у чавуні міститься <0,2% P та <0,04% S.

До брухту, що завантажується в конвертер, висувають звичайні вимоги про неприпустимість високого вмісту шкідливих домішок. Крім того, враховуючи небезпеку пошкодження футерування, обмежують розміри шматків брухту. Вимоги, які пред'являються якості шлакоутворювальних матеріалів і твердих окислювачів, звичайні. Спеціальною вимогою є неприпустимість подачі сипких матеріалів у вигляді пилу, так як пилоподібні матеріали відносяться газами, що відходять.

### **3.3 Окислення домішок та шлакоутворення**

При розгляді технології конвертерної плавки необхідно враховувати два безперервно і одночасно протікають процеси: інтенсивну подачу кисню (окислювальна атмосфера в зоні реакції) та шлакоутворення (утворення шару шлаку, поступове підвищення його основності та збільшення маси шлаку по ходу продування). Процес плавки в кисневому конвертері іноді умовно ділять на два періоди: перший коли концентрації домішок (C, Si, Mn, P) досить високі; другий, коли у ванні майже не залишилося домішок та інтенсивно окислюється залізо. Під час першого періоду інтенсивність (швидкість) окислення домішок

визначається інтенсивністю подачі кисню (тобто лімітується зовнішнім масопереносом). Чим більша інтенсивність продування, тим вища швидкість окислення домішок.

На деяких сучасних конвертерах досягали інтенсивності подачі кисню до 5-8 м<sup>3</sup>/(т·хв). При такому підвищенні інтенсивності продування загальна тривалість плавки дещо зменшується; разом з тим спостерігаються викиди, погіршуються умови служби футерування, ускладнюється контроль за ходом плавки, сповільнюється шлакоутворення, спостерігаються випадки запізнення розплавлення металобрухту, що завантажується в конвертер. Але навіть при такій інтенсивній подачі кисню ступінь його засвоєння становить 90-95%, тому можна вважати, що і при дуже високій витраті кисню в перший період ванна в змозі засвоїти весь кисень, що подається.

Співвідношення кількостей домішок, що окислилися в результаті взаємодії з киснем та з оксидами заліза, залежить від умов продування. Якщо, не змінюючи тиску кисню, піднімати фурму, струмені кисню розтікаються поверхнею і переважно окислюється залізо. Численними дослідженнями встановлено, що чим більша (до відомих розумних меж) відстань між фурмою та поверхнею металу, тим більше заліза у шлаку. Наявність залістистого шлаку забезпечує швидке розчинення вапна і формування рідкорухливого основного шлаку, що завантажується в конвертер (рис. 3.2). Процес розчинення вапна в шлаку триває по ходу всієї плавки. Технологія ведення плавки має забезпечити до кінця операції повне розчинення вапна.

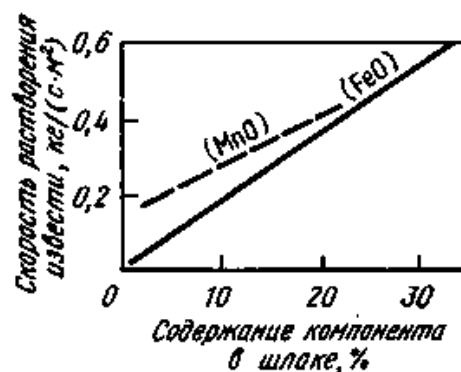
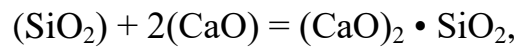


Рисунок 3.2 – Залежність швидкості розчинення вапна в шлаку від вмісту в ньому FeO і MnO

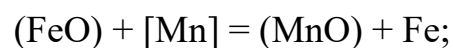
**Окислення кремнію**, що володіє високою хімічною спорідненістю до кисню, відбувається інтенсивно в перші хвилини продування. Кремнезем, що виходить при цьому, взаємодіє з CaO, утворюючи силікати:



$$K = a_{(\text{CaO})_2 \cdot \text{SiO}_2} / a_{(\text{SiO}_2)} \cdot a_{(\text{CaO})}^2$$

В основному шлаку активність CaO велика, тому в міру підвищення основності значення  $a_{(\text{SiO}_2)}$  стає мізерно малим і кремній окислюється в перші хвилини продування практично повністю.

**Окислення марганцю** призводить до утворення основного оксиду MnO, проте слабкішого, ніж інший основний оксид CaO. В результаті зв'язку CaO з кислотними оксидами SiO<sub>2</sub> та P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> сильніше, ніж зв'язки MnO з цими оксидами. У зв'язку з цим активність (MnO) в процесі плавки залишається помітною величиною і вміст марганцю в металі визначається константою рівноваги реакцій:



$$K = a_{(\text{MnO})} / a_{(\text{FeO})} a_{[\text{Mn}]};$$

$$a_{[\text{Mn}]} = (1/K) \cdot (a_{(\text{MnO})} / a_{(\text{FeO})}).$$

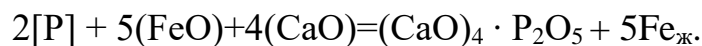
У момент, коли створюються умови для інтенсивного кипіння ванни, вуглець окислюється під дією кисню дуття та оксидів заліза шлаку; значення  $a_{(\text{FeO})}$  при цьому зменшується, а вміст марганцю в металі зростає. При підвищенні основності кислотні оксиди повністю зв'язуються CaO відповідно зростає  $a_{(\text{MnO})}$ , що також призводить до збільшення вмісту марганцю в металі.

Реакція окислення марганцю екзотермічна і підвищення температури зрушує рівновагу у бік відновлення марганцю. Зміст марганцю в металі залежить від вмісту марганцю в чавуні і відповідно від концентрації (MnO) у шлаку. Найбільш помітний процес відновлення марганцю у другій половині плавки, коли інтенсивно окислюється вуглець, температура ванни та основність шлаку

високі. У деяких випадках при підвищених вмістах марганцю в чавуні марганець наприкінці плавки може відновлюватися до 0,4-0,5%, що виключає необхідність використання феромарганцю для розкислення сталі. В самому кінці операції, коли окислилися всі домішки, продовження продування ванни киснем супроводжується окисленням заліза; при цьому  $a_{(FeO)}$  зростає, що зсуває рівновагу у бік окислення марганцю.

Нагадаємо, що підвищені концентрації  $MnO$  у шлаку можуть спостерігатися лише у разі високої концентрації марганцю в шихті або при введенні до складу шихти таких матеріалів, як, наприклад, марганцева руда. А це пов'язано із додатковими витратами. Тому сучасна практика конвертерного виробництва орієнтується переробку маломарганцовистого чавуну, а прискорення шлакоутворення — використання матеріалів типу залізофлюсу (залізного вапна), плавикового шпату та інших.

**Процес дефосфорації** розвивається у міру формування основного шлаку. В окисленні фосфору беруть участь оксиди заліза та кальцію:



Ця екзотермічна реакція; її перебігу сприяють помірні температури. Успішному видаленню фосфору в шлаки сприяють висока активність оксидів заліза в шлаку і висока основність (висока активність  $CaO$ ). У тих випадках, коли нормальна технологія не забезпечує отримання необхідного ступеня дефосфорації, зменшують активність фосфору в шлаку. Для цього в кінці плавки скачують шлак, що містить деяку кількість фосфору, і наводять новий шлак за допомогою підсадки чистого вапна, шлакоутворювальних і короткочасного продування. Таку технологію іноді називають двошлаковим процесом або технологією зі скачуванням шлаку. При переробці звичайних чавунів (що містять  $< 0,3 \% P$ ) отримання необхідних низьких концентрацій фосфору забезпечують без скачування шлаку. Таку технологію іноді називають одношлаковим процесом.

**Окислення вуглецю** відбувається протягом усього періоду продування. Швидкість окислення вуглецю визначають як інтенсивністю подачі кисню, так і умовами утворення та виділення продуктів реакції - бульбашок монооксиду вуглецю. Ці умови більш сприятливі на межах розділів фаз (метал-газ, метал-футерування і т. д.).

Для утворення бульбашок CO та відповідно протікання реакції зневуглецювання необхідний певний рівень перегріву металу над лінією ліквідусу. Особливо помітно вплив температури при перегріванні  $\sim 100^{\circ}\text{C}$ .

Оскільки реакція йде головним чином зоні впливу струменів кисню, умови її протікання істотно залежить і від конструкції фурми.

У міру підвищення температури металу і зниження концентрації таких домішок, що мають високу хімічну спорідненість до кисню, як кремній і марганець, швидкість окислення вуглецю зростає і через 5-7 хв після початку продування досягає максимального значення. Ступінь корисного використання кисню зараз наближається до 100 %. Для того щоб у цей період плавки поліпшити умови виділення монооксиду вуглецю і забезпечити максимальне використання кисню, що подається для окислення вуглецю (а не заліза), фурму дещо опускають і струмені кисню більш інтенсивно впроваджуються в метал - площа поверхні розділу окислювальний газ-метал різко зростає. Умови перебігу реакції окислення вуглецю виявляються настільки сприятливими, що на окислення вуглецю в ці моменти витрачається більше кисню, що подається через фурму (частково витрачаються оксиди заліза шлаку). Так триває 5—10 хв (залежно від інтенсивності подачі кисню) досі, коли концентрація вуглецю знизиться до -0,10%. Швидкість окислення вуглецю у своїй різко знижується, інтенсивно окислюється залізо, зростає вміст заліза (як оксидів) в шлаку.

**Видалення сірки.** Як відомо, для ефективного видалення сірки потрібно забезпечити контакт металу з високоосновним малоокисленим шлаком. В окисних умовах ведення конвертерної плавки шлак містить багато оксидів заліза, тому досягти в конвертері високого ступеня десульфурації важко. Однак певна



частина сірки по ходу плавки видаляється - в шлак і газову фазу (5-10% віддаленої сірки).

У міру збільшення основності шлаку (підвищення значень  $a_{(CaO)}$ ) коефіцієнт розподілу сірки  $\eta_s = (S)/[S]$  зростає і вміст сірки у металі зменшується. До кінця операції при основності шлаку  $CaO/SiO_2 = 3,5$  коефіцієнт розподілу сірки  $\eta_s = 8 - 10$ . При переробці чавунів нормального складу це забезпечує отримання в кінці операції металу з вмістом сірки 0,020-0,040%.

Для рядових марок сталі такий показник може бути визнаним задовільним. Для якісних марок необхідно продовжити проведення операцій десульфурації у процесі випуску (зливу) металу з конвертера, у ковші і далі методами позапічної обробки.

**Закінчення операції.** Таким чином, до кінця операції з металу видаляється практично весь кремній, що містився в шихті, велика частина марганцю, майже весь вуглець і певна частина фосфору і сірки, кипіння ванни припиняється, рівень ванни знижується і фурма виявляється розташованою вище рівня ванни. Зменшуються обсяг реакційної зони та площа поверхні реагування.

У цей період процеси окислення компонентів ванни протікають не за зовнішнім, а за внутрішньодифузійним режимом, швидкість процесу визначається не інтенсивністю підведення кисню та шлакоутворення, а інтенсивністю підведення до місця реакції тієї чи іншої домішки. Якщо при цьому не зменшити подачу кисню або не припинити продування, то інтенсивність підведення (дифузії) домішок до місця реакції виявиться нижчою за інтенсивність подачі кисню і почнеться інтенсивне окислення заліза. Оксиди заліза, що при цьому утворюються, вже не будуть витрачатися повністю на окислення домішок (домішок залишилося мало), відповідно шлак збагачуватиметься оксидами заліза. Зазвичай продування у другий період здійснюють лише в тих випадках, коли необхідно отримати сталі особливо низький вміст вуглецю.

Існуючі методи контролю ходу плавки ще недосконалі, тому поруч із автоматичним контролем ходу плавки за низкою непрямих ознак у часто

відбирають також проби металу на аналіз. Для цього користуються або спеціальним апаратом для відбору проб по ходу продування, або переривають продування, нахиляють конвертер (виробляють «повалку» конвертера) і відбирають пробу. Якщо виявилось, що для отримання вмісту вуглецю, відповідного необхідної марки сталі, потрібно продовжити продування ще деякий час, то конвертер знову встановлюють вертикальне положення і відновлюють продування. Цю додаткову операцію іноді називають передувкою чи додуванням; вона продовжується зазвичай кілька десятків секунд.

### **3.4 Основні стадії процесу у конвертері**

Умовно стандартну конвертерну плавку (в шихті приблизно 75% рідкого чавуну та 25% металобрухту) можна розбити на кілька стадій:

*1-ша стадія* - завантаження твердої шихти та заливання рідкого чавуну. Момент зіткнення залізовуглецевого розплаву з твердим металобрухтом відповідає початку двох процесів: а) наморожування чавуну на холодний металобрухт; б) подальше розплавлення брухту. В цілому це тепломасо-обмінні процеси: передача тепла, дифузія вуглецю, зниження температури плавлення поверхневих шарів металобрухту і т. д. Залежно від температури та складу прикордонного шару в процесі плавлення брухту можна виділити періоди: тепловий, в якому відбувається наморожування розплаву на поверхні холодного брухту з подальшим розплавленням без зміни складу поверхневого шару; 2) дифузійний, в якому за рахунок прогріву та насичення вуглецем відбувається постійне оплавлення поверхневого шару; 3) період інтенсивного стаціонарного плавлення, коли брухт досить нагрітий,

Тривалість теплового періоду залежить від температури та фазового складу шихти. Згідно з розрахунками при заливанні чавуну на холодний брухт у кількості до 25 % від маси шихти тривалість теплового періоду становить 1-2 хв. Тому частина брухту розчиняється вже в період зливу чавуну. Це супроводжується зниженням його температури на 100 - 200 °С (охлаодний ефект

розчинення брухту 1,4 ГДж/т чавуну). При досягненні теплової рівноваги починається плавлення брухту.

Плавлення брухту протягом більшої частини періоду продування відбувається, як правило, у дифузійному режимі. За даними промислових досліджень, при інтенсивності продування 2-4 м<sup>3</sup>/(т · хв) тривалість дифузійного періоду 10-15 хв, а швидкість плавлення брухту 1-18 мм/хв. У разі продування ванни знизу, а також зі збільшенням інтенсивності продування швидкість плавлення помітно зростає. При досягненні розплавом температур ліквідусу швидкість плавлення брухту різко зростає і практично не залежить від вмісту вуглецю.

*2-я стадія* - «пусковий період», що включає процеси утворення великої маси рідкої фази та перегріву її над ліквідусом до рівня, що забезпечує перебіг реакції окислення вуглецю. Момент початку цієї реакції конвертерники часто називають моментом запалювання плавки.

Для великовантажних конвертерів тверда та напівтверда складові шихти на момент «запалювання» плавки можуть досягати 70 % від маси металолошихти, завантаженої в конвертер.

*3-тя стадія* - період інтенсивного зневуглецювання в стаціонарному режимі - час від моменту запалювання плавки до помітного уповільнення реакції зневуглецювання.

*4-я стадія* - заключна, включає процеси: припинення продування, підйом фурми, повалка конвертера та випуск сталі.

### **3.5 Розкислення та легування конвертерної сталі**

Дві особливості конвертерного процесу визначають технологію розкислення та легування конвертерної сталі: 1) безперервна подача кисню, тобто окислювальний характер газової фази протягом усієї плавки; 2) велика маса (13-15% від маси металу) шлаку з високою активністю оксидів заліза, тобто висока окисленість шлаку в кінці плавки. При цьому шлак може містити досить

велику кількість фосфору. Якщо не вжити необхідних заходів, то при розкисненні можливе часткове відновлення фосфору та перехід його із шлаку в метал. У зв'язку з цим при проведенні операцій розкислення та легування використовують низку технологічних прийомів:

1. Вживають заходів для запобігання попаданню кінцевого шлаку в ківш з металом під час випуску плавки (цей прийом іноді називають «відсіченням» шлаку). Існує багато способів запобігання попаданню конвертерного шлаку в ківш, наприклад: закриття льотки перед випуском плавки азбестовою пробкою; закидання в конвертер перед випуском вогнетривкої пробки, яка, будучи легшою від металу і трохи важчою за рідкий шлак, закриває льотку при закінченні випуску металу; закидання в конвертер з метою загущення шлаку порції доломіту; пневматична відсікання шлаку при подачі в потрібний момент в льотку стисненого повітря і т. д. Всі ці способи, однак, не дозволяють повністю виключити попадання шлаку в ківш, але зменшують кількість шлаку, що потрапив в ківш. Проблему поки що не можна вважати вирішеною.

2. Проводять операції розкислення у ковші. У тих випадках, коли відібрана в момент випуску проба показала, що вміст вуглецю в металі виявилося нижче, ніж потрібно для даної марки сталі, в ківш вводять необхідну кількість вуглецевих матеріалів (зазвичай порошку графіту). На деяких підприємствах продувають метал до 0,05-0,07%, а потім вводять в ківш необхідну для отримання заданої марки кількість вуглецю (так звана робота з навуглецювання).

Недоліком такого методу є коливання чаду вводяться в ківш вуглецевмісних добавок і відповідно коливання вмісту вуглецю в сталі залежно від тривалості випуску, кількості і складу шлаку, температури металу, що потрапив в ківш, температури металу і т.п. метал киснем.

Як відомо, чим менше вуглецю, тим вище рівноважний з ним вміст сталі кисню. При підвищенні вмісту вуглецю кисень, що виявився надлишковим, витрачається на окислення вуглецю.

### 3.6 Якість киснево-конвертерної сталі

Якість сталі визначається значною мірою її хімічним складом та вмістом шкідливих домішок, газів та неметалевих включень. Особлива увага при виробництві конвертерної сталі приділяється отриманню металу з низьким вмістом газів і азоту.

*Вміст азоту* у конвертерній сталі визначається одночасним накладенням ряду факторів: 1) вмістом азоту в шихті; 2) чистотою кисню, що використовується для продування ванни; 3) підсмоктування повітря в порожнину конвертера. Підсмоктування повітря в конвертер, у свою чергу, залежить від багатьох факторів, основними з яких є:

1. Положення фурми. При високому розташуванні фурми кількість повітря, що ежектується під час продування з атмосфери цеху, зростає.

2. Перетин горловини. Чим більший розмір горловини, тим більше підсмоктування повітря. По ходу кампанії розмір горловини змінюється, у міру розпалу футерування горловини і збільшення її перерізу підсмоктування повітря в конвертер зростає.

3. Метод утилізації тепла конвертерних газів. При роботі з допалюванням між верхом горловини конвертера і нижньою кромкою каміна, що накриває конвертер, засмоктується деяка кількість повітря, який витрачається на допалювання CO до CO<sub>2</sub>. Частина цього повітря потрапляє в порожнину конвертера і збільшує вміст азоту. Працюючи без допалювання є можливість створити у верхній частині конвертера невеликий позитивний тиск; підсмоктування повітря при цьому практично виключається. Велике значення мають чистота кисню та умови ведення плавки.

*Вміст кисню* в металі в момент закінчення продування визначається вмістом вуглецю. Однак у процесі продування можливе переокислення металу, коли інтенсивність подачі кисню у ванну дещо перевищує інтенсивність його використання для окислення домішок. Ступінь цього переокислення невелика, і зазвичай за період часу від моменту відключення подачі кисню до моменту

випуску (час, що витрачається на відключення кисню і підйом фурми, повалку конвертера, замір температури, відбір проби і т. д.) окислення металу в результаті того, що реакція окислення вуглецю продовжує і після відключення подачі кисню, знижується до значень, відповідних даному змісту вуглецю.

*Вміст водню* у конвертерній сталі зазвичай невелико, тому що обмежені джерела його надходження до металу. Крім водню, що надійшов у ванну разом із шихтовими матеріалами, основним джерелом водню є волога, що міститься в кисні, а також волога повітря, що підсмоктується в порожнину конвертера. Зазвичай вміст водню в металі в кінці продування рідко перевищує  $3-4\text{см}^3/100\text{г}$  металу. Однак у процесі випуску та розливання в результаті контакту з атмосферним повітрям вміст водню в сталі може дещо зрости. У разі прогару кисневої фурми вода, що охолоджує фурму, починає надходити безпосередньо в реакційну зону і вміст водню у ванні помітно зростає.

*Вміст неметалевих включень* у конвертерній сталі визначається переважно технологією розкислення. Оскільки до кінця операції при правильно організованому процесі метал не містить підвищених кількостей сірки, кисню та азоту, створюються умови отримання сталі, що містить незначні концентрації сульфідних, оксидних і нітридних неметалевих включень. Кількість їх, що залишається в готовому металі, визначається технологією обробки металу в ковші та розливання.

### **3.7 Окремі елементи технології та вихід рідкої сталі**

Втрати заліза у процесі конвертерної плавки досить великі (3-5%). Вони складаються із втрат заліза зі шлаком (у шлаку) та пилогазовими викидами. Тим часом найважливішим показником ефективності процесу є вихід рідкої сталі. З компонентів чавуну на вихід рідкої сталі помітно впливають кремній та фосфор, підвищення вмісту яких призводить до збільшення маси шлаку та втрат заліза зі шлаком у вигляді оксидів та корольків.

До збільшення маси шлаку призводять і попадання в конвертер доменного шлаку з чавуном, сміття з металобрухтом, надмірні присадки вапна. Попередні десиліконізація, дефосфорація та десульфурація чавуну забезпечують можливість ведення плавки з мінімальною кількістю шлаку (30-50 кг/т сталі) та помітного (на 1,5-2,5%) підвищення виходу рідкої сталі.

Вплив марганцю, що міститься в чавуні, на вихід рідкої сталі неоднозначний. У тому випадку, коли паралельно зі зниженням вмісту марганцю вживаються заходи щодо поліпшення шлакоутворення, не пов'язані зі збільшенням вмісту оксидів заліза в шлаку, зниження вмісту марганцю на 0,1 % підвищує вихід рідкої сталі на 0,04-0,06 %. Якщо такі заходи не здійснюються або вони є недостатніми, вихід рідкої сталі зменшується внаслідок збільшення втрат металу з виносом.

Зниження вмісту вуглецю на випуску - продування до низького вмісту вуглецю, у тому числі з подальшим навуглецюванням металу в ковші, - призводить до зниження виходу рідкої сталі, особливо помітного при вмісті вуглецю нижче 0,08%. Це пов'язано з підвищенням окисленості шлаку в міру зниження концентрації вуглецю.

При зниженні вмісту вуглецю з 0,08 до 0,04 % вихід рідкої сталі зменшується на 2,3 %, що рівноцінно збільшенню витрати металошихти на 25,4 кг/т сталі.

З наведеного випливає, що при виплавці сталі однієї і тієї ж марки (за вмістом вуглецю) вихід рідкої сталі знижується в міру підвищення вмісту чавуну кремнію. Зниження вмісту кремнію (десиліконізація) може здійснюватися або на жолобі доменної печі, або в чавуновозному ковші.

При переробці такого чавуну в конвертерах суттєво покращуються показники конвертерної плавки: скорочується витрата вапна, кисню, металошихти, підвищується продуктивність, покращується якість сталі (нижчий вміст сірки, фосфору, азоту, водню). Якщо використовуються чавуни з низьким вмістом кремнію, операцію десиліконізації, природно, проводити недоцільно.

Технологія випуску чавуну з доменної печі повинна також забезпечувати мінімальне попадання доменного шлаку в чавуновозні ковші; обов'язково завантаження шлаку після позадоменної обробки чавуну.

Попадання доменного шлаку в конвертер призводить до додаткової витрати вапна, збільшення витрати чавуну і металошихти в цілому, підвищення маси кінцевого конвертерного шлаку і зростання вмісту сірки в сталі, а потрапляння шлаку від позадоменного обробки чавуну позбавляє сенсу таку обробку.

Найбільш раціональний спосіб скачування шлаку - двостадійний: з чавуновозних ковшів відразу після позадоменної обробки чавуну і з заливальних ковшів перед зливом чавуну в конвертер.

### **3.8 Обґрунтування необхідності розливання сталі на МБЛЗ**

В даний час у всьому світі визнана технічна і економічна доцільність впровадження безперервного розливання як при реконструкції, так і при будівництві нових сталеплавильних цехів.

В даний час марочний сортамент сталей, що розливаються на МБЛЗ, охоплює практично всю продукцію прокатного виробництва: від рядових до легованих і спеціальних сталей для виготовлення рядового і конструкційного сортового прокату, труб, рейок, коліс і так далі.

Швидкий темп зростання потужностей безперервного розливання пояснюється перш за все подальшим вдосконаленням технології виробництва і конструкції установок, великою економічністю цього процесу за рахунок збільшення виходу придатного, зниження витрати енергії, меншим ступенем забрудненості навколишнього середовища в порівнянні з іншими видами виробництва для отримання аналогічної продукції. Споруда МБЛЗ створює умови для повної автоматизації і механізації процесу розливання [12].



Проведені численні дослідження якості безперервного і звичайного злитка показали, що метал, отриманий способом безперервного розливання, має кращу якість в порівнянні з металом, розлитим у виливниці.

У світовому сталеплавильному виробництві створена і освоєна комплексна сучасна технологія безперервного розливання сталі широкого марочного і розмірного асортименту.

В області технології безперервного розливання, що забезпечує високу якість металу, випробувані, вдосконалені і упроваджені спеціальні стійкі вогнетривки для МБЛЗ, повністю закриті підведення металу на шляху сталерозливний ківш - проміжний ківш - кристалізатор, нові матеріали для стінок кристалізатора, підведення металу "під рівень" в кристалізатор, підібрані режими гойдання для кристалізатора залежно від швидкості розливання і тому подібне

При підготовці рідкої сталі до безперервного розливання обов'язковою умовою є застосування позапічної обробки металу. Поліпшення якості рідкої сталі за допомогою засобів позапічної обробки продиктоване необхідністю жорсткої регламентації хімічного складу, її температури, стабілізації цих параметрів в об'ємі ковша [13].

Широке використання кисню для інтенсифікації процесу плавки в сталеплавильних агрегатах забезпечує підвищення продуктивності не тільки окремого агрегату, але і цеху в цілому. Нерідко це підвищення стримується пропускною спроможністю розливного прольоту. Принципово новою є організація безперервного розливання сталі. Суть процесу полягає в тому, що метал з розливного ковша (зазвичай через проміжний пристрій) відлився в один безперервний злиток.

При розливанні плавки по схемі плавка на плавку через один і той же проміжний пристрій можуть розливатися одна за одною до десяти плавки.

Повністю затверділий метал розрізають газокисневими різакми на мірні заготовки відносно невеликої довжини і передаються на прокатні стани.

Як всякий безперервний процес, безперервне розливання організаційно простіше і економічно вигідніше, ніж звичайна періодична.

Основні переваги безперервного розливання наступні:

1. Процес стабільніший і менше залежить від майстерності розливальника.
2. Вихід придатного на 6 – 12 % вище, ніж при звичайному розливанні.
3. Відпадає необхідність в споруді дорогих обтискових станів.
4. Капітальні витрати на будівництво заводу з машинами безперервного лиття заготовок приблизно в 1,5 разу менше, ніж при розливанні по старій схемі.
5. Висока оперативна гнучкість, що забезпечує рівномірне постачання заготівкою прокатні стани.
6. Можливість автоматизації процесу.
7. Поліпшуються умови праці, зменшується потреба в робочій силі, підвищується частка кваліфікованої праці і його продуктивність.
8. Забезпечується вища якість злитка (відсутня мікроліквація, підвищується однорідність металу).

Вказані переваги забезпечили широке використання машин для отримання заготовок круглого і квадратного перетину.

При розрахунку річної потужності машини враховують час зупинок на капітальні ремонти – періодичністю один раз в 2 - 3 роки тривалістю 8 - 9 діб, на планово-запобіжні ремонти – через 30 - 45 діб тривалістю – 16 і 24 години. Коефіцієнт використання часу враховує заміну кристалізатора, різні затримки в роботі, пов'язані з порушенням графіка випусків плавки і іншими причинами. Загальні втрати часу складають 1,5 – 2 % від номінального. Середня тривалість розливання плавки складається з часу розливання і тривалості підготовчих операцій.

Робота на МБЛЗ складається з трьох етапів: підготовка машини до розливання, розливання плавки, звільнення машини від злитка.

Підготовка до розливання – це введення заправки, підготовка кристалізатора, установка головного і проміжного ковшів.

У підготовку кристалізатора до роботи входить і очищення його порожнини від металу і шлаку, герметизація зазору між заправкою і кристалізатором, накриття його кришкою. Тривалість цих операцій залежно від розміру кристалізатора і часу переміщення стану до МБЛЗ займає 3 – 5 хв. Час на установку проміжного ковша і його центрування складає 2 – 3 хв. Таким чином, час на установку ковшів за практичними даними дорівнює 5 – 9 хв. [14].

### **3.9 Основні типи МБЛЗ**

Спосіб безперервного лиття заготовок, що полягає в безперервній подачі рідкого металу в охолоджувану виливницю-кристалізатор при безперервному витягуванні злитка, що твердіє, в сьогодення отримав найширше розповсюдження. Процес безперервного лиття може або давати заготовки (після різки) для прокатних станів, або бути суміщеним в одному агрегаті з прокаткою.

Машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) діляться на чотири основні типи: вертикальні з вигином злитка, горизонтальні, радіальні і криволінійні.

Початок промислового застосування безперервного лиття поклали машини вертикального типу у яких кристалізатор, роликів проводка, пристрої, що тягнуть і ріжуть розташовані по вертикалі на висоту 23—35 м, а у ряді випадків і до 43 м.

Машини вертикального лиття дозволяють отримувати злитки високої якості, проте їх широкому використанню перешкоджають властиві їм крупні недоліки — велика висота машини і низька швидкість лиття. З метою зменшення висоти будівлі і можливості подачі сталерозливних ковшів до робочого майданчика вертикальні МБЛЗ виконують з розташуванням кінцевої частини машини в залізобетонному колодязі. Крім дорожчання будівництва, це приводить до необхідності застосування складних систем видачі заготовок з колодязя. Підвищення швидкості лиття шляхом збільшення довжини зони кристалізації злитка на вертикальних машинах не може бути реалізована,

оскільки із збільшенням висоти виникає великий феростатичний тиск, що приводить до витріщання кірки злитка і її руйнування з проривом назовні рідкої фази.

Створення машин з вигином злитка роликками на виході з пристрою, що тягне, і перекладом його в горизонтальну площину не дало відчутного зменшення висоти машини, але ускладнило її конструкцію.

В даний час МБЛЗ вертикального типу з вигином злитка на вітчизняних і зарубіжних заводах не встановлюють. Виняток становлять вертикальні машини для лиття порожнистих трубних заготовок і злитків спеціальних профілів, які застосовуватимуться через специфічні умови кристалізації металу в цих випадках.

Машини горизонтального лиття заготовок із-за недостатнього відробітку вузлів і технологічного процесу в даний час не набули широкого поширення, проте незаперечні переваги — мінімальна висота машини і відсутність деформацій злитка при литті — роблять їх перспективними.

На даному етапі розвитку безперервного лиття найширше застосування отримали радіальні машини, що відрізняються від машин вертикального типу і з вигином злитка меншою висотою і підвищеною швидкістю лиття.

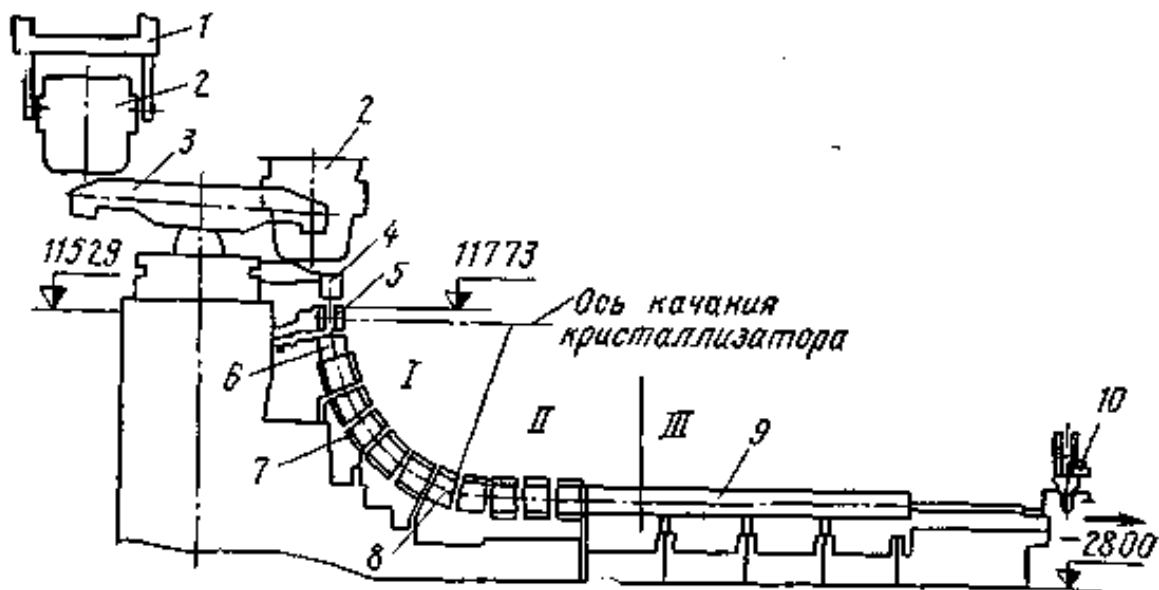
Підвищення швидкості лиття в радіальних машинах досягають збільшенням протяжності зони кристалізації шляхом збільшення радіусу технологічної осі, причому збільшення радіусу і висоти машини на одиницю довжини дає в 1,5 разу більший приріст довжини радіальної ділянки.

МБЛЗ криволінійного типу (рис. 2.5) відрізняються від радіальних машин наявністю перехідної криволінійної ділянки між радіальними і прямолінійними ділянками технологічної лінії. Такі машини отримали обмежене застосування із-за скорочення довжини ділянки зони вторинного охолодження, на якому злиток не піддається деформації при витягуванні.

Технологічна лінія радіальної машини безперервного литва складається з двох ділянок — радіального і прямолінійного, на яких встановлені неприводні і

приводні ролики. У місці переходу першої ділянки в другій відбувається розгин злитка роликами.

Вся роликівна система машини носить назву роликівної проводки, в якій розрізняють початкові неприводні і подальші приводні ділянки (неприводна і приводна роликівні проводки).



I, II і III – відповідно радіальна, криволінійна і горизонтальна ділянки МБЛЗ; 1 – траверса розливочного крану; 2 – сталерозливний ківш; 3 – підйомно – поворотний стенд; 4 – проміжний ківш; 5 – кристалізатор; 6 – непривідна роликівна проводка; 7 – роликівні секції радіальної ділянки приводної роликівної проводки; 8 – роликівні секції криволінійної ділянки приводної проводки; 9 – роликівні секції горизонтальної ділянки проводки; 10 – машина газової різки.

Рисунок 3.3 – Схема МБЛЗ криволінійного типу

Машина, що правильно тягне, яку застосовують на ряді МБЛЗ, входить як складова частина приводної роликівної проводки.

За типом механізмів, що здійснюють силову дію роликів на злиток, розрізняють МБЛЗ з гідравлічним і пружинним притисненням роликів, по

конструкції пристроїв, що тягнуть, — МБЛЗ з машиною, що правильно-тягне, і з групою роликів секцій, що тягнуть.

Залежно від числа струмків, в які розливають метал, машини розділяють на однострумкові, двохструмкові і багатострумкові [15].

### 3.10 Розрахунок матеріального і теплового балансів киснево – конвертерної плавки з верхнім дуттям

Плавка ведеться в один захід без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на 100 кг металічної шихти.

#### 3.10.1 Хімічний склад металічної шихти

Таблиця 3.1 - Склад шихти

Матеріал	Вміст елементів, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Скрап	0,28	0,30	0,40	0,05	0,04

#### 3.10.2 Склад неметалічної частини шихти і футерівки

Таблиця 3.2 – Хімічний склад неметалічної частини шихти

Матеріал	Вміст оксидів, %								
	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>
Вапно	1,8	-	1,7	86,0	2,0	-	-	1,9	6,6
Плавиковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	0,5	6,0
Футерівка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

#### 3.10.3 Склад готової сталі 25ХГТ (ГОСТ 380-80)

Таблиця 3.3 – Хімічний склад готової сталі 25ХГТ

Вміст елементів, %				
C	Si	Mn	P	S
0,22-0,29	0,17-0,37	0,8-1,10	≤0,035	≤0,035

### 3.10.4 Кількість елементів, що вноситься металічною частиною

При умові переробки 73 % чавуну і 27 % скрапу металічною частиною вноситься:

Таблиця 3.4 – Кількість елементів, що вносяться чавуном і скрапом

Матеріал	Кількість елементів, кг				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,2485	0,5256	0,3796	0,0438	0,0365
Скрап	0,0756	0,081	0,108	0,0135	0,0108
Всього	3,3241	0,6066	0,4876	0,0573	0,0473

**3.10.5 Кількість і склад шлаку, використовуючи дані, отримані на практиці**

#### 3.10.5.1 Приймаємо:

- зношення футерівки складає 0,3% маси металічної шихти;
- витрата  $CaF_2$  складе 0,3 %;
- з металічної шихти в шлак перейде 100%Si,

$$0,0573 \cdot 0,9 = 0,0515 \quad 90\% P,$$

$$0,4876 \cdot 0,8 = 0,3900 \quad 80\% Mn,$$

$$0,0473 \cdot 0,5 = 0,0236 \quad 50\% S$$

3.10.5.2. Приймаємо, що з неметалічної частини шихти в шлак перейдуть всі оксиди, за виключенням  $H_2O$  і  $CO_2$ .

### 3.10.6 Витрати вапна

3.10.6.1 Щоб забезпечити хорошу десульфурацію і дефосфорацію металу основність шлаку ( $CaO/SiO_2$ ) повинна бути від 2,5 до 3,5. Для розрахунку приймаємо основність шлаку - 3,0. Тоді флюсуюча здібність вапна складе:

$$0,86 - 3,0 \cdot 0,018 = 0,806 \text{ кг } CaO \text{ вапна}$$

3.6.2 Шихтою (без вапна) і футерівкою вноситься кремнезему у шлак, кг:

а) металічною частиною шихти  $0,6066 \cdot 60 / 28 = 1,2998$

б) футерівкою  $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

в) плавиковим шпатом  $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

Всього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,2998 + 0,015 + 0,015 = 1,3298$$

3.10.6.3 Для ошлакування цієї кількості  $SiO_2$  необхідно оксиду кальцію, кг:  
 $1,3298 \cdot 3,0 = 3,9894$

3.10.6.4 Визначаємо кількість оксиду кальцію, що вноситься шихтою, кг:

а) плавиковим шпатом  $0,3 \cdot 0,08 = 0,024$

б) футеровкою  $0,3 \cdot 0,02 = 0,006$

3.10.6.5 Необхідно вапна без урахування  $CaO$ , що вноситься шихтою, кг:

$$(3,9894 - 0,024 - 0,006) / 0,806 = 4,9124$$

### 3.10.7 Складові шлаку

3.10.7.1 Вноситься кремнезему вапном, кг:

$$4,9124 \cdot 0,018 = 0,0884$$

3.10.7.2 Вноситься оксиду кальцію вапном, кг:

$$4,9124 \cdot 0,86 = 4,2246$$

3.10.7.3 Вноситься оксиду магнею, кг:

а) вапном  $4,9124 \cdot 0,02 = 0,0982$

б) футерівкою  $0,3 \cdot 0,7 = 0,21$

3.10.7.4 Вноситься глиноземом, кг:

а) вапном  $4,9124 \cdot 0,017 = 0,0835$

б) плавиковим шпатом  $0,3 \cdot 0,01 = 0,003$

в) футерівкою  $0,3 \cdot 0,03 = 0,009$

3.10.7.5 Вноситься оксидів хрому футерівкою, кг:

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

3.10.7.6 Вноситься оксидів марганцю металевою частиною шихти, кг:

$$0,4876 \cdot 0,8 \cdot 71/55 = 0,5035$$

3.10.7.7 Вноситься оксидів фосфору металевою частиною шихти, кг:

$$0,0573 \cdot 0,9 \cdot 142/62 = 0,1181$$

3.10.7.8 Вноситься оксидів заліза футеровкою, кг:

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

3.10.7.9 Вноситься  $CaF_2$  плавиковим шпатом, кг:

$$0,3 \cdot 0,795 = 0,2385$$



## 3.10.7.10 Визначаємо склад шлаку

Таблиця 3.5 - Складові шлаку

Джерела шлаку	Кількість оксидів, кг										
	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	Всього
Металічна шихта	1,2998	-	-	-	-	0,024	0,5035	0,1181	-	-	1,9454
Вапно	0,0884	4,2246	0,0982	0,0835	-	-	-	-	-	-	4,4947
Плавииковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,2385	0,2805
Футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-	0,300
Всього	1,4182	4,2546	0,3082	0,0955	0,036	0,024	0,5035	0,1181	0,024	0,2385	7,0206

3.10.7.11 Виходячи з практичних даних приймаємо, що у шлаку міститься 4%  $Fe_2O_3$  і 12%  $FeO$ . Тоді маса шлаку без оксидів заліза складе:

$$100 - 4 - 12 = 84 \%$$

3.10.7.12 Маса шлаку разом з оксидами заліза складе, кг:

$$7,0206 / 0,84 = 8,3578$$

- в тому числі сумарна кількість оксидів заліза, кг:

$$8,3578 - 7,0206 = 1,3372$$

- з них  $Fe_2O_3$  буде:  $1,3372 \cdot 0,25 = 0,3343$

де 0,25 – частка  $Fe_2O_3$  в сумі оксидів заліза

- кількість  $FeO$  буде:  $1,3372 - 0,3343 = 1,0029$

3.10.7.13 За даними практики приймаємо, що кількість заліза, що залишилася у шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами і угар заліза складає 3%, тобто 3,00 кг.

3.10.7.14 Витрачається заліза на угар з утворенням  $Fe_2O_3$ , кг:

$$Fe_{Fe_2O_3} = (0,3343 - 0,024) \cdot 112/160 = 0,2172$$

3.10.7.15 Витрачається заліза на угар з утворенням  $FeO$ , кг:

$$Fe_{FeO} = 1,0029 \cdot 56/72 = 0,7800$$

3.10.7.16 Втрати заліза у вигляді корольків і викидів складає, кг:

$$3,0 - 0,2172 - 0,7800 = 2,0028.$$

### 3.10.8 Вихід рідкої сталі

Вихід рідкої сталі, з урахуванням 0,20 кг вуглецю і за винятком угару елементів складе, кг:

$$100 - [(3,3241 - 0,25) + 0,6066 + 0,4876 \cdot 0,8 + 0,0573 \cdot 0,9 + 0,0473 \cdot 0,5 + 3,0] = 92,8534$$

### 3.10.9 Кількість домішок, що залишилися в металі, кг:

Вуглець – 0,25

Кремній - сліди

Марганець – 0,0976

Фосфор - 0,0058

Сірка – 0,024

### 3.10.10 Склад металу

Таблиця 3.6 - Склад металу

Вміст елементів, %				
C	Si	Mn	P	S
0,2692	сліди	0,1051	0,0062	0,0258

### 3.10.11 Кількість $CO_2$ і $CO$ , що утворюється при окислюванні вуглецю металошихти

На основі практичних даних приймаємо, що 10% C, який вигорів окислюється до  $CO_2$  і 90% C – до  $CO$ , тоді:

- вигорить вуглецю  $3,3241 - 0,25 = 3,0741$  кг
- окислиться до  $CO_2$   $3,0741 \cdot 0,1 = 0,3074$  кг
- окислиться до  $CO$   $3,074 \cdot 0,9 = 2,7666$  кг
- утвориться  $CO_2$   $0,3074 \cdot 44/12 = 1,1271$  кг
- утвориться  $CO$   $2,7666 \cdot 28/12 = 6,4554$  кг

### 3.10.12 Кількість дуття

3.10.12.1 Потрібно кисню на окислення заліза до утворення  $Fe_2O_3$  і  $FeO$ , кг:

- для утворення  $Fe_2O_3$ : (пункт 2.7.14)

$$O_{2Fe_2O_3} = (0,3343 - 0,024) \cdot 48/160 = 0,0930 \text{ кг}$$

- для утворення  $FeO$ : (пункт 2.7.15)

$$O_{2FeO} = 1,0029 \cdot 16/72 = 0,2228 \text{ кг}$$

3.10.12.2 Потрібно кисню на окислення домішок, кг

вуглецю до $CO_2$	$1,1271 \cdot 32/44 = 0,8197$
вуглецю до $CO$	$6,4554 \cdot 16/28 = 3,688$
марганцю до $MnO$	$0,5035 \cdot 16/71 = 0,1134$
кремнію до $SiO_2$	$1,2998 \cdot 32/60 = 0,6932$
фосфору до $P_2O_5$	$0,1181 \cdot 80/142 = 0,0761$

3.10.12.3 Всього потрібно кисню на окислення заліза і домішок, кг:

$$0,0930 + 0,2228 + 0,8197 + 3,688 + 0,1134 + 0,6932 + 0,0761 = 5,7062$$

3.10.12.4 Потрібно технічного кисню при 95% його засвоєнні, кг:

$$5,7062 / 0,95 = 6,0065$$

3.10.12.5 Потрібно дуття при чистоті кисню 99,5%, кг:

$$V_d = 6,0065 / 0,995 = 6,0366$$

### 3.10.13 Склад і кількість газів, що відходять

3.10.13.1 Отримано  $CO_2$ :

- від горіння вуглецю	$1,1271 \text{ кг}$
- з вапна	$4,9124 \cdot 0,066 = 0,3242 \text{ кг}$
- з плавикового шпату	$0,3 \cdot 0,06 = 0,018 \text{ кг}$

Всього  $CO_2$ :  $1,1271 + 0,3242 + 0,018 = 1,4693 \text{ кг}$  або

$$1,4693 \cdot 22,4/44 = 0,7480 \text{ м}^3$$

3.10.13.2 Утворюється парів води з вологи шихти:

$$4,9124 \cdot 0,019 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,0948 \text{ кг}$$
 або

$$0,0948 \cdot 22,4/18 = 0,1179 \text{ м}^3$$

3.10.13.3 Утворюється азоту з дуття:

$$6,0366 \cdot 0,005 = 0,0301 \text{ кг}$$
 або

$$0,0301 \cdot 22,4/28 = 0,0240 \text{ м}^3$$

### 3.10.13.4 Кількість кисню дуття, що залишився:

$$O_{2 \text{ дуття}} = V_{\text{дуття}} - N_{2 \text{ дуття}}$$

$$6,0366 - 0,0301 = 6,0065 \text{ кг}$$

Залишається незадіяного кисню:

$$O_{2 \text{ незад.}} = O_{2 \text{ дуття}} - O_{2 \text{ Fe і домішки}} = 6,0065 - 5,7062 = 0,3003 \text{ кг або}$$

$$0,3003 \cdot 22,4 / 32 = 0,2102 \text{ м}^3$$

### 3.10.14 Кількість і склад газу, що відходить

Таблиця 3.7 - Кількість і склад газу

Складові газу	Кількість, кг	Об'єм, м <sup>3</sup>	Вміст, %
CO <sub>2</sub>	1,4693	0,7480	11,9440
CO	6,4554	5,1643	82,4388
H <sub>2</sub> O	0,0948	0,1179	1,8820
N <sub>2</sub>	0,0301	0,0240	0,3831
O <sub>2</sub>	0,3003	0,2102	3,3554
Всього	8,3499	6,2644	100

### 3.10.15 Матеріальний баланс плавки

Таблиця 3.8 - Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну і лому	100	Металу	92,8534
Вапна	4,9124	Шлаку	8,3578
Плавикового шпату	0,3	Газів, що відходять	8,3499
Зруйнованої футерівки	0,3	Заліза корольків і викидів	2,0028
Дуття	6,0366		
Всього	111, 543	Всього	111,5639

Нев'язка

$$H = \frac{\Sigma_{\text{приход}} - \Sigma_{\text{расход}}}{\Sigma_{\text{приход}}} \cdot 100\%$$

Допускається нев'язка до 1,0 %

$$H = \frac{111,549 - 111,5639}{111,549} \cdot 100\% = -0,0133\%$$

### 3.10.16 Розкислення сталі

#### 3.10.16.1 Склад сталі перед розкисленням

Таблиця 3.9 - Склад сталі перед розкисленням

Показник	Вміст елементів				
	C	Si	Mn	P	S
Маса, кг	0,25	-	0,0976	0,0058	0,024
Склад, %	0,2692	-	0,1051	0,0062	0,0258

3.10.16.2 Виходячи з складу сталі приймаємо, що в готовій сталі повинно міститися: 0,25% Si; 0,95% Mn;

3.10.16.3 У відповідності з даними табл. 3.9 для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,27% Si , 0,8449% Mn , 1,2% Cr , 0,06% Ti.

3.10.16.4. Розкислення металу проводиться феросиліцієм, феромарганцем, феррохромом і феротитаном в ковші при зливанні металу в сталерозливний ківш.

Таблиця 3.10 - Хімічний склад розкислювачів і легуючих

Марка феросплаву	Вміст елементів, %									
	Mn	Fe	C	Si	P	S	Cr	Cu	Ti	V
Феросиліцій ФС-45	0,40	54,41	0,10	45,00	0,05	0,04	0,5			
Феромарганець ФМн-90	90	7,63	0,5	1,8	0,05	0,02				
Ферохром ФХ-010		33,34	0,1	1,5	0,03	0,03	65			
Феротитан ФТи-65		30,01	0,4	1,0	0,05	0,05		0,4	65	3

3.10.16.5 Приймаємо по даним практики угар Si і Mn рівним 20%. Тоді необхідна кількість феросплавів буде, кг:

$$\text{феросиліцію: } 92,8534 \cdot 0,27 / (100 \cdot 0,45 \cdot 0,8) = 0,6964$$

$$\text{феромарганцю: } 92,8534 \cdot 0,8449 / (100 \cdot 0,9 \cdot 0,8) = 1,0896$$

$$\text{ферохрому: } 92,8534 \cdot 1,15 / (100 \cdot 0,65 \cdot 0,8) = 2,0534$$

$$\text{феротитану: } 92,8534 \cdot 0,06 / (100 \cdot 0,65 \cdot 0,8) = 0,1071$$

3.10.16.6 Маса сталі після розкислення, кг:

$$92,8534 + 0,2569 + 0,2919 + 0,7867 + 0,0013 + 0,0009 + 1,1787 + 1,068 + 0,0003 + 0,003 + 0,0556 = 96,4967$$

3.10.16.7 Перейде в метал з феросплавів, кг:

$$\text{- вуглецю } 0,6964 \cdot 0,001 \cdot 0,8 + 1,0896 \cdot 0,005 \cdot 0,8 + 2,0534 \cdot 0,001 \cdot 0,8 + 0,1071 \cdot 0,004 \cdot 0,8 = 0,2569$$

$$\text{- кремнію } 0,6964 \cdot 0,45 \cdot 0,8 + 1,0896 \cdot 0,018 \cdot 0,8 + 2,0534 \cdot 0,015 \cdot 0,8 + 0,1071 \cdot 0,01 \cdot 0,8 = 0,2919$$

$$\text{- марганцю } 0,6964 \cdot 0,004 \cdot 0,8 + 1,0896 \cdot 0,9 \cdot 0,8 = 0,7867$$

$$\text{- фосфору } 0,6964 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 + 1,0896 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 + 2,0534 \cdot 0,0003 \cdot 0,8 + 0,1071 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 = 0,0013$$

$$\text{- сірки } 0,6964 \cdot 0,0004 \cdot 0,8 + 1,0896 \cdot 0,0002 \cdot 0,8 + 2,0534 \cdot 0,0003 \cdot 0,8 + 0,1071 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 = 0,0009$$

$$\text{- заліза } 0,6964 \cdot 0,5441 \cdot 1 + 1,0896 \cdot 0,0763 \cdot 1 + 2,0534 \cdot 0,3334 \cdot 1 + 0,1071 \cdot 0,301 \cdot 1 = 1,1787$$

$$\text{- хрому } 0,6964 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 + 2,0534 \cdot 0,65 \cdot 0,8 = 1,068$$

$$\text{- міді } 0,1071 \cdot 0,004 \cdot 0,8 = 0,0003$$

$$\text{- ванадію } 0,1071 \cdot 0,03 \cdot 0,8 = 0,003$$

$$\text{- титану } 0,1071 \cdot 0,65 \cdot 0,8 = 0,0556$$

3.10.16.7.1 Визначаємо кількість вуглецю в сталі, кг:

$$0,25 + 0,0069 = 0,2569$$

3.10.16.7.2 Визначаємо кількість марганцю в сталі, кг:

$$0,7867 + 0,0976 = 0,8852$$

3.10.16.7.3 Визначаємо кількість фосфору в сталі, кг:

$$0,0058 + 0,0013 = 0,0071$$

3.10.16.7.4 Визначаємо кількість сірки в сталі, кг:

$$0,024 + 0,0009 = 0,0249$$

3.10.16.7.5 Визначаємо кількість заліза в сталі, кг:

$$1,1787 + 92,8534 = 93,6523$$

3.10.16.8 Склад готової сталі після розкислення

Таблиця 3.11 - Хімічний склад готової сталі після розкислення

Показники	Маса, кг	Склад, %
C	0,2569	0,2673
Si	0,2919	0,3038
Mn	0,8852	0,9212
P	0,0071	0,0073
S	0,0249	0,0259
Fe*	93,6657	97,3013
Cr	1,068	1,1115
Cu	0,0003	0,00031
V	0,003	0,0031
Ti	0,0556	0,0578
Сума	96,2586	100,0

\*Кількість заліза визначається з різниці:

$$96,082 - (0,2569 + 0,2919 + 0,8852 + 0,0071 + 0,0249 + 1,068 + 0,0003 + 0,003 + 0,05665) = 93,4891 \text{ кг}$$

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ДСТУ для марки ст. 25ХГТ.

### 3.10.17 Розрахунок теплового балансу

#### 3.10.17.1 Прихід тепла

##### 3.10.17.1.1 Фізичне тепло чавуну при 1350 °C

$$Q_1 = [0,745 \cdot 1150 + 217,67 + 0,837 \cdot (1350 - 1150)] \cdot 74 = 90652,86 \text{ кДж},$$

де 0,745 – середня теплоємність чавуну в твердому стані  $T_{нл}$ , кДж/кг · град

1150 – температура плавлення чавуну  $T_{пл}$ , °C

217,67 – теплота плавлення чавуну, кДж/кг,

0,837 – середня теплоємність рідкого чавуну, кДж/кг · град.

##### 3.10.17.1.2 Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок, кДж:

$$C \rightarrow CO_2 \quad 34061 \cdot 0,3074 = 10470,3514$$

$$C \rightarrow CO \quad 10457 \cdot 2,7666 = 28930,3362$$

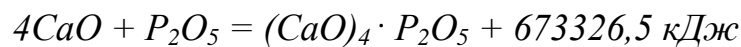
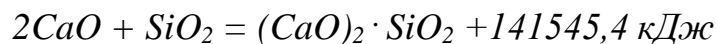
$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 31073 \cdot (0,6066 + 0,6964 \cdot 0,45 \cdot 0,2 + 1,0896 \cdot 0,018 \cdot 0,2 + 2,0534 \cdot 0,015 \cdot 0,2 + 0,1071 \cdot 0,01 \cdot 0,2) = 21116,3706$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 7359 \cdot (0,4876 \cdot 0,8 + 0,6964 \cdot 0,2 \cdot 0,004 + 1,0896 \cdot 0,9 \cdot 0,2) = 4318,00452$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 24982 \cdot 0,0071 \cdot 0,9 = 159,63498$$

$$Q_2 = 10470,3514 + 28930,3362 + 21116,3706 + 4318,00452 + 159,63498 = 66394,6977 \text{ кДж}$$

3.10.17.1.3 Виділиться тепла за реакцією утворення силікатів кальцію з умов, що всі оксиди кремнію і фосфору пов'язані з оксидом кальцію:



$$Q_3 = (141545,4 \cdot 1,4182/60 + 673326,5 \cdot 0,1181/142) = 3905,66045 \text{ кДж}$$

де 1,4182 – кількість  $SiO_2$  (табл. 2.5)

0,1181 – кількість  $P_2O_5$  (табл. 2.5)

### 3.10.17.2 Витрати тепла

#### 3.10.17.2.1 Втрати тепла зі сталлю

$$Q_1' = [0,699 \cdot 1500 + 272,1 + 0,837 \cdot (1620 - 1500)] \cdot 92,8534 = 13948,422 \text{ кДж},$$

де 0,699 – середня теплоємність сталі в твердому стані,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ,

1500 – температура плавлення сталі,  $^{\circ}C$ ,

272,1 – теплота плавлення сталі,  $\text{кДж/кг}$

0,837 – середня теплоємності рідкої сталі,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ,

92,8534 – кількість сталі до розкислення, кг

3.10.17.2.2 Втрати тепла зі шлаком визначаємо з умов, що температура шлаку дорівнює температурі сталі на випуску, тобто  $1620^{\circ}C$ .

$$Q_2' = [1,331 \cdot 1300 + 351,62 + 2,496 (1620 - 1300)] \cdot 8,3578 = 24075,8104 \text{ кДж}$$

де 1,331 – середня теплоємність твердого шлаку,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ,

351,62 – теплота плавлення шлаку,  $\text{кДж/кг}$



$2,496$  – середня теплоємність рідкого шлаку,  $\frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ ,

$1300$  – температура плавлення шлаку,  $^{\circ}\text{C}$

3.10.17.2.3 Кількість тепла, що уноситься газами, які відходять. Приймаємо температуру газів, що відходять  $1450^{\circ}\text{C}$ . Тоді с газами втрачається тепла:

$$\text{CO}_2 \quad 3407,4 \cdot 0,748 = 2548,7352 \text{ кДж}$$

$$\text{CO} \quad 2118,12 \cdot 5,1643 = 10938,6071 \text{ кДж}$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2645,55 \cdot 0,1179 = 311,9103 \text{ кДж}$$

$$\text{O}_2 \quad 2210,21 \cdot 0,2102 = 464,5861 \text{ кДж}$$

$$\text{N}_2 \quad 2088,8 \cdot 0,0240 = 50,1312 \text{ кДж}$$

$$Q_3' = 2548,7352 + 10938,6071 + 311,9103 + 464,5861 + 50,1312 = 14313,9699 \text{ кДж}$$

3.10.17.2.4 Тепло, що втрачається з корольками заліза і викидами:

$$Q_4' = 0,837 \cdot 1620 \cdot 2,0028 = 2715,6766 \text{ кДж}$$

3.10.17.3 Статті приходу і витрат тепла зводимо до таблиці теплового балансу.

Таблиця 3.12 - Тепловий баланс

№ п/п	Прихід тепла	кДж	%	№ п/п	Витрати тепла	кДж	%
1	Фізичне тепло чавуну $Q_1$	90652,86	52,3818	1	Фізичне тепло сталі, $Q'_1$	131948,422	76,2467
2	Окислення домішок металу $Q_2$	66394,6977	38,3664	2	Фізичне тепло шлаку, $Q'_2$	24075,104	13,9123
3	Шлакоутворення $Q_3$	3905,66045	2,256904	3	З газами, що відходять $Q'_4$	14313,9699	8,2713
4	Додаткове паливо $Q_4$	12100,661	6,9924	4	З корольками заліза і викидами $Q'_4$	2715,6766	1,5692
	(Всього)	(160553,218)					
	Всього	173053,879	100,0		Всього	173053,879	100,0

Складаємо всі статті приходу і витрат тепла. В даному випадку прихід тепла менш ніж витрати. Необхідно збалансувати баланс. Нехватка тепла складе (за основу беремо більшу цифру):

$$173053,879 - 160553,21815 = 12100,661 \text{ кДж}$$

Заносимо цю величину в приходу частину теплового балансу як додаткову статтю «Додаткове паливо». Тепер баланс збалансований, тобто прихід тепла дорівнює витрат. Т.ч. необхідно додати тепла у кількості 12258,841 кДж, розраховуємо необхідну кількість коксику (або другого матеріалу, що містить вуглець).

$$K_{\text{ооп.}} = \frac{12100,661}{25116} = 0,4817 \text{ кг}$$

де 25116 – теплота згорання коксового дріб'язку.

Таким чином, на 100 кг металічної шихти необхідно внести у якості додаткового палива 0,5375 кг коксового дріб'язку. На 1 т сталі це складе:  $10 \cdot 0,4817 = 4,817 \text{ кг}$ . На всю плавку при ємності конвертеру 200 т необхідно коксового дріб'язку:

$$200 \cdot 4,817 = 963 \text{ кг}$$

При складанні теплового балансу може бути другий варіант – коли в приходній частині має місто надлишок тепла, а в частині витрат не хватає статей, що потребляють тепло.

В цьому випадку надлишок тепла компенсується подачею в ванну необхідної кількості металічного лому. В частині витрат теплового балансу з'являється додаткова стаття – «Кількість додаткового металічного лому».

## **4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА**

### **4.1 Основні шкідливі і небезпечні чинники в конвертерному відділенні**

У конвертерному виробництві створюються несприятливі умови для обслуговуючого персоналу. Основні виробничі шкідливості в конвертерному цеху наступні:

- а) теплові випромінювання від технологічного устаткування і розплавленого металу і шлаку;
- б) газовиділення, що утворюються при продуванні конвертера;
- в) пиловиділення, що утворюється при транспортуванні сипких матеріалів, продуванні конвертера, сливі чавуну з ковша в конвертер, випуску сталі і шлаку з конвертера .

Основні джерела небезпеки конвертерного виробництва наступні:

- г) рухомі частини механізмів і устаткування, переміщення вантажів, розплавлений метал і шлак;
- д) електроустаткування конвертерного цеху.

#### **4.1.1 Джерела небезпечних та шкідливих чинників на обслуговуючий персонал**

Джерелами тепла, що супроводжується інфрачервоним, видимим і ультрафіолетовим випромінюваннями, є рідкий метал і шлак; гарячі кожухи конвертерів, чавуновозних і сталерозливних ковшів, шлакових чаш; гаряча футеровка конвертерів і ковшів.

Загазованість повітряного середовища киснево-конвертерного цеху вельми незначна, а на більшій його частині практично відсутня.

Проте при продуванні конвертерів, при суцці відремонтованих конвертерів і сталерозливних ковшів у повітря виробничих приміщень

потрапляють токсичні гази, концентрація яких у ряді випадків перевищує санітарні норми.

На робочому майданчику у конвертерів концентрація оксиду вуглецю перевищує норму лише періодично. Це пов'язано з випуском сталі і шлаку, вибиванням продуктів згорання в зазор між горловиною конвертера і кесоном, викидами металу і шлаку. Найбільш високі концентрації оксиду вуглецю і сірчистого газу, що часто зустрічаються, мають місце на майданчику над конвертером в зоні газових пальників котла - утилізатора .

Конвертер служить найбільш значним джерелом пиловиділення. Середня кількість пилу, що міститься в конвертерних газах, складає 250-300 г/м<sup>3</sup>. Конвертерний пил складається в основному з оксидів заліза і містить 60-65 % Fe, 2-6 % Mn, останнє SiO<sub>2</sub>, CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> та інші оксиди. Близько 80% частинок пилу мають розміри до 0,5 мкм. Кількість пилу з частинками більше 1 мкм складає всього 5-15 %. Такий пил відноситься від конвертера на великі відстані і довгий час витає в повітрі. ПДК пилу в повітрі в конвертерному цеху складає 3-6 мг/м<sup>3</sup>. [14].

Запроектований цех оснащений великим числом вантажопідйомних механізмів. Практично всі роботи, пов'язані з підйомом і переміщенням різних вантажів, проводяться за допомогою електромостових кранів. Аварії в господарстві крана мають тяжкі наслідки. Найбільш важким видом аварії є обвалення крана при сході з шляху ходових коліс із-за несправності підкранових балок і рейок.

Електроустаткування конвертерного цеху різноманітне. Сюди входять синхронні і асинхронні електродвигуни змінного струму електрофільтри і інше устаткування напругою вище 1000 В, а також електродвигуни, апаратура управління, електроустаткування крана, внутрішньоцехові електромережі напругою до 1000 В.

Вибухи в конвертерному виробництві найчастіше виникають при взаємодії рідкого металу або шлаку з водою.

#### 4.1.2 Дії на людину

Дія променистої енергії на людину оцінюється інтенсивністю інфрачервоного опромінювання. Робочі гарячих професій при виконанні окремих короткочасних операцій піддаються вельми інтенсивному інфрачервоному (тепловому) опромінюванню, що досягає 1050-1400 Вт/м<sup>2</sup>. Санітарні норми допускають не більше 140 Вт/м<sup>2</sup> [15]. Опромінювання такої інтенсивності чоловік переносить легко. Сильніше теплове випромінювання погіршує мікроклімат ділянки і несприятливо впливає на людину: підвищується імпульсивність шкірного аналізатора, посилюється напруженість реакції терморегуляції організму під контролем центральної нервової системи; серцево-судинна і дихальна системи мобілізуються до вищих навантажень .

По санітарних нормах гранично допустимою концентрацією СО в повітрі для постійної роботи встановлено 20 мг/м<sup>3</sup> [15]. Дія оксиду вуглецю на організм полягає головним чином у витісненні кисню з крові з утворенням карбоксигемоглобіну, результатом чого є задуха.

Гранично допустима концентрація сірководню в повітрі, згідно санітарним нормам, складає 10 мг/м<sup>3</sup> [15]. Сірководень є сильною отрутою: він викликає припинення дихання, зв'язує залізо крові і обідняє її киснем (аніксамія).

Шкідливу дію на організм людини надає пил, наявний в конвертерному цеху.

Пил, що осідає на шкірі і слизистих оболонках очей, може викликати роздратування і запальні процеси. Найбільш важкі захворювання виникають при попаданні пилу в легені. Ці види захворювань отримали загальну назву «пневмокониоз».

Електричний струм, викликаючи збудження в місці проникнення в організм, поширює свою дію на велику частину нервових тканин. Якщо центральна нервова система справляється з отриманим збудженням, то виникає та або інша активна у відповідь реакція (рухова реакція, підвищене потовиділення, переляк і так далі). У тих випадках, коли дія електричного струму

виходить за межі витривалості центральної нервової системи може наступити швидке глибоке гальмування з припиненням життєво важливих функцій (серцевої діяльності і дихання). Такий стан є небезпечним і може привести до смерті.

Порогові значення струму (при частоті 50 Гц) [16] :

- пороговий відчутний струм - 0,5-1,5 мА при змінному струмі і 5-7 мА при постійному струмі;

- пороговий невідчутний струм (струм, який викликає при проходженні через тіло людини непереборні судорожні скорочення м'язів руки, в якій затиснутий провідник) - 10-15 мА при змінному струмі і 50-80 мА при постійному струмі;

- пороговий фібриляційний струм - 100 мА при змінному струмі і 300 мА при постійному струмі.

Карта умов праці на робочому місці сталевара приведена в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1- Карта умов праці на робочому місці сталевара

№	Фактори виробничої середовища і трудового процесу	Норм. знач. (ПДК, ПДУ)	Фактич. значен.	III клас – шкідл. і небезпеч. умови і характер праці			Час дії фактора, % за зміну
	Шкідливі хімічні речовини, мг/м <sup>3</sup> I клас небезпеки II клас небезпеки III клас небезпеки CO H <sub>2</sub> S	20,0 10	1,15 40	1,15 2	- -	- -	80 80
2	Пил фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>	4	100	-	-	25	80
3	Вібрація, дБ	92	106	-	-	-	-
4	Шум, дБА	80	89	9	-	-	80
5	Інфразвук, дБ	-	-	-	-	-	-
6	Мікроклімат в приміщенні (в теплий період): Температура повітря, °C Швидкість руху повітря, м/с Відносна вологість повітря, % Інфрачервоне опромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	27 <0,5 <70 141	40 0,5 40-50 141-850	- - - -	- - - -	13 - - -	80 80 80
7	Атмосферний тиск, мм. рт.ст.	760	750	-	-	-	-
8	Категорія тяжкості праці	тяжка, III					
9	Категорія напруженості	напружена					

## 4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників

### 4.2.1 Інженерні

а) Захист від тепловипромінювання.

У літній період в цеху відкриваються всі вікна і отвори в стінах, ліхтарі і шахти в крівлі. Відкриті ліхтарі і шахти служать головним чином для видалення гарячого повітря з цехів, а отвори в стінах – для притоку свіжого повітря. Таким чином створюється могутній природний повітрообмін. Разом з повітрям віддаляється значна кількість тепла, що сприяє зниженню температури повітря в приміщенні.

Крім загального повітрообміну, велике значення має місцева притока повітря від обдуваючих вентиляційних пристроїв, тобто повітряних душів. Повітряний душ – це потік повітря, направлений на робочого або на обмежений робочий майданчик. Температура і швидкість руху повітря при повітряному душі наведена в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 - Температура і швидкість руху повітря при повітряному душі

Період року	Категорія роботи	Інтенсивність теплового опромінювання, ккал/(м <sup>2</sup> ·годину)					
		300 - 600		600 - 1200		1200 - 1800	
		I	II	I	II	I	II
Теплий (температура повітря +10 <sup>0</sup> С и вище)	Тяжка	20-22	2-3	19-21	3	18-20	3
Холодний і перехідний (температура повітря нижче +10 <sup>0</sup> С)	Тяжка	16-18	1-2	16-17	2-3	16	3

Використання повітряних душів на робочому місці в проєктованому цеху дозволяє створити сприятливі метеорологічні умови на робочому місці без зміни загального повітрообміну (обдування, особливо при знятті нагріву, викликає зниження температури не тільки шкіри, але і підшкірного шару).

Поблизу робочих місць встановлюються напівдуші. Обливання водою, що проводиться зазвичай в проміжках між операціями, охолоджує тіло і прискорює відновлення фізіологічних функцій організму.

б) Газовиділення, що утворюються при продуванні конвертера.

При продуванні чавуну киснем в результаті окислювальних реакцій утворюється велика кількість окислу вуглецю і пилу з оксидів заліза.

Відведення конвертерного газу без допалювання окислу вуглецю здійснюється без доступу повітря в газовий тракт. Для цього між горловиною конвертера і кесоном роблять рухома камеру ущільнювача і створюють газову завісу або мінімальне розрідження над конвертером, якому запобігають підсос навколишнього повітря в газохід, одночасно герметизує газовий тракт, щоб виключався підсос в нього повітря. Під час продування конвертера киснем рухома муфта опускається в пісочний затвор. Для кращого ущільнення в зазор подають азот, який використовують для продування газовідвідного тракту перед надходженням в нього конвертерного газу і по закінченню продування конвертера. Таким чином, в газовий тракт і на газоочищення поступають тільки конвертерні гази, а не продукти їх згорання. Кількості газів, що утворюються в процесі плавки, залежить від методу проведення кисневого продування, режиму плавки і типу присадок, конструкції фурми і її положення і інтенсивності продування; за практичними даними воно складає 70-90 м<sup>3</sup> на кожен тону ємкості.

Запиленість газу на виході з конвертера доходить до 200 г/ м<sup>3</sup> . Пил, як і при відведенні газу з допалюванням окислу вуглецю, складається з одних і тих же компонентів, але має різний вміст вищих оксидів заліза. У ній міститься декілька менше, ніж в запиленому газі, що утворився при допалюванні окислу вуглецю, частинок розміром менш 1мкм, оскільки при допалюванні СО



підвищується температура газу і відбувається додаткове перетворення на пару оксидів, які при охолодженні газу утворюють возгони. З огляду на те, що кількість конвертерних газів кілька разів менше продуктів їх згорання, димовий тракт і система газоочищення виходять меншими за розміром, а їх вартість і експлуатаційні витрати нижчі, ніж при відведенні і очищенні газу з допалюванням окислу вуглецю. Захищений від пилу газ збирають в спеціальні ємності (газгольдери), потім використовують як паливо.

Система відведення газу складається з кесона, перехідного в камін, в який вбудований казан – утилізатор. Останнім газ охолоджують до 800-900°C; доохлодження його здійснюють в горизонтальному газоході за рахунок подачі дрібнорозпиленої води, а потім в низьконапірних трубах Вентурі з регульованим перетином горловини. Коагуляція дрібнодисперсного пилу відбувається у високонапірній трубі Вентурі з регульованим перетином горловини і зрошуванням в межах 1,4-1,7 л/м<sup>3</sup>.

Після очищення газ зазвичай збирають в газгольдери або направляють на газопідвищувальну станцію, а потім в топку енергетичних казанів для спалювання. Уловлений конвертерний пил направляється на аглофабрику або використовують у виробництві окаток.

в) Пиловидалення і способи боротьби з ними.

Основними способами боротьби з пилом є: своєчасне прибирання пилу з робочих майданчиків, конструкцій і устаткування.

Для прибирання пилу в конвертерному цеху передбачені стаціонарні пилоприбиральні пристрої. Стаціонарна установка складається з вакууму, рукавного фільтру, сухого циклону з бункером, системи трубопроводів, гнучкого рукава і сопла.

Очищення повітря, що відходить від конвертера, від пилу в таких пристроях двоступінчата: груба - в сухому циклоні і тонка - в рукавних фільтрах. У даному цеху проводиться так само ручне прибирання пилу з попереднім зволоженням, для чого в приміщеннях і на робочих майданчиках встановлені поливальні крани.

д) Захист від електронебезпеки.

Для попередження нещасних випадків встановлюється захист від виникнення надмірних струмів, дотиків до струмоведучих частин, дотиків до не струмоведучих частин, що випадково опинилися під напругою. У зв'язку з виділенням значних кількостей пилу в робочий простір цеху всі електродвигуни закритого типу - забезпечені кришкою, щільно прилеглою до корпусу. Металеві корпуси електроапаратури і електроустаткування надійно заземлені. До системи захисного заземлення підключають всю освітлювальну арматуру, металеві коробки перемикачів, кожухи розподільних щитів і ін. Внутрішньоцехова електрична мережа виконується ізольованими проводами. Для спусків від магістральних ліній електричної мережі використовуються ізольовані дроти, ув'язнені в металеві труби.

г) Рухомі частини механізмів і устаткування, переміщення вантажів, що обертаються.

Всі рухомі частини вантажопідійомних кранів, які можуть бути причиною нещасного випадку, закривають міцно укріпленими металевими знімними огорожами, що дозволяють проводити огляд і мастило.

Ходові колеса кранів, що пересуваються по рейковому шляху, і їх візків забезпечують щитками, що запобігають можливості попадання під колеса сторонніх предметів. Зазор між щитком і рейкою не перевищує 10 мм. Підкрановий робочий повинен подавати машиністові крана сигнали рукою по встановленій схемі сигналізації чітко і ясно. Машиніст крана може виконувати команду тільки тоді, коли добре бачить людей, що її подають. Якщо машиніст не бачить підкранового робочого, робота крана повинна бути припинена.

#### **4.2.2 Індивідуальні засоби захисту**

До індивідуальних засобів захисту відносяться: спецодяг, спецвзуття, діелектричні рукавички і калоші, окуляри, респіратори, головні убори.

Для захисту голови від ударів і падаючих предметів служать каски, виготовлені з фібри, фіброліту.

Для захисту від інтенсивного теплового випромінювання, викидів розплавленого металу і шлаку застосовують капелюхи з великими полями з негорючих матеріалів з низькою теплопровідністю і невеликою щільністю - тонка повсть, фетр, грубошерсте сукно. Загальна вимога до захисних головних уборів - хороша вентиляція і невелика вага.

Окуляри призначені для захисту очей повинні можливо менше звужувати поле зору, зберігати достатню ясність бачення, допускати вентиляцію повітря, добре прилягати до особи і не дратувати шкіру. Окуляри повинні бути міцними і легкими. Персонал, що працює у печей і гарячих агрегатів, користується світлофільтрами різної прозорості залежно від температури полум'я.

Для захисту особи і очей використовують щитки з органічного скла, металевої сітки і комбіновані (з скла і сітки) маски зі світлофільтром.

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

Спецодяг виготовлений з бавовняних тканин з вогнезахисним просоченням, а також з напівшерстяних і суконних тканин. Для кращого захисту від опіків іскор і бризок розплавленого металу, від променистого тепла в спецодягу передбачені додаткові накладки на рукавах, поличках і передніх половинках брюк. Повітрообмін забезпечують отвори, розташовані під кокеткою спинки і під рукавами (тут отвори прикриті клапанами для захисту від іскор), ширина брюк дозволяє надягати їх поверх валяних чобіт.

Для захисту ніг застосовують спецвзуття з шкіри або її замінників. Матеріал взуття захищає від підвищеної температури, опромінювання, іскор. Він має малу теплопровідність і повітряпроникнення. Передня частина взуття зроблена глухою; у ній встановлена додаткова прокладка з еластичного поропласту або декількох шарів бавовняної тканини або теплоізолюючого матеріалу; у останній частині взуття прокладка бавовняна. Взуття повинне мати

підшви хромого дублення. Для зменшення ковзання ходова частина підшви виконується рифленою .

Діелектричні рукавички, діелектричні боти, діелектричні гумові килимки і ізолюючі підставки, а в установках до 1000 В - діелектричні калоші, діелектричні гумові килимки, що ізолюють підставки використовуються як захисний засіб в установках напругою вище 1000 В.

### **4.2.3 Організаційні заходи щодо охорони праці**

Велике значення в системі заходів, що проводяться щодо охорони праці і виробничої санітарії має пропаганда знань нормативно – правових актів по охороні праці.

Навчання працівників по питаннях охорони праці здійснюється на підставі Типового Положення про порядок проведення навчання і перевірки знань по питаннях охорони праці, затвердженого наказом Державного Комітету України з нагляду за охороною праці від 26.01.2005 р. під №15 і зареєстрованого в Міністерстві юстиції України від 15.02.2005 під № 232/10512 [17].

Інструктажі є частиною системи заходів, направлених на збереження життя, здоров'я і працездатності людини в процесі трудової діяльності.

Працівники під час ухвалення на роботу і періодично повинні проходити на підприємстві інструктажі по питаннях охорони праці, надання першої медичної допомоги від нещасних випадків, а також по правилах поведінки і дій при виникненні аварійних ситуацій, пожеж і стихійних лих.

По характеру і часу проведення інструктажі по питаннях охорони праці підрозділяються на ввідний, первинний, повторний, позаплановий і цільовий.

Ввідний інструктаж необхідно проводити:

зі всіма працівниками, які приймаються на постійну або тимчасову роботу, незалежно від їх освіти, стажу роботи і посади;

з працівниками інших організацій, які прибули на підприємство і беруть безпосередню участь у виробничому процесі або виконують інші роботи для підприємства;

з учнями і студентами, які прибули на підприємство для проходження трудового або професійного навчання;

з екскурсантами у разі екскурсії на підприємстві.

Ввідний інструктаж проводиться фахівцем служби охорони праці.

Первинний інструктаж необхідно проводити до початку роботи безпосередньо на робочому місці з працівником:

знов прийнятим (постійно або тимчасово) на підприємство;

який переводиться з одного структурного підрозділу в інше;

який виконуватиме нову для нього роботу;

відрядженим працівником іншого підприємства, іншого структурного підрозділу, який бере безпосередню участь у виробничому процесі на підприємстві.

Повторний інструктаж.

Проводиться на робочому місці індивідуально з окремим працівником або з групою працівників, які виконують однотипні роботи, в об'ємі і за змістом переліку питань первинного інструктажу.

Повторний інструктаж проводиться в терміни які визначені нормативно – правовими актами по охороні праці, які діють в галузі, але не рідше:

на роботах з підвищеною небезпекою – 1 раз на три місяці;

для останніх робіт – 1 раз на 6 місяців.

Позаплановий інструктаж.

Проводиться працівниками на робочому місці або в кабінеті охорони праці:

при введенні в дію нових або переглянутих нормативно – правових актів по охороні праці, а також при внесенні змін або доповнень до них;

при зміні технологічного процесу, заміні або модернізації устаткування, приладів і інструментів, початкової сировини, матеріалів і інших чинників, які впливають на стан охорони праці;

при порушенні працівниками вимог нормативно – правових актів по охороні праці, які можуть привести або привели до травм, аварій, пожеж і т.д.;

при перерві в роботі більш ніж на 30 календарних днів – для робіт з підвищеною небезпекою, а для останніх робіт – понад 60 днів.

#### Позаплановий інструктаж.

Проводиться з працівниками у разі порушення ними вимог нормативно – правових актів по охороні праці, які можуть привести або привели до травм, аварій, пожежам і так далі.

#### Цільовий інструктаж.

Проводиться з працівниками:

при ліквідації аварії, стихійного лиха;

при проведенні робіт, на які оформляється наряд – допуск, розпорядження, відрядження або інші документи.

Об'єм і зміст цільового інструктажу визначається залежно від виду робіт, які будуть ними виконуватися.

### **4.3 Пожежна безпека**

Основним джерелом пожежної небезпеки у відділенні є конвертер, оскільки в ньому використовують різні пальні вибухонебезпечні матеріали.

Вибухи і викиди рідкого металу можуть відбуватися в результаті завантаження в конвертери вологого металобрухту (шихти). Після заливки чавуну вся маса шихти виявляється під рідким чавуном, внаслідок чого, відбувається інтенсивне випаровування вологи і викид розплавленого металу. Чим більше вологи знаходиться в шихті, тим більше буде викид розплавленого металу.

Пожежний захист кабельних споруд – одне з головних завдань захисту конверторного цеху від вогню. Для захисту кабельних споруд проводяться великі роботи по установці автоматичної пожежної сигналізації, монтажу стаціонарних систем гасіння пожеж.

У конвертерному цеху кабельні тунелі і підвали забезпечені протипожежними перешкодами, перегородками, що не згорають, вогнеперешкоджаючими поясами.

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

Кабельні приміщення в конверторному цеху обладналися стаціонарними засобами гасіння пожеж. Для гасіння пожеж кабелів застосовують воду, легку механічну піну.

На території цеху існують ділянки, які є вибухопожеженобезпечними. Так пристрої газоочищення технологічних газів конвертерів розташовані в приміщеннях, що відносяться по пожежній небезпеці до категорії А.

Межі вибухонебезпеки суміші конвертерного газу з повітрям складають 12,6 – 74,5% при  $> 5,6\% \text{ O}_2$ , а межа вибухонебезпеки по водню 4,5 – 67,5%. Вибухові суміші утворюються при відведенні конвертерних газів з коефіцієнтом надлишку повітря  $< 0,75$ . Температура самозаймання суміші CO з повітрям складає 610 – 650 °C. У зонах газовідвідного тракту, в яких попадання повітря вже не викликає допалювання, утворюється вибухонебезпечна суміш. За наявності запалу ця суміш може вибухати.

Щоб виключити контакт повітря з вибухонебезпечною сумішшю газовідвідні тракти повинні бути герметичні, при чергуванні продувань повинний пропускатися тампон з інертного газу.

Усунення можливості утворення детонаційних вибухонебезпечних сумішей досягається розбавленням газу водяними парами. Гасіння пожеж здійснюється піною і розпорошеною водою.

Системі сталевих киснепроводів, геометрична місткість яких разом з реципієнтами перевищує 200 м<sup>3</sup>, оснащуються автоматичним захистом, який при спрацьовуванні пожежної сигналізації припиняє подачу кисню в пошкоджену ділянку трубопроводу (трубопровід відразу ж продувається азотом); відключає реципієнтів; відкриває свічки для скидання кисню з пошкодженого трубопроводу в атмосферу; включає світлозвукову сигналізацію в ЦКК (центральна киснева компресорна), в диспетчерський пункт кисневого виробництва.

У випадку виникнення пожежі в районі розташування киснепроводів вони негайно відключаються. Для ліквідації горіння використовують механічний зрив полум'я сильним струменем газу (азоту) або води, тобто ізоляція вогнища горіння або зниження концентрації кисню розбавленням не горючими газами [18].



## ВИСНОВКИ

1. Розроблена технологія виплавки якісних хромомарганцевих сталей на прикладі сталі марки 25ХГТ в умовах киснево-конвертерного цеху.

2. Суть всіх класичних варіантів конвертерних процесів отримання сталі приблизно однакова: у агрегаті (конвертері) проводять окислювальне рафінування металу, використовуючи як основний реагент газоподібні окислювачі, і нагрів металу без підведення тепла із зовнішніх джерел за рахунок фізичного тепла рідкого чавуну і тепла екзотермічних хімічних реакцій; розкислювання - легування металу здійснюється в ковші. Завдяки проведенню окислювального рафінування за допомогою газоподібних окислювачів і без підведення тепла ззовні забезпечуються гранична простота конструкції конвертера і дуже високі швидкості рафінування, отже, висока продуктивність агрегату. Це є основною гідністю всіх конвертерних процесів отримання сталі.

3. Сталь, що розглядається в роботі, марки 25ХГТ відноситься до конструкційних легованих сталей, що використовується для виготовлення шестерен, навантажених зубчастих колес та інших деталей, твердість яких більше 58HRC, до яких пред'являються вимоги високої міцності, пластичності, в'язкості серцевини та високої поверхневої твердості, що працюють при великих швидкостях, середніх і високих у наявності ударних навантажень та при негативних температурах.

4. До особливостей технології виплавки можна віднести легування хромом та марганцем. Хром сприятливо впливає на механічні властивості сталі, а також збільшує зносостійкість і стійкість до утворення корозії; марганець сприяє кращій прожарюваності сталі і також покращує її механічні властивості.

5. Розливання сталі здійснюється на МБЛЗ, що дає наступні переваги:

- значне скорочення витрати металу на 1т готової продукції в результаті зменшення відходів донної і головної частини злитків з 12-35% до 3-5%;

- поліпшення умов праці в розливному прольоті унаслідок виключення робіт з підготовки виливниць до розливання, оброблення злитків і т.д.;

- зниження капітальних і експлуатаційних витрат у зв'язку з ліквідацією обтискових станів.

6. Основними шкідливими і небезпечними чинниками сталеплавильного виробництва є пил, тепловипромінювання, шум і вібрація. До засобів боротьби з ними можна віднести створення вентиляції, механізацію і автоматизацію виробничого процесу, очищення газів, що відходять, засоби індивідуального захисту. Проведений розрахунок штучного освітлення.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

- 1 Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
- 2 Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
- 3 Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
- 4 Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
- 5 Смірнов О.М., Макуров С.Л., Сафонов В.М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів. Навчальний посібник. Донецьк: Ноулідж, 2013. 405 с.
- 6 Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів. Навч. посібник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. 90 с.
- 7 Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: підручник для вузів. Дніпропетровськ: РВА "Дніпро-VAL", 2004. 453 с.
- 8 Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ: Кондор, 2006. 528 с.
- 9 Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: Навч. посібник. Київ: ІЗМН, 1996. 392 с.
- 10 Харлашин П.С. Методичні вказівки до самостійної роботи студентів з дисципліни «Фізико-хімічні основи виробництва чистих металів». Маріуполь: ДВНЗ «ПДТУ», 2009. 14 с.
- 11 Харлашин П.С. Чаудрі Т.М., Меджибожський М.Я. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів. Підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2009. 340 с.

- 12 Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударєв В.П. *Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): Підручник.* Донецьк: ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.
- 13 Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. *Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник.* Київ: НМКУ, 1992. 252 с.
- 14 Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
- 15 Алиев Г.М.-А. *Техника пылеулавливания и очистки промышленных газов.* – Москва: Металлургия, 1986. 544 с.
- 16 ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
- 17 СНиП 2.01.02-85\*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) ( 2.01.02-85\* ) (СНиП 2.01.02-85\*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
- 18 ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
- 19 ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
- 20 ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.