

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії  
(повна (часта) кафедра)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр  
(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виплавки конструкційних  
вуглецевих якісних сталей в умовах киснево-конвертерного  
цеху

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-с  
спеціальності 136 „Металургія“  
(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 „Металургія“  
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

Делішченко Валерій Іванович  
(ініціали та прізвище)

Керівник проф. д.х.н., с.н.с. Фруцьков Д.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент п.т.ч. доц Беремна О.А.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя  
2022



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Металургії  
Рівень вищої освіти бакалавр  
Спеціальність 136. Металургія  
(код та назва)  
Освітня програма 136. Металургія  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри [Підпис]  
« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_\_\_\_ року

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

Делшденку Валерію Івановичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Розробка технології випавки конструкцій-  
них вуглецевих якісних сталей в умовах киснево-кон-  
вертерного цеху  
керівник роботи Трумцьков Ф.В., р.х.н., проф.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, місце звання)

затверджені наказом ЗНУ від « \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_\_\_\_ року № \_\_\_\_\_

2 Строк подання студентом роботи \_\_\_\_\_

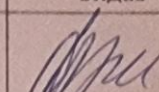
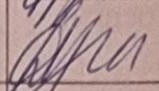
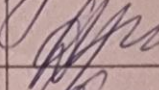

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію випавки кон-  
струкційних вуглецевих якісних марок сталей в умовах  
киснево-конвертерного цеху. Визначити закономірності суга-  
сних технологій конвертерного виробництва. Науково-технічна  
література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме. Вступ. Загальна частина. Вибір та розраху-  
нок кисневого конвертера. Розрахунок матеріального і теп-  
лового балансів киснево-конвертерної плавки. Технологічна  
частина. Висновки. Перелік джерел посилань.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Розділ 1, розділ 2, розділ 3, розділ 4 — креслень.




### 6 Консультанти розділів роботи

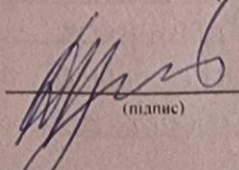
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Проф. Прутуськов Д.В.		
2 Вибір та розрахунок кисневого конвертера	Проф. Прутуськов Д.В.		
3 Розрахунок матеріальної і теплової балансів киснево-конвертерної плавки	Проф. Прутуськов Д.В.		
4 Технологія частини	Проф. Прутуськов Д.В.		

7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

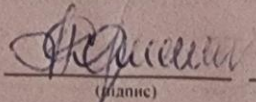
### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Реферат		
2	1. Загальна частина		
3	2. Вибір та розрахунок кисневого конвертера		
4	3. Розрахунок матеріального і теплового балансу		
5	4. Технологія частини		
6	Графічна частина		

Студент  \_\_\_\_\_ В. І. Демиденко \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  \_\_\_\_\_ Д.В. Прутуськов \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

**Нормоконтроль пройдено**

Нормоконтролер  \_\_\_\_\_ О.Т. Курченко \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 75 с., 12 табл., 3 рис., 16 джерел.

### КОНВЕРТЕР, МБЛЗ, 08Ю, УСТАНОВКА ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, ЛЕГУВАННЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ МЕТАЛУ, ФУРМА, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ

Тема роботи: Розробка технології виплавки конструкційних вуглецевих якісних сталей в умовах киснево-конвертерного цеху.

Мета роботи – розробити технологію виплавки конструкційних вуглецевих якісних сталей в умовах конвертерного цеху.

У розділі «Загальна частина» розглянуті питання обґрунтування реконструкції киснево-конвертерного цеху та проведений розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху.

У розділі «Вибір та розрахунок кисневого конвертера» зроблений розрахунок основних розмірів конвертера; визначена загальна глибини металеві ванни та товщина футеровки конвертера.

У розділі «Розрахунок матеріального і теплового балансів киснево-конвертерної плавки» проведені розрахунки визначення витрати лома на плавку; розрахунки окиснення домішок металеві шихти; розрахунки кількості й складу шлаків; розрахунки витрати дуття; розрахунки виходу рідкої сталі перед розкисленням і складання матеріального балансу плавки; розрахунки розкислення сталі і її хімічного складу; складання теплового балансу плавки й визначення температури металу; розрахунки витрати матеріалів на всю плавку й виходу продуктів плавки.

У розділі «Технологічна частина» наведена характеристика шихтових матеріалів конвертерної плавки; представлений порядок ведення плавки; основні реакції при виплавці сталі; процеси розкислення та легування сталі; обробка сталі на вакуумній установці циркуляційного типу.

Запропоновані технологічні рішення переозброєння рекомендуються для дослідно-промислових випробувань в конвертерних цехах України.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Обґрунтування реконструкції киснево-конвертерного цеху.....	9
1.2 Розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху.....	10
1.2.1 Міксерне відділення.....	10
1.2.2 Шихтове відділення.....	14
1.2.3 Пічний проліт.....	16
1.2.4 Відділення позапічної обробки сталі.....	19
1.2.5 Відділення безперервного розливання сталі.....	21
2 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА.....	28
3 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО І ТЕПЛОВОГО БАЛАНСІВ	
КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ.....	34
3.1 Визначення витрати лома на плавку.....	36
3.2 Розрахунки окиснення домішок металеві шихти.....	38
3.3 Розрахунки кількості й складу шлаків.....	41
3.4 Розрахунки витрати дугтя.....	43
3.5 Розрахунки виходу рідкої сталі перед розкисненням і складання	
матеріального балансу плавки.....	44
3.6 Розрахунки розкиснення сталі і її хімічного складу.....	46
3.7 Розрахунки витрати матеріалів на всю плавку й виходу продуктів	
плавки.....	47
3.8 Складання теплового балансу плавки й визначення температури	
металу.....	49
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	55
4.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки.....	55
4.1.1 Рідкий чавун.....	55
4.1.2 Сталевий брухт.....	57
4.1.3 Вапно.....	58
4.1.4 Інші неметалеві матеріали.....	59

4.2	Порядок ведення плавки.....	62
4.2.1	Шихтовка плавки і завантаження конвертера.....	63
4.2.2	Режим ведення плавки.....	64
4.2.3	Випуск плавки.....	66
4.3	Основні реакції при виплавці сталі.....	67
4.4	Розкислення та легування сталі.....	70
4.5	Обробка сталі на вакуумній установці циркуляційного типу.....	72
	ВИСНОВКИ.....	74
	ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	75

## ВСТУП

На сьогодні одним з основних способів виробництва сталі є киснево-конвертерний процес, який завдяки високим техніко-економічним показникам, займає провідне місце в сучасному сталеплавильному виробництві. В даний час в кисневих конвертерах виплавляють більше 70% виробленої у світі сталі.

В киснево-конвертерному виробництві переважають конвертери ємкістю 100-350т. Сортамент сталі, яку отримують цим способом, безперервно розширюється, причому за якістю киснево-конвертерна легована сталь не поступається мартенівській сталі і електросталі відповідних марок. Виплавка деяких низьколегованих сталей в кисневих конвертерах вважається найбільш доцільною не лише через економічний фактор, але і з точки зору якості металу.

Сучасний киснево-конвертерний процес є поєднанням перевіреної роками технології, сучасних засобів управління технологічним процесом і захисту навколишнього середовища. У поєднанні з агрегатами позапічної обробки цей процес дозволяє виплавляти сталь для виробництва високотехнологічної продукції. Процес володіє гнучкістю, високою продуктивністю і може знаходитися у складі найрізноманітніших технологічних ланцюгів.

В даний час у світі експлуатується близько 280 киснево-конвертерних цехів, що мають у своєму складі до 700 конвертерів, які виробляють 65,5% від сумарного світового обсягу металу (811 млн. т в 2016 році). При цьому, тільки 18 цехів в світі мають у своєму складі конвертери ємністю 290 - 300 т і більше. Чотири з них знаходяться в Росії, чотири - в Японії, два - в Німеччині, по одному - в Україні («Азовсталь»), США, Південної Кореї, Польщі.

На сьогодні в Україні є шість конвертерних цехів (металургійні комбінати «Арселор Міттал Кривий Ріг», «Азовсталь», ім. Ілліча та Дніпровський, а також Дніпропетровський і Єнакіївський металургійні заводи), що мають у своєму складі 16 кисневих конвертерів і один конвертер для газокисневого рафінування (завод «Дніпроспецсталь»). Показово те, що в більшості з них здійснюється розливання сталі на МБЛЗ.

Теперішній період розвитку металургії характеризується сильною зміною як масштабів виробництва якісної і високоякісної сталі, так і її долі загалом у виробництві і методів отримання. Це пов'язано з рядом обставин:

- для виробництва сталі потрібно добувати вугілля і отримувати із нього кокс, добувати допоміжні матеріали, будувати металургійні заводи, що пов'язано з великими і невпинно зростаючими затратами матеріальних, енергетичних і трудових ресурсів;

- розвиток техніки дозволяє безперервно підвищувати ефективність металургійного виробництва, тобто із тої ж кількості руди і вугілля отримувати все більше металевих виробів;

- безперервне переоснащення промисловості, пов'язане з виводом із використання устарілого обладнання тому, відповідно, отримуємо більшу кількість металолому металом (а не залізною рудою), яка все в більшій мірі стає сировиною для виготовлення сталі;

- жорсткі вимоги до якості сталі привели до розробки великої кількості нових технологій, що значно змінило положення справ в сталеплавильному виробництві.

Вимоги нових галузей техніки до якості багатьох марок сталі різко зросли 20-30 років тому і продовжують зростати. У результаті збільшилися масштаби виробництва сталей і сплавів, з мінімальним вмістом газів, неметалевих включень і других не бажаних домішок. Розроблені нові способи обробки металу як в агрегаті, так і за його межами. Можливість отримання сталі з гарантовано низьким вмістом шкідливих домішок при мінімальному розвитку ліквації забезпечує можливість росту промислового виробництва без значного збільшення кількості сталі, що виплавляється.

У підприємств вітчизняної металургії зберігається величезний потенціал розвитку. При концентрації уваги наукових кадрів на проблемах чорної металургії України, зокрема на організації оперативного контролю по ходу плавки, на організації раціонального режиму дуття і на методи своєчасного відсічення конвертерного шлаку, можна буде значно поліпшити показники ефективності конвертерного процесу в цілому, що обов'язково позначиться на собівартості виплавленої продукції в бік її зниження.



## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1 Обґрунтування реконструкції киснево-конвертерного цеху

На сьогоднішній день, у світі і в Україні в тому числі стрімко розвивається машинобудування. Ця галузь присутня майже у всіх аспектах нашого життя. Значна доля сталі, що виплавляється на сьогодні на металургійних заводах йде на прокат, з якого виготовляють, в тому числі, листову сталь.

Отже, зважаючи на тенденції розвитку сучасного машинобудування і попит на листову сталь в останні роки, запропоновано побудувати цех з повним циклом виробництва якісної листової конструкційної сталі.

Якісну конструкційну сталь отримують в мартенівських, електродугових печах та кисневих конвертерах. Кожен спосіб має свої переваги і недоліки.

*Перевага мартенівського способу:* легко виходять леговані сталі (з добавками, що додають сталям ті чи інші спеціальні властивості) - перед закінченням плавки додають необхідні метали або сплави.

*Недоліки мартенівського способу:* сталь виходить гіршої якості, великі капітальні витрати, низька порівняно з киснево-конвертерним способом продуктивність, витрати на паливо, складність обслуговування регенераторів внаслідок руйнування їх насадки.

*Переваги електродугового способу:* у порівнянні з мартенівським, конвертерним і доменним виробництвами, електродуговий спосіб виплавки сталі дозволяє в кілька разів скоротити шкідливі викиди в атмосферу і знизити витрати на впровадження екологічних заходів на металургійних комбінатах. В електродуговій печі можна виплавляти спеціальні леговані марки сталі.

*Недоліки:* підвищення енерговитрат, ціна на які постійно зростає, при забезпеченні необхідних умов шлакоутворення плавки, обумовлених енергоємним розвитком процесу розкладання вапняку по ходу плавки зі збільшенням витрати електроенергії на період плавлення, збільшенням його тривалості.

*Переваги киснево-конвертерного процесу:*

- висока продуктивність плавильного агрегату(кількість сталі, що виплавляється за 45 хвилин становить 300-350 т.);

- простота пристрою конвертера та управління ним;
- низькі питомі капіталовкладення, можливість виробництва високоякісної сталі широкого сортаменту з чавуну різного хімічного складу;
- бурхливе кипіння розплаву при продуванні;
- висока температура розплаву і можливості швидкого її регулювання, дозволяють використовувати його для отримання легованих сталей;
- відсутність необхідності в паливі, так як тепло виділяється за рахунок окислення домішок чавуну;
- переробка відносно великої кількості металобрухту.
- успішна гармонізація всього технологічного ланцюжка конвертер – вакууматор – МБЛЗ;

#### *Недоліки киснево-конвертерного процесу:*

- сталь, що виплавляється містить підвищену кількість окису заліза і азоту, що погіршує її якість;
- під час продувки чавуну в конвертері утворюється велика кількість розжарених газів, що відходять, з досить високим ступенем запиленості.

Порівнявши всі способи, можна зробити висновок, що на сьогодні найбільш доцільним є будівництво киснево-конвертерного цеху, адже у кисневому конвертері є всі необхідні умови для глибокого окислювального рафінування. Розроблені обладнання, за допомогою яких можна точно визначити хімічний склад та температуру сталі в будь-який момент плавки, що дозволяє виплавляти сталь більш точного хімічного складу, а також зменшує відсоток браку.

## **1.2 Розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху**

### **1.2.1 Міксерне відділення**

У міксерному відділенні планується встановити таке технологічне та кранове обладнання: міксери, заливальні крани, машини для скачування шлаку, ковші заливальні, чавуновози, ваги платформні, ковші шлакові, стенди для шлакових ковшів.

Сумарна потрібна ємність міксерів визначається оптимальним часом перебування чавуну в міксері 6-8 год, тобто кожен міксер дає на добу 3-4 обороти. Для розрахунку сумарної ємності добова потреба в чавуні ділиться на прийнятну кількість оборотів. Міксери забезпечують рівномірність постачання сталеплавильних агрегатів чавуном незалежно від роботи доменних цехів, усереднення хімічного складу і температури чавуну. Конвертерні цехи зазвичай обладнані міксером місткістю 1300, 1700 і 2500 т. У міксерному відділенні встановлюють, як правило, два міксера.

Сумарна ємність міксерів ( $\sum Q_M$ ) може бути визначена по наступній формулі:

$$\sum Q_M = \frac{K_{\text{ч}} \cdot A \cdot \tau_{\text{ч}} \cdot 1,01}{24 \cdot \eta} \quad (1.1)$$

де  $A$  - 13268 - добова продуктивність цеху, який проектується в придатних злитках, т;

$\tau_{\text{ч}} = 7,0$  - прийнятий в проекті середній час перебування чавуну в міксері, необхідні для усереднення його складу і температури, година, (зазвичай змінюється в межах 6-9 годин але не менше 6 годин);

$\eta = 0,73$  - коефіцієнт заповнення міксера (залежить від міри нерівномірності заливки чавуну в міксер і видачі його з міксера і вагається зазвичай в межах 0,65-0,77);

1,01- коефіцієнт, що враховує втрати чавуну в міксері;

24 - кількість годин на добу;

$K_{\text{ч}}$  - витрата чавуну на тонну придатних злитків, т/т.

$$K_{\text{ч}} = \frac{80}{100 \cdot 0,892} = 0,9 \text{ т/т}$$

де: 80,0 - вміст рідкого чавуну в металевій шихті, %.

Знаходимо необхідну сумарну ємність міксерів в цеху, який проектуємо:

$$\sum Q_M = \frac{0,9 \cdot 9970 \cdot 7 \cdot 1,01}{24 \cdot 0,73} = 3620 \text{ т/добу}$$



При ємкості міксера  $Q_M = 1700$  т, кількість міксерів в цеху буде дорівнюватиме:

$$\eta_M^p = \frac{\sum Q_M}{Q_M} = \frac{3620}{1700} = 2 \text{ міксера} \quad (1.2)$$

Приймаємо два міксери ємкістю 1700 т, тоді середній фактичний час перебування рідкого чавуну в міксері складе:

$$\tau_{\text{ч}}^{\text{ф}} = \frac{4 \cdot 1700 \cdot 7,0}{3620} = 6,6 \text{ години.}$$

В розрахунку цеху, який проектуємо з міксерами ємкістю 1700 т прийнято, що подача рідкого чавуну з доменного цеху в міксерне відділення здійснюється в ковшах ємкістю 220 т. Заливка чавуну в міксери виконується заливальними кранами вантажопідйомністю 440+100/16 т. Кількість заливальних кранів в міксерному відділенні (при коефіцієнті їх завантаження, рівному 0,8) можна визначити по наступній формулі:

$$n_{\text{кр.м}}^{\text{залив.}} = 0,8 \cdot A^I \cdot K_{\text{ч}} \cdot \sum_{\text{к}}^{\text{ч}} \quad (1.3)$$

де  $\sum_{\text{к}}^{\text{ч}}$  - сумарна заборгованість крану на одну тону чавуну, що зливається в міксер, хв;

$A^I = 9970$  - добова продуктивність цеху в придатних злитках тис.т;

$K_{\text{ч}} = 0,9$  - коефіцієнт витрати чавуну на тону придатних злитків, т/т.

Сумарна заборгованість крану на заливці однієї тони чавуну в міксер може бути визначена по наступній формулі:

$$\sum_{\text{к}}^{\text{ч}} = \frac{1,15 \cdot \tau_{\text{з}}}{V_{\text{к}} \cdot Q_{\text{ковш}}} \quad (1.4)$$

де  $\tau_{\text{з}}$  - тривалість операції заливки в міксер одного ковша чавуну, хв.(за даними практики, залежно від ємкості ковша і інших конкретних умов роботи у відділенні, може бути прийнята в межах 14-18 хв.);

$V_{\text{к}}$  - коефіцієнт заповнення ковша (зазвичай складає 0,8-0,9);

$Q_{\text{ковш}}$  - ємкість чавуновозного ковша, т.

Приймаючи для умов цеху, який проектуємо середню тривалість операції заливки одного ковша чавуну в міксер (при ємкості ковша  $Q_{\text{ковш}}=220$  т) рівною 18 хв. ( $\tau_3 = 18$  хв.), середній коефіцієнт заповнення ковша  $\epsilon_k = 0,85$ , отримаємо наступну сумарну заборгованість заливального крану на 1 т чавуну:

$$\Sigma_k^{\text{ч}} = \frac{1,15 \cdot 18}{0,85 \cdot 220} = 0,111 \text{ хв/т.}$$

Знаходимо необхідну кількість заливальних кранів у міксерному відділенні цеху, який проектуємо:

$$P_{\text{кр.м.}}^{\text{зал}} = 0,8 \cdot 9,970 \cdot 0,9 \cdot 0,111 = 0,79 \text{ крана}$$

З урахуванням резервних приймаємо два заливальні крани вантажопідйомністю  $440+100/16$  т кожен.

Кількість необхідних міксерних ковшів може бути розрахована по формулі:

$$P_{\text{МК}} = \frac{M_{\text{ч}}^{\text{пл}} \cdot P_{\text{пл}}^{\text{max}} \cdot \tau_{\text{МК}}}{M_{\text{МК}} \cdot V_{\text{км}} \cdot 24} \cdot P_{\text{МК}}^{\text{р}} \quad (1.5)$$

де  $P_{\text{МК}}$  - загальна кількість міксерних ковшів в цеху;

$M_{\text{ч}}^{\text{пл}}$  - маса чавуну на одну плавку, т;

$P_{\text{пл}}^{\text{max}}$  - максимальна кількість плавок в цеху на добу;

$\tau_{\text{МК}}$  - час звороту одного міксерного ковша, година. Приймаємо  $\tau_{\text{МК}} = 5$  годин;

$M_{\text{МК}}$  - прийнята ємкість міксерного ковша, т;

$V_{\text{км}}$  - коефіцієнт заповнення ковша чавуном. Приймаємо  $V_{\text{км}} = 0,8$ ;

24 – кількість годин на добу;

$P_{\text{МК}}^{\text{р}}$  - кількість міксерних ковшів, що знаходяться в ремонті і резерві.

Приймаємо  $P_{\text{МК}}^{\text{р}} = 4$  ковша.

$$P_{\text{МК}}^{\text{общ}} = \frac{137,25 \cdot 87 \cdot 5}{220 \cdot 0,8 \cdot 24} + 4 = 18 \text{ ковшів}$$

Приймаємо 18 міксерних ковшів ємкістю 220 т.

Отже, виходячи з розрахунків, в міксерному відділенні буде встановлено 2 міксера ємкістю 1700т, два заливальні крани вантажопідйомністю 440+100/16 т кожен та 18 міксерних ковшів ємкістю 220т.

### 1.2.2 Шихтове відділення

Кількість металобрухту в металевій шихті сучасних конвертерів досягає 30%. Насипна маса металобрухту в конвертерних цехах становить 0,8 - 1,4 т/м<sup>3</sup>. Металевий брухт доставляють у шихтові відділення залізничним або автомобільним транспортом і завантажують у совки або безпосередньо «з коліс» або з скрапних ям, де його зберігають окремо в залежності від якості (насипної маси і забруднення). Масу металобрухту в совку корегують після його зважування на платформних або кранових вагах. Під час завантаження в конвертер совок повинен бути розташований поперек завантажувального прольоту. Для нових цехів раціональним вважають застосування мостових завалочних кранів із завантаженням брухту одним совком.

Система подачі і завантаження в конвертер сипучих матеріалів зазвичай включає розташовану над конвертером автоматизовану систему і тракт подачі матеріалів у витратні бункери завантажувальної системи.

У сучасних цехах витратні бункери для феросплавів розташовані в одному ряду з бункерами для сипучих. Феросплави в бункери планується доставляти по конвеєрному тракту подачі сипучих із загального шихтового відділення.

Витрата матеріалів на плавку:

$$P_{пл} = P_k \cdot M_{сл} \quad (1.6)$$

де  $M_{сл} = 146,2$  т - маса плавки в придатних злитках, т:

$P_k$  - витратний коефіцієнт відповідного матеріалу на тонну придатних злитків, т/т,

$$P_k = \frac{a}{100 \cdot 0,892} = \frac{a}{89,2}$$

a - витрата відповідного матеріалу на 100 кг металевого завалення, кг.



Добова витрата матеріалів по цеху:

$$P_{\text{сут}} = P_{\text{пл}} \cdot \Pi_{\text{пл}}^{\text{макс}} \quad (1.7)$$

Кількість матеріалів на шихтовому дворі:

$$P_{\text{шд}} = P_{\text{сут}} \cdot \Pi_{\text{сут}}^{\text{зап}} \quad (1.8)$$

де  $\Pi_{\text{сут}}^{\text{зап}}$  - прийнята в цеху кількість діб запасу відповідних матеріалів.

Таблиця 1.1 - Запаси сирих матеріалів в цеху

Найменування матеріалів	Витрата на 100кг метало-завалки (а), кг	Витратний коефіцієнт ( $P_k$ ), т/т	Витрата на одну плавку ( $P_{\text{пл}}$ ), т	Максимальна добова витрата матеріалів по цеху ( $P_{\text{сут}}$ ), т	Всього матеріалів на шихтовому дворі з врахуванням запасу	
					Норми запасу, доба	Кількість матеріалів на шихтовому дворі ( $P_{\text{шд}}$ ), т
1.Металевий лом	24,0	0,269	39,3	1730	8	13840
2.Вапно	7,35	0,0824	12	528	2	1056
3.Руда залізна	1,10	0,0123	1,8	80	15	1200
4.Боксит	0,60	0,0067	0,98	43	15	645
5.Плавиковий шпат	0,65	0,0073	1,07	47	20	940
6.Феромарганець	0,26	0,0029	0,42	18	25	450
7.Феросиліцій 45%-ний	0,48	0,0054	0,8	35	25	875

Необхідну кількість кранів на шихтовому дворі ( $\Pi_{\text{кр.ш}}$ ) можна визначити по наступній формулі:

$$\Pi_{\text{кр.ш}} = \frac{K \cdot A \cdot \sum_k^{\text{сл}}}{1440 \cdot v} \quad (1.9)$$

де  $K$  - коефіцієнт витрати часу крану на виконання допоміжних операцій (приймається рівним 1,35);

$A$  - добова продуктивність цеху в придатних злитках, т;

$v$  - коефіцієнт завантаження кранів (приймається рівним 0,8);

1440 - число хвилин на добу;

$\sum_k^{\text{сл}}$  - сума витрат часу крану на одну тону злитків, хв.

Таблиця 1.2 – Сумарні витрати часу крану на тонну злитків

Найменування шихтових матеріалів	Витратний коефіцієнт т/т	Тривалість операцій, хв/т	$\sum_{к}^{сл} \text{ хв/т}$	
			Магнітні крани	Грейферні крани
Металевий лом	0,269	0,9+1,0=1,9	0,511	-
FeMn	0,0029	0,75+0,85=1,6	0,0046	-
FeSi	0,0054	0,9+1,0=1,9	0,0103	-
Вапно	0,0824	1,4	-	0,0115
Руда залізна	0,0123	0,4	-	0,0050
Боксит	0,0067	0,7	-	0,0047
Плав. шпат	0,0073	0,6	-	0,0044
Разом	-	-	0,5259	0,0256

а) Кількість магнітних шихтових кранів у скрапному відділенні

$$P_{кр.ш}^м = \frac{1,15 \cdot 11084 \cdot 0,5259}{1140 \cdot 0,8} = 5,9 \text{ кранів,}$$

де  $A$  – максимальна добова продуктивність цеху, т.

Приймаємо 6 магнітних кранів вантажопідйомністю 15 т.

б) Кількості грейферних кранів у відділенні сипких матеріалів:

$$P_{кр.ш}^{гр.} = \frac{1,15 \cdot 11084 \cdot 0,0256}{1440 \cdot 0,8} = 0,34 \text{ крана.}$$

Приймаємо 4 грейферні крани вантажопідйомністю 15 т.

### 1.2.3 Пічний проліт

У конвертерному відділенні зазвичай виконуються технологічні операції, пов'язані з виплавою сталі. У завантажувальному, конвертерному, енергетичному прольоті планується розмістити системи подачі в конвертери чавуну, металобрухту, сипучих матеріалів, феросплавів, кисню та інших газів. Над конвертерами буде розташована система уловлювання та очищення конвертерних газів. У відділенні також планується розташувати ділянки підготовки феросплавів, ремонту фурм, устаткування для ремонту футеровки, включаючи обладнання для торкретування.

У цеху приймаємо конвертери номінальною ємкістю 200 т.

Продуктивність одного працюючого конвертера можна визначити по формулі:

$$T_K^P = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_K^P \quad (1.10)$$

де 8760 - кількість годин на рік, з урахуванням простоїв приймаємо 340 робочих днів на рік;

$\tau_{пл}$  - загальна тривалість плавки, година;

K - кількість простоїв конвертера, % від календарного часу;

m - коефіцієнт виходу придатних злитків з металозавалки;

$Q_K^P$  - номінальна ємкість конвертера (скрап + чавун) т.

Тривалість плавки ( $\tau_{пл}$ ) для конвертера номінальною ємкістю 200 т рівняється 33 хв. (завантаження лому – 2 хв, заливка чавуну – 2 хв, продування – 12 хв, відбір проб і аналіз – 4 хв, злив металу – 5 хв, злив шлаку – 2 хв, підготовка конвертера – 6 хв) або  $\tau_{пл} = 33 : 60 = 0,55$  години.

Кількість простоїв працюючого конвертера ( $K_p$ ):

а) простої на капітальних ремонтах - 1,2% (зазвичай 1,0-2,0% календарного часу);

б) поточні (гарячі) простої - 2,3% (зазвичай 2,0-3,0% календарного часу), тобто  $K_p = 1,2 + 2,3 = 3,5\%$  календарного часу.

Вихід придатних злитків (m).

$$m = 0,91 \cdot 0,98 = 0,892$$

(або 89,2% від маси ємкості конвертера). Знаходимо річну продуктивність одного безперервно працюючого конвертера номінальною ємкістю 200 т:

$$T_K^P = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_K^P \quad (1.11)$$

$$T_K^P = \frac{8760 \cdot (100 - 3,5)}{100 \cdot 0,55} \cdot 0,892 \cdot 200 = 2554169 \text{ (2,55 млн.т)}$$



Для забезпечення річної продуктивності цеху 4,7 млн. тонн буде потрібно безперервно працюючих конвертерів номінальною ємкістю 200 т.

$$\eta_{\kappa}^p = \frac{T_{\text{ц}}}{T_{\kappa}} = \frac{4700000}{2554169} = 1,8 \text{ конвертера. Приймаємо 2 конвертера} \quad (1.12)$$

де  $T_{\text{ц}}$  - річна продуктивність цеху, т придатних злитків;

$T_{\kappa}$  - річна продуктивність одного працюючого конвертера, т придатних злитків.

Для забезпечення заданої продуктивності цеху при одному безперервно працюючому конвертері приблизно тієї ж загальної тривалості плавки ( $\tau_{\text{пл}}=0,55$  години) фактична ємкість конвертера (скрап + чавун) має бути:

$$Q_k^{\phi} = Q_k^{\phi} = Q_k^p \cdot \frac{\Pi_{\kappa}^p}{\Pi_{\kappa}^{\phi}} = 200 \cdot \frac{1,8}{2} = 180 \text{ т} \quad (1.13)$$

де  $Q_k^{\phi}$  - фактична (уточнена) ємкість конвертера, т;

$Q_k^p$  - заздалегідь прийнята (розрахункова) ємкість конвертера, т;

$\Pi_{\kappa}^p$  - розрахункова кількість безперервно працюючих конвертерів номінальної ємкості 200 т;

$\Pi_{\kappa}^{\phi}$  - фактична (прийнята) кількість безперервно працюючих конвертерів.

При коефіцієнті виходу рідкої сталі з металозавалки рівному 0,91, маса плавки по рідкій сталі для конвертера ємкістю 200 т складе:

$$M_{\text{ж}} = Q_k^{\phi} \cdot 0,91 = 200 \cdot 0,91 = 182 \text{ т} \quad (1.14)$$

При коефіцієнті виходу придатних злитків з рідкої сталі, рівному 0,7, маса плавки по придатних злитках складе:

$$M_{\text{сл}} = Q_k^{\phi} \cdot 0,7 = 182 \cdot 0,7 = 127,4 \text{ т} \quad (1.15)$$

При тій же загальній тривалості плавки ( $\tau_{\text{пл}} = 0,55$  години) річна продуктивність одного безперервного працюючого конвертера ємкістю 200 т складе:

$$T_{\text{к}}^{\Phi} = T_{\text{к}}^{\text{р}} \cdot \frac{Q_{\text{к}}^{\Phi}}{Q_{\text{к}}^{\text{р}}} = 2554169 \cdot \frac{180}{200} = 2298752 \text{ т} \quad (1.16)$$

У зв'язку з тим, що поточні простої (ремонт і зміна фурм, кесонів і так далі) в дійсних умовах роботи можуть бути не щодоби, максимальна кількість плавки на добу по цеху складе:

$$n_{\text{пл}}^{\text{max}} = \frac{24 \cdot 2}{0,55} = 87 \text{ плавки}$$

де 2 – кількість одночасно працюючих конвертерів;

0,55 – загальна тривалість плавки;

24 – кількість годин на добу.

Тоді максимально можлива добова продуктивність цеху по придатних злитках складе:

$$A = M_{\text{сл}} \cdot n_{\text{пл}}^{\text{max}} = 127,4 \cdot 87 = 11084 \text{ т} \quad (1.17)$$

де  $M_{\text{сл}}$  – маса плавки в придатних злитках, т.

#### 1.2.4 Відділення позапічної обробки сталі

На ділянці позапічної обробки сталі в киснево-конвертерному цеху буде встановлена установка вакуумування сталі. Вакууматор потрібен для позапічної обробки рідкої сталі, шляхом багаторазового засмоктування її з ковша у вакуум-камеру порціями з метою дегазації, доведення за хім. складом, розкислення і легування у вакуумі.

Вакуумна камера являє собою сталевий резервуар, що має всередині три ізоляційних шари і один шар вогнетривкої футеровки, і складається з трьох частин: днища, корпуси і ковпака. Камера має отвори для добавки легуючих матеріалів, для введення нагрівального елемента і відводу відсмоктуються газів. Нижня частина вакуумкамери (днище) є знімним елементом і виконана з двома патрубками.

Конструкція вакуумної камери при цьому забезпечує:

- розігрів футеровки перед обробкою плавки до температури 1450 ... 1500°C і тривалу експлуатацію пристрою для розігріву в процесі вакуумної обробки;
- введення феросплавів без порушення вакууму в процесі вакуумування;
- видалення запилених газів;
- герметичність під'єднання вакуумпроводу, шлюзової камери, пристрою для розігріву та ін;
- можливість спостереження за металом і футеровкою у процесі вакуумування;
- заповнення нейтральним газом (азотом) вакуумкамери по закінченню обробки.

Пароежекторний насос що встановлюється на агрегаті вакуумування має ряд незаперечних переваг перед механічним вакуумним насосним: висока продуктивність, відсутність рухомих частин і нечутливість до пилу і вологи в газах. Вакуумний пароежекторний насосний агрегат (ВПНА) призначений для створення розрядження в вакуумкамерах і являє собою ступінчасту систему ежекторів зі змішувачами - конденсаторами і пристроєм для створення попереднього розрідження. Кінцеве розрідження в вакуумкамерах становить менше 0,5 мм.рт.ст. (50...70 Па). Управління насосом повністю автоматизовано і здійснюється з пульта управління або ЕОМ АСУ ТП. При установці пароежекторного насоса передбачено також допалювання окису вуглецю, що викидається в атмосферу у великих кількостях при вакуумуванні неокисленої сталі [27].

Система зберігання, зважування та дозування феросплавів включає в себе:

- витратні бункера;
- ваги - дозатори;
- рухливий і стаціонарний конвеєр для подачі феросплавів в метал;
- віброживильники;
- вакуумний шлюз для присадки феросплавів в метал, призначений для приймання і подачі матеріалів у вакуумкамерах в процесі обробки.

Газоохолоджувач призначений для охолодження газів, що видаляються з вакуумкамерах з метою зменшення їх обсягу і оберігання шарнірних з'єднань

вакуумпровода від впливу високих температур. Температура газів, що надходять до газоохолоджувача - до 1600°C, виходять з нього - до 100°C.

Газоохолоджувач являє собою зварний циліндричний корпус з вхідними і вихідними патрубками, всередині якого розміщений блок охолодження. Блок охолодження складається з набору вертикальних змійовиків, об'єднаних колектором. У верхній частині корпусу змонтований клапан, який відкривається при аварійному підвищенні тиску в системі. У нижній частині корпусу є люк, призначений для очищення газоохолоджувача від забруднення, а також для скидання води при аварійних проривах змійовиків.

Вакуумпровода шарнірний призначений для герметичного рухомого з'єднання вакуумної системи, змонтованої на майданчику вакууматора, зі стаціонарно встановленим вакуумним затвором. Опори шарнірного вакуумпровода встановлені на нерухомій майданчику вакуумного затвора.

Вакуумний затвор призначений для герметичного закривання вакуумпровода, а також для дроселювання потоку газу в процесі вакуумування.

Система електрообігріву в вакуумкамерах призначена для нагріву її футеровки до робочої температури ( 1450 ... 1500°C ) і підтримки її на цьому рівні між циклами вакуумування. Нагрівання відбувається графітовим електродом.

Пристрій для виміру температури і відбору проб забезпечує:

- автоматизовану зарядку пристрою пробовідбірниками і термопарами;
- автоматизований завмер температури металу в ковші;
- автоматизований відбір проб металу з ковша;
- автоматизовану видачу проб в приймальний пристрій пневмопошти.

Для виконання ремонтних робіт і зберігання змінних елементів вакуумкамерах комплекс установки обладнаний машиною обслуговування і спеціальними стендами.

### **1.2.5 Відділення безперервного розливання сталі**

Сталь будуть випускати у ковші, встановлені на сталевозах, які пересуватимуться по перцевим широколінійним шляхам, які прокладені під конвертерами і транспортуватимуть ковші в ВБРС або розливний проліт. До

вступу на розливку метал планується продувати аргоном через футеровану фурму, що вводиться в ківш зверху.

При розливанні сталі на МБЛЗ сталерозливний ковш мостовим краном будуть встановлювати на рухомий стенд, розташований на розливному майданчику МБЛЗ. На стенді одночасно можна розмістити два ковші, один з яких знаходиться в положенні розливання над проміжними ковшами. Після випорожнення ковша його місце займає другий заповнений ківш, який знаходиться на стенді і розливання буде проводитися методом «плавка на плавку».

Розливка сталі на МБЛЗ зазвичай проводиться через проміжні ковші, з яких метал надходить в кристалізатори. Проміжні ковші планується розташувати на обертовому стенді, щоб мати можливість їх швидко замінити в процесі розливання. На робочому майданчику також планується розмістити ємкості для шлаку та аварійні футерованні ємності для металу. Введення затравок в кристалізатори перед розливанням сталі планується проводити за допомогою спеціальних пристосувань. Розрізані на мірні довжини литі заготовки від МБЛЗ планується транспортувати на склад за допомогою рольгангів і передавальних візків.

Необхідно розрахувати кількість МБЛЗ для цеху продуктивністю 4,7 млн.т на рік придатних злитків. Середній розмір відливаного злитка 1900x220 мм, середня тривалість плавки 0,55 години = 33 хв. Середня вага плавки по рідкій сталі = 182 т.

Приймаємо установки радіального типу: двомашинні, з наповненням одного кристалізатора з одного проміжного ковша.

Приймаємо середню (робочу) швидкість витягування  $W_{cp} = 0,3$  м/хв (для злитка завтовшки 220 мм), резерв швидкості витягування 50%, тоді:

$$W_{cp}^p = 0,5 + \frac{0,3 \cdot 50}{100} = 0,15 \text{ м/хв.}$$

Час повного затвердіння злитка розраховуємо по формулі, хв.:

$$\tau_k = \frac{v^2}{4 \cdot k^2} \quad (1.18)$$

де  $v$  – товщина заготовки, мм;

$k$  – коефіцієнт твердіння, приймаємо 25 мм/хв.



$$\tau_k = \frac{220^2}{4 \cdot 25^2} = 19 \text{ хв}$$

Довжину зони вторинного охолодження розраховуємо по формулі:

$$Z_{\text{втор.охол.}} = W_{\text{рез}} \cdot \tau_k = 0,15 \cdot 19 = 3 \quad (1.19)$$

Підготовка МБЛЗ до розливання. Приймаємо максимальну швидкість витягування  $W_{\text{макс.}} = 1,5 \text{ м/хв.}$ , тоді час введення затравки складе, хв.:

$$\tau_1 = \frac{Z_{\text{втор.охол.}} + Z_{\text{т.к.}}}{W_{\text{макс.}}} \quad (1.20)$$

де  $Z_{\text{втор.охол.}}$  - довжина зони вторинного охолодження, м;

$Z_{\text{т.к.}}$  - довжина зони клітки, що тягне, приймаємо 4 м.

$$\tau_1 = \frac{3+4}{1,5} = 5,6 \text{ хв}$$

Приймаємо час підготовки кристалізатора до роботи  $\tau_2 = 10 \text{ хв.}$  і установки сталерозливального ковша  $\tau_3 = 6,4 \text{ хв.}$ , тоді загальний час підготовки МБЛЗ до роботи складе:

$$\sum \tau_n = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 5,6 + 10 + 6,4 = 22 \text{ хв} \quad (1.21)$$

Масова швидкість розливання на один струмок визначається по рівнянню:

$$q_p = a \cdot b \cdot W_{\text{сер.}} \cdot \rho_{\text{р.ст.}} \quad (1.22)$$

де  $a = 1,9$ ;  $b = 0,22$  – задані розміри перетину злитка, м;

$\rho_{\text{р.ст.}}$  - щільність рідкої сталі ( $7,0 \text{ т/м}^3$ ).

$$q_p = 1,9 \cdot 0,22 \cdot 0,5 \cdot 7 = 1,5 \text{ т/хв}$$

Ємкість проміжного ковша приймаємо рівною 8% від маси рідкого металу в головному ковші, тоді:

$$M_{\text{ківш}}^{\text{пр}} = 0,08 \cdot 182 = 15 \text{ т}$$

Час наповнення проміжного ковша:

$$\tau_{\text{н}}^{\text{пр.к.}} = \frac{M_{\text{ківш}}^{\text{пр}}}{n_{\text{кр.}} \cdot q_{\text{р}}} \quad (1.23)$$

де  $n_{\text{кр}}$  - число кристалізаторів, що наповнюються з одного ковша.

$$\tau_{\text{н}}^{\text{пр.к.}} = \frac{15}{2 \cdot 1,5} = 5 \text{ хв}$$

Час розливання плавки:

$$\tau_{\text{р}}^{\text{пл}} = \frac{M_{\text{ківш}}^{\text{пл}}}{n_{\text{кр.}} \cdot q_{\text{р}}} = \frac{182}{2 \cdot 1,5} = 43,3 \text{ хв} \quad (1.24)$$

Стійкість проміжного ковша приймаємо 5 плавок.

Втрата часу на зміну проміжного ковша:

$$\tau_{\text{см}} = \frac{\tau_{\text{ковш}}^{\text{пр}}}{2} = \frac{4}{2} = 2 \text{ хв} \quad (1.25)$$

Час звільнення МБЛЗ від злитка визначається по формулі:

$$\tau_{\text{зв}} = \frac{Z_{\text{второхол.}} + Z_{\text{т.к.}}}{W_{\text{сер}}} = \frac{27+4}{0,7} = 44,3 \text{ хв} \quad (1.26)$$

Визначення циклу роботи установок:

а) цикл при розливанні одиночної плавки

$$\tau_{\text{ц}}^{\text{од}} = \sum \tau_{\text{н}} + \tau_{\text{н}}^{\text{пр.к.}} + \tau_{\text{р}}^{\text{пл}} + \tau_{\text{зв}} = 22 + 4 + 43,3 + 44,3 = 113,6 \text{ хв} \quad (1.27)$$

б) цикл при розливанні «плавка на плавку»

Приймаємо, що в середньому за цикл відлилося 20 плавок, тоді за час циклу буде використано 4 пари проміжних ковшів або зміна їх буде робитися 3 рази.

Загальна тривалість циклу буде, хв.:

$$\tau_{\text{ц}}^{\text{п.п}} = \sum \tau_n + \tau_{\text{н}}^{\text{пр.к.}} + \Pi_{\text{пл}}^{\text{ц}} \cdot \tau_{\text{р}}^{\text{пл}} + \Pi_{\text{зм}}^{\text{ц}} \cdot \tau_{\text{зм}}^{\text{пр.к.}} + \tau_{\text{зв}} \quad (1.28)$$

$$\tau_{\text{ц}}^{\text{п.п}} = 22 + 4 + 20 \cdot 43,3 + 3 \cdot 2 + 44,3 = 942,3 \text{ хв}$$

Середня тривалість розливання однієї плавки в циклі, хв.:

$$\tau_{\text{пл}}^{\text{ц}} = \frac{\tau_{\text{ц}}^{\text{п.п}}}{\Pi_{\text{пл}}^{\text{ц}}} = \frac{942,3}{20} = 47,1 \text{ хв} \quad (1.29)$$

При розливанні 98% плавок методом «плавка на плавку» і 2% одиночних плавок середня тривалість розливання однієї плавки буде:

$$\tau_{\text{пл}}^{\text{сер}} = 47,1 \cdot 0,98 + 113,6 \cdot 0,02 = 36 \text{ хв}$$

### Розрахунок продуктивності МБЛЗ

Номинальний час установок:  $365 - (4+2 \cdot 12) = 337$

На зміну кристалізаторів і інші поточні роботи потрібно 1-2% від номінального часу, приймаємо 1,5%.

Фактичний час роботи:

$$\frac{337 \cdot (100 - 1,5)}{100} = 334 \text{ діб}$$

Річна потужність однієї МБЛЗ при повному завантаженні:

$$\frac{334 \cdot 24 \cdot 60 \cdot 182 \cdot 0,98}{36} = 2383889,6 \text{ т рік}$$

де 0,98 – вихід придатних злитків з рідкого металу;

182 – маса рідкого металу в ковші, т;

24 – кількість годин на добу;

60 – кількість хвилин на годину;

36 – середня тривалість розливання однієї плавки, хв.

Кількість МБЛЗ:

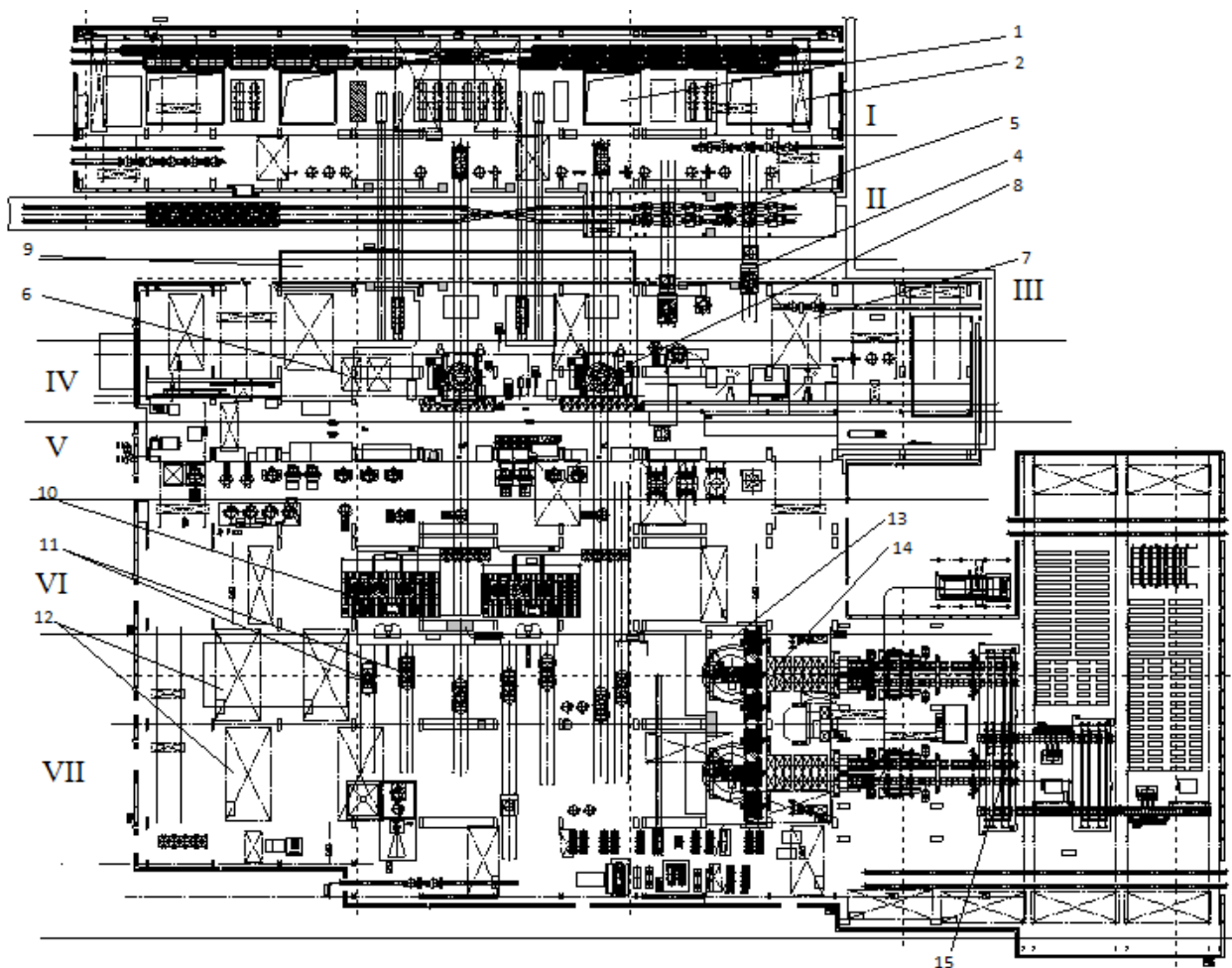
$$\frac{4700000}{2383889,6} = 1,97 \text{ установки. Приймаємо 2 установки.}$$

Річна потужність усіх установок буде дорівнюватиме:  $2,4 \cdot 2 = 4,8$  млн. т.  
Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ буде рівний:

$$\frac{4700000}{4800000} \cdot 100 = 97\%.$$

Виходячи з наведених вище розрахунків, можна зробити такі висновки та запропонувати розмістити устаткування цеху наступним чином.

Схема улаштування основних відділень цеху з розливанням на МБЛЗ представлена на рис. 1.1.



I - скрапне відділення; II – міксерне відділення; III - завантажувальний проліт; IV - конвертерний проліт; V - ковшовий проліт; VI – відділення вакуумування; VII - розливне відділення

1 – закрома для скрапу; 2 – мостовий кран; 3 – пульт управління; 4 – чавуновозні ковші; 5 – міксер; 6 – полу порталні крани; 7 - крани; 8 - конвертер; 9 – пульт управління; 10 - вакууматор; 11 - сталевіз; 12 - крани; 13 – робочий майданчик; 14 – кристалізатор МБЛЗ; 15 – система рольгангів.

Рисунок 1.1 – План киснево-конвертерного цеху з двома конвертерами місткістю 200 т

Металобрухт з відділення металевої шихти I, що знаходиться в головній будівлі цеху, завантажується із закромів для скраму 1 за допомогою мостового крану 2 в совки, які по поперечним залізничним коліям передаються через міксерний проліт II у завантажувальний проліт III. За допомогою полупортальних кранів 6 брухт завалюють в конвертер.

Чавун подають з міксерів 5 у завантажувальний проліт в чавуновозних ковшах 4 по естакаді транспортують тепловозом на робочий майданчик і кранами 7 заливають в конвертер.

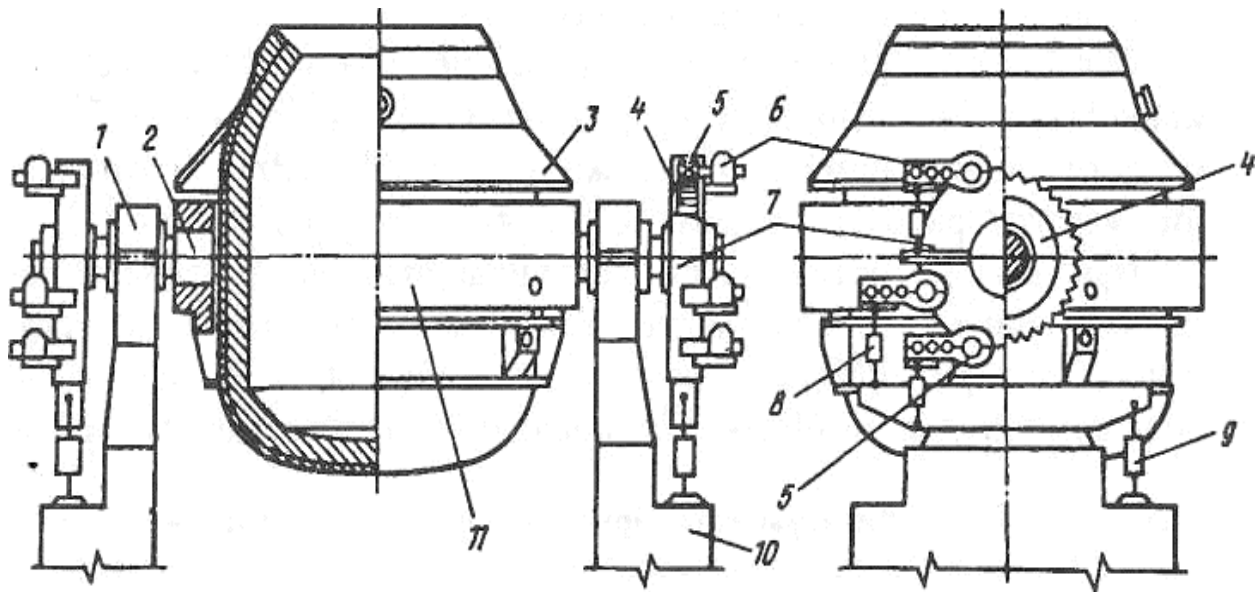
У конвертерному прольоті IV розміщуються конвертери 8, системи відводу газів і подачі сипучих матеріалів. Пульти управління конвертером 9 розташовані між колонами міксерного і завантажувального прольотів. У конвертерному або завантажувальному прольоті розташовані ділянки ремонту фурм й устаткування для торкретування конверторів. Сталерозливні ковші транспортують від конвертерів по залізничним коліям до вакууматорів 10 далі сталевозом 11 в один з прольотів розливного відділення, де кранами 12 їх подають на робочий майданчик 13 до кристалізатора МБЛЗ 14. Ківш встановлюють на двомісний розливний стенд, що дозволяє швидко замінювати ковші і проводити розливку безперервно «плавка на плавку».

Після МБЛЗ заготовки поступають по системі рольгангів 15 в передавальний проліт, а потім у відділення складування і ремонту литих заготовок.



## 2 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК КИСНЕВОГО КОНВЕРТЕРА

Кисневий конвертер являє собою посуд грушеподібної форми, який повертається на цапфах, футерований зсередини і забезпечений льоткою для випуску сталі і отвором зверху: для введення в порожнину конвертера кисневої фурми, відведення газів, заливання чавуну, завантаження брухту і шлакоутворюючих і зливу шлаку.



1 – опорний підшипник; 2 - цапфа; 3 - захисний кожух; 4 - зубчате колесо; 5 - вал-шестерня; 6 - навісний електродвигун з редуктором; 7 - корпус колеса; 8, 9 - демпфер; 10 - опорна станина; 11 - опорне кільце

Рисунок 2.1 – Кисневий конвертер з двостороннім навісним багаторуховим механізмом повороту

Розміри конвертера повинні насамперед забезпечувати продувку без викидів металу через горловину, оскільки викиди зменшують вихід придатної сталі і вимагають періодичних зупинок конвертера для видалення настилей металу з горловини та вхідної частини котла-утилізатора.

Питомий об'єм конвертера, м<sup>3</sup>/т

$$V_{\text{пит}} = \frac{1}{1+0 \cdot 10^{-3}} = \frac{1}{1+200 \cdot 10^{-3}} = 0,83 \quad (2.1)$$

Критична швидкість кисневого струменя на виході, м/с

$$W_{кр} = \sqrt{\frac{2 \cdot K}{K+1} \cdot RT} = 17,4\sqrt{T} = 17,4\sqrt{3663} = 332 \quad (2.2)$$

де  $K$  - показник адіабати (для двоатомних газів  $K=1,4$ );

$$R - \text{газова постійна, } R = \frac{8319}{\mu} \cdot \frac{\text{Н} \cdot \text{м}}{\text{кг} \cdot \text{К}} ;$$

$\mu$  - молекулярна вага газу,  $\mu=32$ .

Тиск кисню перед соплами фурми залежно від місткості конвертера описується рівнянням, Н/м<sup>2</sup>

$$P_{нач} = (0,588 + 0,00392 \cdot Q) \cdot 10^6 \quad (2.3)$$

$$P_{нач} = (0,588 + 0,00392 \cdot 200) \cdot 10^6 = 1372000$$

Критерій швидкості кисневого струменя:

$$\lambda = 2,45 \sqrt{1 - \left(\frac{P}{P_{нач}}\right)^{0,286}} = 2,45 \sqrt{1 - \left(\frac{1,3}{1,372}\right)^{0,286}} = 0,31 \quad (2.4)$$

Швидкість кисневого струменя на зрізі сопла фурми, м/с

$$W_{г} = W_{кр} \cdot \lambda = 332 \cdot 0,31 = 103 \quad (2.5)$$

Початкова густина кисню, кг/м<sup>3</sup>

$$\rho_{нач} = \frac{P_{нач}}{R \cdot T} = \frac{1372000}{260 \cdot 3663 \cdot 1000} = 0,01 \quad (2.6)$$

Густина кисню на виході з сопла фурми визначається виразом, кг/м<sup>3</sup>:

$$\rho_{г} = \rho_{нач} \cdot (1 - 0,167 \cdot \lambda^2)^{2,5} = 0,01 \cdot (1 - 0,167 \cdot 0,31^2)^{2,5} = 0,009 \quad (2.7)$$

Глибину ванни рідкого металу розраховуємо по формулі, м

$$H_o = \left[ 0,016 \cdot \sqrt{W_{г}} \cdot \rho_{г}^{0,1} \cdot \frac{V_{пит}^{0,5}}{q_{O_2}^{0,5}} \cdot \left(\frac{Q}{0,23}\right)^{0,3} \right]^{0,57} \quad (2.8)$$

$$H_o = \left[ 0,016 \cdot \sqrt{103} \cdot 0,009^{0,1} \cdot \frac{0,83^{0,5}}{4^{0,5}} \cdot \left( \frac{200}{0,23} \right)^{0,31} \right]^{0,57} = 0,55$$

Внутрішній діаметр конвертера, м

$$D = (0,599 - 0,00032 \cdot Q) \cdot \sqrt{\frac{Q}{H_o}} = (0,599 - 0,00032 \cdot 200) \cdot \sqrt{\frac{200}{0,55}} = 5,5 \quad (2.9)$$

Об'єм ванни рідкого металлу знаходимо по формулі, м<sup>3</sup>

$$V_M = \frac{Q}{7} = \frac{200}{7} = 28,6 \quad (2.10)$$

де 7 – густина рідкого металу, т/м<sup>3</sup>.

Внутрішній діаметр днища конвертера визначається таким чином:

$$V_M = \frac{\pi \cdot H_o}{12} (D^2 + d_{\text{дн}}^2 + D \cdot d_{\text{дн}}) \quad (2.11)$$

Це рівняння перетворюється шляхом заміни:

$$A = \frac{\pi H_o}{12} = 0,14 \quad B = \frac{\pi H_o}{12} D = 0,79 \quad C = \frac{\pi H_o}{12} D^2 - V_M = -24,37$$

$$D = B^2 - 4 \cdot AC = 0,79^2 - (4 \cdot 0,14 \cdot (-24,37)) = 14,27 \quad (2.12)$$

де D - внутрішній діаметр днища

Діаметр горловини конвертера, м:

$$d_r = 0,33 \cdot Q^{0,4} = 0,33 \cdot 200^{0,4} = 2,7 \quad (2.13)$$

Робочий об'єм конвертера, м<sup>3</sup>:

$$V = V_{\text{пнт}} \cdot Q = 0,83 \cdot 200 = 166 \quad (2.14)$$

Висоти конічної і циліндричної частини конвертера, м

$$H_K = \frac{V - V_M}{\pi \left[ \frac{D^2 + d_r^2 + D \cdot d_r}{12} + \frac{D^2}{4 \cdot (0,45 + 0,001 \cdot Q)} \right]} \quad (2.15)$$

$$H_k = \frac{166-28,6}{3,14 \left[ \frac{5,5^2+2,7^2+5,5 \cdot 2,7}{12} + \frac{5,5^2}{4 \cdot (0,45+0,001 \cdot 200)} \right]} = 2,73$$

$$H_{\text{ц}} = \frac{H_k}{0,45+0,001 \cdot Q} = \frac{2,73}{0,45+0,001 \cdot 200} = 4,2 \quad (2.16)$$

Внутрішня висота конвертера, м

$$H_{\text{в}} = H_k + H_{\text{ц}} + H_o = 2,73 + 4,2 + 0,55 = 7,48 \quad (2.17)$$

Товщина футеровки ділянок конвертера:

- товщина футеровки циліндричної частини, м:

$$b_{\text{фц}} = 0,142 \cdot \sqrt[3]{Q} = 0,142 \cdot \sqrt[3]{200} = 0,83 \quad (2.18)$$

- товщина футеровки кінчної частини, м:

$$b_{\text{фк}} = b_{\text{фц}} - 0,15 = 0,83 - 0,15 = 0,68 \quad (2.19)$$

- товщина днища конвертера, м:

$$b_{\text{фдн}} = b_{\text{фц}} + 0,125 = 0,83 + 0,125 = 0,955 \quad (2.20)$$

Товщина металевого кожуха конвертера, м:

$$b_{\text{ц}} = 0,015 \cdot \sqrt[3]{Q} = 0,015 \cdot \sqrt[3]{200} = 0,09 \quad (2.21)$$

Діаметр випускного отвору, м:

$$d_{\text{отв}} = 0,1 + 0,00033 \cdot Q = 0,1 + 0,00033 \cdot 200 = 0,166 \quad (2.22)$$

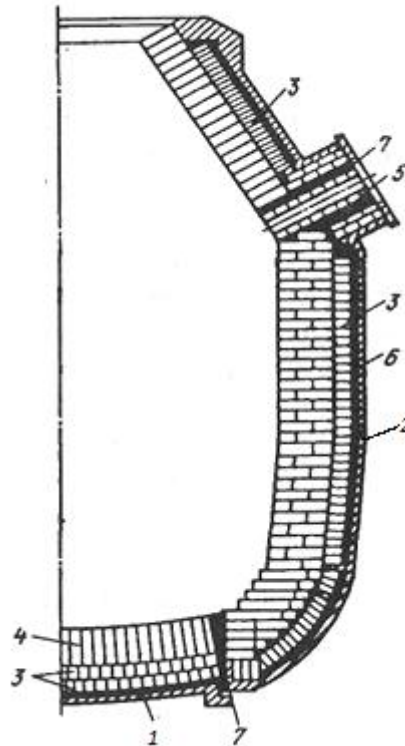
Зовнішній діаметр конвертера, м:

$$D_{\text{н}} = D + 2 \cdot b_{\text{фц}} + 2 \cdot b_{\text{ц}} = 5,5 + 2 \cdot 0,83 + 2 \cdot 0,09 = 7,34 \quad (2.23)$$

Повна висота конвертера, м:

$$H_n = H_b + b_{\text{фдн}} + b_{\text{ц}} = 7,48 + 0,955 + 0,09 = 8,53 \quad (2.24)$$

Корпус конвертера планується виконати зварним з листової сталі товщиною з від'ємним днищем, яке буде кріпитися болтами. Розташування горловини в конвертерах симетричне, що дозволяє вводити кисневу фурм строго по осі конвертера.



1 – вставне днище; 2 — кожух конвертера; 3 — арматурний слой футерування; 4 — робочий слой футерування; 5 — блоки з плавеного магнезиту; 6 — передарматурний слой (вогнетривка маса, азбест); 7 — вогнетривка маса.

Рисунок 2.2 – Футерування кисневих конвертерів з вставним днищем

Горловина більшою мірою, ніж інші елементи кожуха, схильна до впливу високих температур і короблення і може бути пошкоджена при видаленні застиглих виплесків металу і в процесі зливу шлаку. Тому верх горловини планується захистити масивним шоломом. Днище конвертера буде зроблене сферичним для полегшення циркуляції металу при верхній подачі дуття. Зняття й установку вставного днища планується здійснювати за допомогою домкратних візків. Після знімання днища прискорюється охолодження і полегшується



руйнування зношеної футеровки і подання в порожнину конвертера вогнетривів для нової кладки в порівнянні з подачею через вузьку горловину конвертера.

Конвертер цапфами буде спиратися на роликові опорні підшипники, закріплені в опорних станинах. Підшипники зазвичай забезпечують можливість обертання конвертера навколо осі цапф, при цьому один підшипник фіксований, а інший "плаваючий", що дає можливість переміщення вздовж осі цапф на 15-30 мм.

Кисневі конвертери планується обладнати окремим опорним кільцем, до якого будуть кріпитися цапфи і в якому з зазором в 150-200 мм закріплений кожух. Завдяки зазору деформації які виникають при термічному розширенні кожуха не передаються опорному кільцю і перекіс цапф не виникає.

Механізм повороту забезпечує обертання конвертера навколо осі цапф на  $360^\circ$  зі швидкістю від 0,1 до 1 м/хв. Поворот конвертера необхідний для виконання технологічних операцій: заливки чавуну, завалки брухту, зливу сталі та шлаку та ін. Для більш рівномірного розподілу матеріалів, механізм повороту конвертерів планується зробити двостороннім.

Механізми повороту бувають стаціонарними і навісними. В останні роки застосовують досконаліші навісні (закріплені на цапфі) багаторухові механізми повороту. На цапфі планується зробити жорстко закріплене зубчате колесо 4 (рис. 2.1), закрите корпусом 7; цей корпус буде спиратися на цапфу через підшипники і від провертання його буде утримувати демпфер 9.

Таким чином, при обертанні зубчатого колеса 4 з цапфою корпус 7 залишається нерухомим. Зубчате колесо обертають декілька (від 4 до 6) електродвигунів з редукторами 6, вихідні вали-шестерні 5 що входять у зачеплення з колесом; ці вали-шестерні через підшипники будуть кріпитися в отворах стінки корпусу 7. Електродвигуни з редукторами будуть триматися (навішені) на валах-шестернях 5; обертаючи вали, самі двигуни залишаються нерухомими, тому що утримуються від провертання демпферами 8.

### 3 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО І ТЕПЛОВОГО БАЛАНСІВ КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ

На початку розрахунків необхідно визначити параметри, що характеризують стан ванни рідкого металу наприкінці продувки: масу металу, його хімічний склад і температуру.

Приймаємо, що місткість конвертера становить 200 т, а це значить, що наприкінці продувки в конвертері маса рідкого металу повинна бути рівна 200 т. Тому що при продувці відбувається окиснення елементів металу й неминучі втрати заліза, то вихідна маса металевих матеріалів, з яких одержують сталь (маса чавуну й лома), повинна бути більше маси рідкої сталі.

Хімічний склад сталі різних марок регламентується стандартами або оговорюється із замовником і повинен відповідати встановленим вимогам. У цеху, що проектується планується виплавляти конструкційну вуглецеву якісну сталь марки 08Ю, хімічний склад якої наведений у табл. 3.1

Таблиця 3.1 – Хімічний склад сталі 08Ю, що виплавляємо

Марка	C	Si	Mn	S	P	W	Cr	Ni	Al	Cu	Fe
08Ю	н.б. 0,07	н.б. 0,01	0,2- 0,35	н.б. 0,025	н.б. 0,015	-	н.б. 0,03	н.б. 0,06	0,02- 0,07	н.б. 0,06	≈99

Крім того, слід урахувати, що для здійснення безаварійного розливання на машинах безперервного лиття заготовок вміст сірки й фосфору в металі, що розливається, не повинне перевищувати 0,025 і 0,015% відповідно [7].

Відомо, що в класичному киснево-конвертерному процесі кількість лома, що завантажується на плавку, не перевищує 30% від маси металошихти (звичайно 22...28%). Це обумовлене тепловим балансом плавки, коли витрата лома як охолоджувача плавки визначається різницею прибуткової й видаткової частин теплового балансу.

Продувку бажано припинити тоді, коли досягнуто необхідного вмісту вуглецю в металі  $[C]_m$ . Для даної сталі це значення не повинне перевищувати 0,07 % (по табл. 3.1).

У виробничих умовах, якщо після продувки реальна концентрація вуглецю не відповідає розрахунковим значенням, проводиться корекція; при високій концентрації вуглецю метал додувають, при низькій – у метал на випуску вводять вуглецевмісний матеріал (кокс, графіт і ін.). Однак будь-яка корекція є небажаною, тому що пов'язана з додатковими витратами матеріалів, енергії, часу й праці.

Температура металу наприкінці продувки залежить від вмісту вуглецю в металі, способу ковшевої обробки й способу розливання, тому що це визначає необхідний запас тепла металу для збереження його в рідкому стані аж до розливання останніх порцій металу. Дана температура ( $t_M$ ) дорівнює сумі температури початку затвердіння металу – температурі плавлення ( $t_{пл}$ ) і величині перегріву металу, що враховує втрати тепла від моменту випуску металу до закінчення розливання ( $t_{пер}$ ):

$$t_M = t_{пл} + t_{пер}, \quad (3.1)$$

У цьому випадку температуру плавлення металу можна визначити по формулі:

$$t_{пл} = 1539 - 80 \cdot [C]_M, \quad (3.2)$$

де 1539 – температура плавлення чистого заліза, °С;

$[C]_M$  – вміст вуглецю в металі в кінці продувки, %.

Величину перегріву металу можна вибирати у межах, вказаних в табл. 3.2.

Тоді:

$$t_{пл} = 1539 - 120 \cdot 0,05 = 1533 \text{ °С.}$$

Приймаємо середнє значення перегріву металу, рівним 120 °С ( по табл. 3.2). У результаті необхідна температура металу в конвертері наприкінці продувки повинна бути:

$$t_M = 1530,6 + 120 = 1653 \text{ °С.}$$

Таким чином, наприкінці продувки в конвертері необхідно одержати 200 т рідкого металу, що містить 0,05 % вуглецю, що має температуру 1653 °С.

Таблиця 3.2 – Величина необхідного перегріву металу в конвертері залежно від умов ковшової обробки й розливання [7]

Умови ковшової обробки й розливання	Величина перегріву металу
Розливання в виливниці зверху	75...85
Розливання в виливниці сифоном	90...110
Безперервне розливання з попередньою продувкою металу в ковші інертним газом	100...120
Безперервне розливання з попереднім вакуумуванням металу в ковші	110...130
Безперервне розливання з комбінованими способами ковшової обробки металу	120...150

### 3.1 Визначення витрати лома на плавку

Металевий лом є найважливішим, після рідкого чавуну, вихідним залізовмісним матеріалом конвертерної плавки. Він виконує роль основного охолоджувача процесу окисного рафінування, завдяки якому забезпечується необхідна температура металу. Маса лома повинна визначатися з умов балансу тепла конвертерної плавки. Надлишок тепла процесу витрачається на переробку еквівалентної маси лому.

Однак лом вносить хімічні елементи, що беруть участь в окисному рафінуванні, як і елементи чавуну. Тому величина маси лома використовується на початку розрахунків у рівняннях балансу елементів, а правильність вибору її може бути встановлена тільки наприкінці розрахунків при складанні теплового балансу плавки. Критерієм оцінки може служити розраховане значення температури металу.

Для початку розрахунків можна було б вибрати витрату лома довільно зі звичайно спостережуваного на практиці інтервалу значень (20...25%), провести всі розрахунки до визначення температури металу, зрівняти її з необхідною й повернутися до початку розрахунків, скорегувати величину витрати лома й

розрахунки повторити. Успіх розрахунків (кратність повторення) залежить від удалого первісного вибору.

Для швидкого наближення використовують емпіричні співвідношення між масою лома й різними відомими параметрами плавки. Їхня ефективність буде залежати від того, на скільки умови конкретної плавки відповідають умовам, при яких отримані розрахункові залежності. Можна використовувати наступну спрощену формулу, коли лом є єдиним охолоджувачем [7]:

$$G_{\text{л}} = 17,85 + 4,2 \cdot ([C]_{\text{ч}} - 4,0) + 7,6 \cdot ([Si]_{\text{ч}} - 0,5) + 0,034 \cdot (t_{\text{ч}} - 1330) + 17,0 \cdot (0,12 - [C]_{\text{м}}) + 0,049 \cdot (1650 - t_{\text{м}}), \quad (3.3)$$

де  $G_{\text{л}}$  – витрата лому на плавку, % (кг/100 кг металошихти);

$[C]_{\text{ч}}$ ,  $[Si]_{\text{ч}}$  – відповідно вміст вуглецю й кремнію в чавуні, %;

$t_{\text{ч}}$ ,  $t_{\text{м}}$  – відповідно температура чавуну й металу, °С.

Усі величини, що входять у цю формулу, відомі. Тому:

$$G_{\text{л}} = 17,85 + 4,2 \cdot (4,0 - 4,0) + 7,6 \cdot (0,6 - 0,5) + 0,034 \cdot (1400 - 1330) + 17,0 \cdot (0,12 - 0,07) + 0,049 \cdot (1650 - 1650,6) = 22\%.$$

У якості твердого окиснювача, що відіграє роль додаткового охолоджувача, використовуються окатиші. Оцінимо охолодну здатність цього матеріалу:

$$\sigma_{\text{то}} = 0,062 \cdot \text{Fe} - 0,014 \cdot (\text{FeO})_{\text{то}} - 0,633, \quad (3.4)$$

де  $\sigma_{\text{то}}$  – коефіцієнт еквівалентності твердого окиснювача як охолоджувача стосовно лому, кг/кг;

Fe – вміст заліза у твердому окиснювачі, %;

$(\text{FeO})_{\text{те}}$  – вміст FeO у твердому окиснювачі, %.

Приймаємо: Fe = 63,0%;  $(\text{FeO})_{\text{те}} = 1,0\%$ . Тоді:

$$\sigma_{\text{то}} = 0,062 \cdot 63,0 - 0,014 \cdot 1,0 - 0,633 = 3,26 \text{ кг/кг}.$$

Отже, 1 кг окатишів по охолодному ефекту еквівалентний 3,26 кг лома.



На плавку витрачається 0,6 % окатишів (або 0,6 кг на 100 кг металошихти). Виходить, витрата лома повинна бути зменшена відповідно до коефіцієнта еквівалентності на  $0,6 \cdot 3,26 = 1,96$  кг.

Таким чином, орієнтовна витрата лома на плавку складе:

$$23 - 1,96 = 21 \text{ кг.}$$

### 3.2 Розрахунки окиснення домішок металеві шихти

Для розв'язку цього завдання спочатку необхідно визначити середній хімічний склад металеві шихти й залишкові вмісти домішок у металі наприкінці продування.

Середній хімічний склад металеві шихти визначаємо відповідно до витрат чавуну й лома на плавку і їх хімічним складом. Тому що витрата лома була визначена раніше, то витрата чавуну ( $G_{\text{ч}}$ ) складе:

$$G_{\text{ч}} = 100 - 21 = 79 \text{ кг.}$$

Хімічний склад чавуну зазначено в табл. 3.3. Оцінимо склад металевого лома. Очевидно, він залежить від того, відходи яких марок сталей становлять лом. Часто відомості про це носять приблизний характер. Можна вважати, що лом має хімічний склад, близький до середнього складу сталей, що виплавляють вітчизняною металургією в найбільшій кількості – низьковуглецевих звичайної якості. У цьому випадку лом може містити 0,1...0,2% C; 0,20... 0,25% Si; 0,4... 0,5% Mn; менш 0,04% P і S.

Приймаємо (табл. 3.3, [8]):  $[C]_{\text{л}} = 0,1\%$ ;  $[Si]_{\text{л}} = 0,2\%$ ;  $[Mn]_{\text{л}} = 0,5\%$ ;  $[P]_{\text{л}} = 0,04\%$ ;  $[S]_{\text{л}} = 0,04\%$ .

Таблиця 3.3 – Хімічний склад металевих шихтових матеріалів

Матеріал	Масова частка елементів, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун рідкий	4,0	0,6	0,7	0,15	0,025
Лом металевий	0,1	0,2	0,5	0,4	0,04

Слід мати у на увазі, що у виробничих умовах разом з рідким чавуном у конвертер попадає так званий міксерний шлак. Це й частина доменного шлаку на поверхні чавуну, і матеріал футеровки міксерів, і продукти окиснення домішок чавуну, і ін. Міксерний шлак звичайно містить багато кислотних оксидів і сірки, а тому є небажаним матеріалом при виробництві сталі.

Технологією виплавки сталі передбачається видалення міксерного шлаку з поверхні чавуну перед заливанням його в конвертер. Проте, частина шлаку залишається й бере участь у формуванні конвертерного шлаку. Необхідно враховувати кількість і склад міксерного шлаку при розрахунках плавки. Звичайно буває відома сумарна маса чавуну й шлаку, тому що їх зважують у заливальному ковші загальною масою. Тому кількість міксерного шлаку оцінюють у відсотках до маси чавуну. До видалення шлаків із заливального ковша ця кількість становить 0,5...2,0%, а після скачування – 0,2...1,0 % до маси чавуну. Для розрахунків Приймаємо  $G_{\text{мш}} = 0,5\%$ . Однак будемо враховувати наявність міксерного шлаку тільки при формуванні конвертерного шлаку, зневажаючи його впливом на середній склад металошихти.

Подібне зауваження відноситься й до якості металевого брухту. Брухт завжди частково окиснений з поверхні й надходить у конвертер з деякою кількістю сміття: піском (основний компонент –  $\text{SiO}_2$ ) і глиною ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). Окисленість і засміченість брухту оцінюють у відсотках до маси брухту, що становить у межах 0,5...2,0% для кожного. Щодо невелика витрата брухту на плавку дозволяє зневажити впливом окалини й сміття в брухті при спрощених розрахунках.

З урахуванням цих зауважень розрахунки середнього хімічного складу шихти представлений у табл. 3.4.

Визначимо залишковий вміст домішок у металі наприкінці продування. Вміст вуглецю був установлений раніше:  $[\text{C}]_{\text{м}} = 0,05\%$ .

Кремній при виплавці сталі в конвертері з основною футеровкою видалиться практично повністю, тому  $[\text{Si}]_{\text{м}} = 0\%$ .

Марганець, фосфор і сірка під час продування частково видаляються з металу. Ступінь їх видалення залежить від умов ведення плавки (складу шлаків і

металу, їх температури) і моменту закінчення продування. Звичайно спостережувані значення ступеня видалення елементів наведені в табл. 3.5 [7].

Таблиця 3.4 – Ступінь видалення елементів (%) з металу за час продування в кисневому конвертері

Хімічний елемент	Вміст вуглецю в металі наприкінці продування, %		
	<0,10	0,10...0,25	> 0,25
Марганець	80...85	75...80	70...75
Фосфор	90...95	85...90	80...85
Сірка	45...50	40...45	35...40

Для умов розрахунку при  $[C]_M = 0,05\%$  відповідно до даних таблиці Приймаємо ступінь видалення марганцю 83%, фосфору 93% і сірки 47%. Тоді:

$$[Mn]_M = 0,66 (100 - 83)/100 = 0,111 \text{ кг};$$

$$[P]_M = 0,128 \cdot (100 - 93)/100 = 0,0089 \text{ кг};$$

$$[S]_M = 0,027 \cdot (100 - 47)/100 = 0,014 \text{ кг}.$$

Розрахунки окиснення домішок шихти представлений у табл. 3.5.

Таблиця 3.5 – Розрахунки окиснення домішок шихти

Розрахунковий показник	C*			Si	Mn	P	S**	Разом
	Усього	Окисниться до CO	Окисниться до CO <sub>2</sub>					
Міститься в шихті, кг	3,18	-	-	0,51	0,66	0,128	0,027	-
Залишається після продування, кг	0,05	-	-	0,000	0,111	0,0089	0,014	-
Видаляється при продуванні, кг	3,13	3,15·0,9 =2,84	3,15·0,1 =0,31	0,51	0,55	0,119	0,013	4,34
Потрібно кисню, кг м <sup>3***</sup>	-	2,84·16/12= 3,79 2,65	0,31·2·16/12= 0,83 0,58	0,51·2· 16/28= 0,58 0,41	0,55· 16/55 = 0,16 0,11	0,119· 5·16/ (2·31)= 0,153 0,107	- -	5,51 3,86
Утворюється оксидів, кг	-	6,63	1,14	1,09	0,71	0,272	0,013	9,855

\* приймаємо, що 90% вуглецю, що віддаляється при продуванні, окислиться до CO, а 10% – до CO<sub>2</sub>, залишкові вмісти вуглецю в металі в % і кг відрізняються несуттєво, тому що вихід рідкого металу звичайно становить 90...92%.

\*\* приймаємо, що вся сірка, що віддаляється з металу, переходить у шлак, зневажаючи малою кількістю її окиснення до газоподібних продуктів.

\*\*\* перерахування в м<sup>3</sup> проводиться з умови, що 32 кг кисню займають обсяг 22,4 м<sup>3</sup>.

### 3.3 Розрахунки кількості й складу шлаків

Шлак утворюється в результаті окиснення домішок металеві шихти й розчинення неметалічних матеріалів. Необхідно визначити кількість і склад шлаку, що утворюється.

Приймаємо: витрата плавикового шпату – 0,2 кг; твердого окиснювача (окатишів) – 0,6 кг; міксерного шлаку – 0,5% до маси чавуну або  $80 \cdot 0,5/100 = 0,4$  кг. Приймаємо витрату робочого шару футеровки конвертера на кожен плавку 0,5 кг/100 кг металошихти, що дозволяє мати стійкість футерівки 850...900 плавок. Звичайно робочий шар футерівки виконують зі смолодоломиту ( $MgO=35...50\%$ ;  $CaO=45...65\%$ ), периклазографіту ( $MgO$  не менш 72% і вуглецю 6...20% або  $MgO$  не менш 84% і вуглецю 6... 14%). У якості матеріалу футеровки виберемо смоломагнезитодоломіт.

Для вибору складу окатишів визначимо вміст  $Fe_2O_3$  у них за заданими значенням  $Fe$  і  $FeO$ :

$$Fe_2O_3 = (63,0 - 1,0 \cdot 56/72) \cdot 160/112 = 88,89\%.$$

Витрату вапна будемо визначати розрахунками по балансу оксидів  $CaO$  й  $SiO_2$ . Кількість і склад неметалічних матеріалів, необхідних для подальших розрахунків, зведені в табл. 3.6.

Таблиця 3.6 – Кількість і склад неметалічних матеріалів, що використані у розрахунках конвертерної плавки

Матеріал	Витрата на плавку, %	Утримується в металі, %						
		CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Feo	П.п.п.*	Інші	Разом
Вапно	Визначається розрахунками	85,0	1,0	–	–	5,0	9,0	100
		5,0	15,0	–	–	–	80,0	100
Плавиковий шпат	0,2							
Твердий окиснювач	0,6	2,0	4,0	88,9	1,0	–	3,0	100
Футеровка конвертера	0,5	30,0	3,0	2,0	–	–	65,0	100
Міксерний шлак	0,4	35,0	40,0	1,0	6,0	–	18,0	100

Витрату вапна визначимо по формулі:

$$G_{из} = \frac{100 \cdot (B \cdot (\sum SiO_2) - (\sum CaO))}{(CaO)_{из} - B \cdot (SiO_2)_{из}}, \quad (3.5)$$

де  $G_{из}$  – витрата вапна, кг/100 кг металошихти;

$B$  – основність шлаку;

$(SiO_2)$  – потрапляння у шлак  $SiO_2$  із усіх джерел, крім вапна, кг;

$(\sum CaO)$  – те ж,  $CaO$ , кг;

$(CaO)_3$  – вміст  $CaO$  у вапні, %;

$(SiO_2)_{из}$  теж  $SiO_2$ , %.

Основність шлаку звичайно змінюється в межах 2,5...4,0 ( найчастіше 3,0...3,5). Для більш глибокого видалення сірки й фосфору прагнуть мати максимальну основність, але, що не приводить до погіршення рідкоподвижності шлаку.

Приймаємо  $B = 3,5$ .

Тоді:

$$G_{из} = \frac{100 \cdot [3,5 \cdot 1,320 - 0,312]}{85,0 - 3,5 \cdot 1,0} = 4,33 \text{ кг.}$$

У процесі продування оксиди заліза надходять у шлаки при окисненні заліза металевого розплаву киснем дуття й при розчиненні неметалічних матеріалів. Частина оксидів заліза бере участь у процесах окисного рафінування. Вміст оксидів заліза в шлаку наприкінці продування залежить від співвідношення процесів їх утворення й витрати. У свою чергу ці процеси залежать від конкретних параметрів плавки.

Для спрощення розрахунків умовно будемо вважати, що всі оксиди заліза, що надходять у конвертерну ванну з неметалічними матеріалами, повністю розкладаються на залізо, що переходить у рідкий метал, і кисень, що брав участь в окисненні домішок. У той же час оксиди заліза шлаків утворюються за рахунок окиснення заліза металевого розплаву киснем дуття.

За даними таблиць приймаємо  $\text{FeO}=20\%$  і  $\text{Fe}_2\text{O}_3=7\%$ . На всі інші оксиди шлаків у кількості 7,314 кг доводиться  $100 - (20+7)=73\%$ . Звідси визначаємо загальну кількість шлаків:  $7,314 \cdot 100/73 = 10,019$  кг.

При виплавці сталі 08Ю кінцевий шлак конвертерної плавки повинен містити не більш  $7\% \text{SiO}_2$ . Для одержання зазначеного вмісту  $\text{SiO}_2$  у шлаках плавку сталі в конвертері слід вести з видаленням проміжного шлаку після введення приблизно  $1/3$  від розрахункової кількості кисневого дуття.

### 3.4 Розрахунки витрати дуття

У якості дуття для продування металу зверху використовуємо технічно чистий кисень зі вмістом  $99,5\%$  кисню. Витрату дуття визначимо по балансу кисню, враховуючи, що крім дуття, кисень надходить у ванну при розкладанні оксидів заліза неметалічних матеріалів, а витрачається не тільки на окиснення домішок металу, але й на допалювання частини  $\text{CO}$  до  $\text{CO}_2$ , окиснення заліза, а також частково розчиняється в металі й губиться в газову фазу на початку продування.

Раніше була визначена потреба в кисні для окиснення домішок металу (табл. 3.6):  $5,51$  кг або  $3,86 \text{ м}^3$ . Визначимо витрату кисню на окиснення заліза.

Для їхнього утворення  $\text{FeO}$  ( $2,004$  кг) і  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  ( $0,700$  кг) у шлаку буде потрібно кисню:

$$2,004 \cdot 16/72 + 0,700 \cdot 48/160 = 0,321 \text{ кг або } 0,321 \cdot 22,4/32 = 0,22 \text{ м}^3.$$

При цьому окислиться заліза:

$$2,004 + 0,700 - 0,321 = 2,383 \text{ кг.}$$

Визначимо витрату кисню на допалювання  $\text{CO}$ . Залежно від положення фурми щодо поверхні металу  $5 \dots 15\%$ , а при використанні двох'ярусних фурм до  $25\%$ ,  $\text{CO}$  що утворюється окислиться до  $\text{CO}_2$ . Приймаємо:  $10\%$   $\text{CO}$  окислиться до  $\text{CO}_2$ .

По реакції  $\{CO\} + 0,5 \{O_2\} = \{CO_2\}$  на кожні 28 кг CO потрібно 16 кг або  $11,2 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ .

Оскільки при окисненні вуглецю утворювалося 6,63 кг CO (табл.3.6), то для окиснення 10 % цієї кількості (0,663 кг) буде потрібно кисню:

$$0,663 \cdot 16/28 = 0,379 \text{ кг або } 0,379 \cdot 22,4/32 = 0,265 \text{ м}^3.$$

З неметалічними матеріалами надходить 0,03 кг FeO і 0,458 кг Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

При їхнім повному засвоєнні утворюється кисню:

$$0,03 \cdot 16/72 + 0,458 \cdot 48/160 = 0,144 \text{ кг або } 0,144 \cdot 22,4/32 = 0,101 \text{ м}^3.$$

При цьому відновлюється заліза:

$$0,03 + 0,458 - 0,144 = 0,344 \text{ кг.}$$

Тепер визначимо загальну потребу в кисні дуття для окисного рафінування ( $V_k$ ):

$$V_k = 5,510 + 0,321 + 0,379 - 0,144 = 6,066 \text{ кг або } 4,246 \text{ м}^3.$$

Звичайно 5...10% від цієї кількості (Приймаємо 8%) припадає на втрати кисню в газову фазу й розчинення його в металі з урахуванням вмісту кисню дуття (99,5%). Визначимо загальну витрату дуття ( $V_d$ ):

$$V_d = (6,066 \cdot 8/100 + 6,066) \cdot 100/99,5 = 6,584 \text{ кг или } 4,609 \text{ м}^3.$$

Надлишок дуття приблизно складе  $6,584 \cdot 8/100 = 0,527 \text{ кг}$ .

### **3.5 Розрахунки виходу рідкої сталі перед розкисленням і складання матеріального балансу плавки**

Спочатку складемо баланс металу за період окисного рафінування.

Прихід металу складається з 100 кг металошихти (чавуну й брухту) і заліза, відновленого з неметалічних матеріалів.



Видаткова частина балансу металу містить у собі маси домішок, що окислилися (4,340 кг, по табл. 3.6), заліза (2,383 кг), втрати металу з виносоми й викидами (звичайно 1...2%, Приймаємо 1 кг), масу міксерного шлаку (0,4 кг) і втрати заліза з пилом.

Масу заліза, що губиться з пилом, можна визначити по формулі:

$$G_{\text{п}} = 0,00001 \cdot V_{\text{г}} \cdot K_{\text{п}} \cdot Fe_{\text{п}}, \quad (3.6)$$

де  $G_{\text{п}}$  – маса заліза, що губиться з пилом під час продування, кг;

$V_{\text{г}}$  – обсяг газів, що утворюються,  $\text{м}^3$ ;

$K_{\text{п}}$  – концентрація пилу в газі,  $\text{г}/\text{м}^3$  (звичайно 150...250  $\text{г}/\text{м}^3$ );

$Fe_{\text{п}}$  – вміст заліза в пилу, % (звичайно 60...80%).

У процесі продування газу утворюються в результаті окиснення вуглецю й вступу втрат при прожарюванні з неметалічних матеріалів (вступом азоту з дуття зневажаємо). Маса, обсяг і склад газів, що утворюються, визначаються в табл. 3.7.

Приймаємо  $K_{\text{п}} = 200 \text{ г}/\text{м}^3$ ,  $Fe_{\text{п}} = 70\%$ .

Таблиця 3.7 – Розрахунки кількості газоподібних продуктів плавки

Джерело вступу		Кількість, кг		
		CO	CO <sub>2</sub>	Усього
Окиснення вуглецю		6,630	1,140	7,770
Вапно		-	$4,33 \cdot 5/100 = 0,216$	0,216
Допалювання частини CO		-0,663	$0,663 \cdot 44/28 = 1,042$	0,379
Дуття знизу		-	-	-
Разом	кг	5,967	2,398	8,365
	$\text{м}^3$	$5,967 \cdot 22,4/28 = 4,774$	$2,398 \cdot 22,4/44 = 1,221$	5,995
Состав газу, %		79	21	100,0

Тоді  $G_{\text{п}} = 0,00001 \cdot 5,995 \cdot 200 \cdot 70 = 0,839 \text{ кг}$ .

Таким чином, вихід рідкого металу перед розкисненням ( $G_{\text{м}}$ ) складе:

$$G_{\text{м}} = 100 + 0,344 - 4,340 - 2,383 - 1,0 - 0,4 - 0,839 = 91,38 \text{ кг}.$$

Склад сталі перед розкисненням:

$$[\text{C}] = 0,05\%; \quad [\% \text{Mn}] = 0,111;$$

$$[\text{Si}] = \text{сліди}; \quad [\% \text{P}] = 0,0089;$$

$$[\% \text{S}] = 0,014;$$

Матеріальний баланс плавки зведемо в табл. 3.8.

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс плавки

Задане		Отримане	
Найменування	кг	Найменування	кг
Чавун рідкий	79,000	Метал рідкий	91,380
Брухт металевий	21,000	Шлаки	10,019
Окатиші	0,600	Газ	8,365
Вапно	4,330	Надлишок дуття зверху	0,527
Плавииковий шпат	0,200	Виноси й викиди	1,000
Дуття:		Втрати заліза з пилом	0,839
зверху	6,584		
Футеровка конвертера	0,500		
Відхилення	0,084		
Разом	112,214	Разом	112,214

### 3.6 Розрахунки розкислення сталі і її хімічного складу

Розкислення сталі проводиться різними видами феросплавів при випуску металу в ківш.

Для розкислення використовується марганець металевий - ГОСТ 6008-90 марки Mn998 і алюміній – ГОСТ 29598, склад яких наведено в табл. 3.9.

Таблиця 3.9 – Хімічний склад обраних розкислювачів

Феросплав	Марка	Вміст елементів, %						
		C	Mn	Si	P	Fe	Al	S
Mn <sub>мет</sub>	Mn998	0,04	99,8	0	0,003	0	0	0
Алюміній		0	0	0	0	0	100	0

Витрату феросплаву визначаємо по формулі:

$$G_{\phi} = \frac{100 \cdot G_M \cdot ([E]_C - [E]_M)}{[E]_{\phi} \cdot (100 - U_e)}$$

де  $G_{\phi}$  – витрата феросплаву, кг;

$[E]_C$  – середній вміст елемента в заданій марці сталі, %;

$[E]_M$  – залишковий вміст елемента в металі наприкінці продування, %;

$[E]_{\phi}$  – вміст елемента у феросплаві, %;

$U_e$  – вигар елемента при розкисленні, %.

Визначимо витрату марганцю.

Відомо;  $G_M=91,38$  кг;  $[Mn]_C=0,25\%$ ;  $[Mn]_M=0,111$  кг;  $[Mn]_{фМ} = 99,8\%$ .

Приймаємо угар марганцю 13%. Тоді:

$$G_{фМ} = \frac{100 \cdot 91,38 \cdot (0,25 - 0,111)}{99,8 \cdot (100 - 13)} = 0,146 \text{ кг.}$$

Витрата алюмінію: відомо;  $G_M=91,38$  кг;  $[Al]_C=0,05\%$ ;  $[Al]_M=0$  кг;  $[Al]_{фМ} = 100\%$ . Приймаємо угар алюмінію 85%. Тоді:

$$G_{фМ} = \frac{100 \cdot 91,38 \cdot (0,05 - 0)}{100 \cdot (100 - 85)} = 0,228 \text{ кг.}$$

Визначимо збільшення маси рідкої сталі після розкислення:

$$0,146 \cdot \frac{99,38}{100} \cdot \frac{100 - 13}{100} = 0,126 \text{ кг}$$

$$0,228 \cdot 0,2 = 0,0456$$

Отже, маса рідкого металу після розкислення буде:

$$91,38 + 0,126 + 0,0456 = 91,55 \text{ кг}$$

Склад сталі після розкислення:

$$\begin{array}{ll} [%C] = 0,07; & [%Mn] = 0,25; \\ [%Si] = 0,000; & [%Al] = 0,05; \\ [%P] = 0,009; & [%S] = 0,010; \\ [%Fe] = 99,65 & \end{array}$$

### **3.7 Розрахунки витрати матеріалів на всю плавку й виходу продуктів плавки**

Оскільки з 100 кг металошихти виходить 91,38 кг рідкого металу. Відповідно до завдання необхідно зробити в конвертері 200 т цього металу. Звідси визначимо витрату металошихти на плавку ( $G_{мш}$ ):

$$G_{мш} = 180 \cdot 100 / 91,38 = 196,98$$

Тому що в металошихти втримується 79,0% рідкого чавуну, то його витрата на плавку складе:

$$G_{\text{ч}} = G_{\text{мш}} \cdot 79/100 = 196,98 \cdot 79/100 = 155,61 \text{ т.}$$

Тоді на плавку буде потрібно лома:

$$G_{\text{л}} = G_{\text{мш}} - G_{\text{ч}} = 196,98 - 155,61 = 41,37 \text{ т.}$$

Витрата інших твердих матеріалів або вихід рідких продуктів плавки визначимо по формулі

$$G_i = G_{\text{мш}} \cdot g_i/100, \quad (3.7)$$

де  $G_i$  – витрата будь-якого твердого матеріалу (вихід рідкого продукту плавки), т;

$g_i$  – те ж, кг/100 кг або%.

Для газоподібних матеріалів ця формула має вигляд

$$G_{\text{г}} = 10 \cdot g_{\text{г}} \cdot G_{\text{мш}}, \quad (3.8)$$

де  $G_{\text{г}}$  – витрата (вихід) газу, м<sup>3</sup>;

$g_{\text{г}}$  – те ж, м<sup>3</sup>/100 кг металошихти.

Тоді на плавку буде потрібно:

Вапна

$$196,98 \cdot 4,33/100 = 8,53 \text{ т.}$$

Окатишів

$$196,98 \cdot 0,6/100 = 1,18 \text{ т.}$$

Плавикового шпату

$$196,98 \cdot 0,2/100 = 0,39 \text{ т.}$$

Дугтя зверху

$$196,98 \cdot 10 \cdot 4,609 = 9078,81 \text{ м}^3.$$

Марганцю металевого

$$196,98 \cdot 0,063/100 = 0,228 \text{ т.}$$

Алюмінію

$$196,98 \cdot 0,034 / 100 = 0,126 \text{ т.}$$

Вихід продуктів плавки складе:

Рідкої сталі

$$196,98 \cdot 91,44 / 100 = 180,12 \text{ т.}$$

Шлаку

$$196,98 \cdot (10,019 + 0,009 + 0,015) / 100 = 19,78 \text{ т.}$$

Газу

$$196,98 \cdot 10 \cdot (5,995 + 0,0047 \cdot 22,4 / 28) = 11816,35 \text{ м}^3.$$

Пилу

$$196,98 \cdot 0,839 / 100 = 1,65 \text{ т.}$$

Виносів і викидів

$$196,98 \cdot 1,0 / 100 = 1,97 \text{ т.}$$

### 3.8 Складання теплового балансу плавки й визначення температури металу

Прихід тепла

а) фізичне тепло рідкого чавуну:

$$Q_{\text{ч}} = G_{\text{ч}} / (61,9 + 0,88 \cdot t_{\text{ч}}), \quad (3.9)$$

де  $Q_{\text{ч}}$  – фізичне тепло рідкого чавуну, кДж;

$t_{\text{ч}}$  – температура рідкого чавуну, °С.

Відомо:  $G_{\text{ч}} = 79,0$  кг;  $t_{\text{ч}} = 1400$  °С, тоді

$$Q_{\text{ч}} = 79,0 \cdot (61,9 + 0,88 \cdot 1400) = 102218,1 \text{ кДж.}$$

б) тепловий ефект реакцій окиснення домішок шихти:

$$Q_{\text{х}} = 14770 \cdot [C]_{\text{ок}} + 26970 \cdot [\text{Si}]_{\text{ок}} + 7000 \cdot [\text{Mn}]_{\text{ок}} + 21730 \cdot [\text{P}]_{\text{ок}}, \quad (3.10)$$

де  $Q_{\text{х}}$  – тепло від окиснення домішок металошихти, кДж;

$[C]_{\text{ок}}$  – кількість вуглецю, що окиснився, кг;

$[Si]$  кількість, кремнію, що окиснився, кг;

$[Mn]$  кількість, марганцю, що окиснився, кг;

$[P]$  кількість, фосфору, що окиснився, кг;

Відомо:  $[C]_{\text{ок}} = 3,15$  кг;  $[Si]_{\text{ок}} = 0,51$  кг;  $[Mn]_{\text{ок}} = 0,55$  кг;  $[P]_{\text{ок}} = 0,119$  кг, тоді:

$$Q_x = 14770 \cdot 3,15 + 26970 \cdot 0,51 + 7000 \cdot 0,55 + 21730 \cdot 0,119 = 66716,07 \text{ кДж.}$$

в) хімічне тепло утворення оксидів заліза шлаків:

$$Q_{\text{Fe}} = 3707 \cdot G_{\text{FeO}} + 5278 \cdot G_{\text{Fe}_2\text{O}_3}, \quad (3.11)$$

де  $Q_{\text{Fe}}$  – тепловий ефект від окиснення заліза, кДж;

$G_{\text{FeO}}$  – кількість FeO у шлаках, кг;

$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – кількість FeO у шлаках, кг.

Відомо:  $G_{\text{FeO}} = 2,004$  кг;  $G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 0,700$  кг.

Тоді

$$Q_{\text{Fe}} = 3707 \cdot 2,004 + 5278 \cdot 0,700 = 11123,4 \text{ кДж.}$$

г) тепловий ефект реакцій шлакоутворення:

$$Q_{\text{шо}} = 628 \cdot G_{\text{CaO}} + 1464 \cdot G_{\text{SiO}_2}, \quad (3.12)$$

де  $Q_{\text{шо}}$  – тепло утворення сполук у шлаках, кДж;

$G_{\text{CaO}}$  – кількість CaO в шлаках, кг;

$G_{\text{SiO}_2}$  – кількість SiO<sub>2</sub> в шлаках, кг.

Відомо:  $G_{\text{CaO}} = 3,992$  кг;  $G_{\text{SiO}_2} = 1,363$  кг.

Тоді:

$$Q_{\text{шо}} = 628 \cdot 3,992 + 1464 \cdot 1,363 = 4502,4 \text{ кДж.}$$

д) тепло допалювання CO:

$$Q_{\text{CO}} = 10100 \cdot G_{\text{co}} \cdot Z,$$

де  $Q_{CO}$  – хімічне тепло окиснення CO, кДж;

$G_{CO}$  – кількість CO конвертера, що допалюється в порожнині, кг;

$Z$  – частка тепла, переданого конвертерній ванні (звичайно  $Z = 0,1 \dots 0,3$ ).

Відомо:  $G_{CO} = 0,663$  кг. Приймаємо  $Z = 0,2$ . Тоді:

$$Q_{CO} = 10100 \cdot 0,663 \cdot 0,2 = 1339,3 \text{ кДж.}$$

Загальний прихід тепла становить:

$$102218,1 + 66716,07 + 11123,4 + 4502,4 + 1339,3 = 185899,27 \text{ кДж.}$$

Витрата тепла

а) фізичне тепло рідкого металу:

$$Q_M = (54,8 + 0,84 \cdot t_M) \cdot G_M, \quad (3.13)$$

де  $Q_M$  – теплоємність рідкого металу, кДж;

$G_M$  – вихід рідкого металу, кг;

$t_M$  – розрахункова температура металу, °C.

Відомо:  $G_M = 91,38$  кг. Тоді:

$$q_M = (54,8 + 0,84 \cdot t_M) \cdot 91,38 = 5007,6 + 76,76 t_M.$$

б) фізичне тепло шлаків:

$$Q_{ш} = (2,09 \cdot t_M - 1379) \cdot G_{ш}, \quad (3.14)$$

де  $Q_{ш}$  – теплоємність рідкого шлаку, кДж;

$G_{ш}$  – кількість шлаку, що утворюється, кг.

Відомо:  $G_{ш} = 10,019$  кг. Тоді:

$$Q_{ш} = (2,09 \cdot t_M - 1379) \cdot 10,019 = 20,94 \cdot t_M - 13816,2 \quad (3.15)$$

в) фізичне тепло газів, що відходять:



$$Q_{\Gamma} = (1,32 \cdot t_{\Gamma} - 220) \cdot (G_{CO} + G_{CO_2}), \quad (3.16)$$

де  $Q_{\Gamma}$  – тепломісткість газів, що утворюються, кДж;

$t_{\Gamma}$  – середня температура газів, що відходять, °С;

$G_{CO}$  – кількість CO, що утворюється, кг;

$G_{CO_2}$  – кількість CO<sub>2</sub>, що утворюється, кг.

Відомо:  $G_{CO}=5,967$  кг;  $G_{CO_2}=2,398$  кг. Приймаємо  $t_{\Gamma} = 2000$  °С. Тоді:

$$Q_{\Gamma} = (1,32 \cdot 2000 - 220) \cdot (5,967 + 2,398) = 20243,3 \text{ кДж.}$$

г) витрати тепла на розкладання оксидів заліза неметалічних матеріалів.

Ця стаття теплового балансу розраховується по формулі, аналогічній для розрахунків  $Q_{Fe}$  у прибутковій частині цього балансу. Для розрахунків ураховують тільки оксиди заліза, що надходять у конвертер з неметалічними матеріалами:

$$Q_{Fe} = 3707 \cdot 0,03 + 5278 \cdot 0,458 = 2529 \text{ кДж.}$$

д) втрати тепла з виносом і викидами:

$$Q_B = (54,8 + 0,84 \cdot t_{mc}) G_B, \quad (3.17)$$

де  $Q_B$  – втрати тепла з виносом і викидами, кДж;

$G_B$  – загальна кількість виносів і викидів, кг;

$t_{mc}$  – середня температура металу, °С (звичайно найбільші виноси і викиди спостерігаються в період максимальної швидкості окиснення вуглецю, коли температура металу перебуває в інтервалі 1500...1600 °С).

Відомо;  $G_B = 1,0$  кг. Приймаємо  $t_{mc} = 1550$  °С. Тоді:

$$Q_B = (54,8 + 0,84 \cdot 1550) \cdot 1,0 = 1357 \text{ кДж.}$$

е) витрати тепла на пилоутворення ( $Q_{\Pi}$ ):

$$Q_{\Pi} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\Gamma}) \cdot G_{\Pi}, \quad (3.18)$$

Відомо:  $t_r = 2000 \text{ }^\circ\text{C}$ ;  $G_{\text{п}} = 0,839 \text{ кг}$ . Тоді:

$$Q_{\text{п}} = (54,8 + 0,84 \cdot 2000) \cdot 0,839 = 1455,49 \text{ кДж.}$$

ж) тепло на розкладання карбонатів:

$$Q_{\text{к}} = 4038 \cdot G_{\text{к}}, \quad (3.19)$$

де  $Q_{\text{к}}$  – тепло, що витрачається на розкладання карбонатів (на випал вапняка, що недорозклався, в вапна – недопалу)

$G_{\text{к}}$  – кількість  $\text{CO}_2$  у вапні, кг.

Відомо:  $G_{\text{к}} = 0,216 \text{ кг}$ . Тоді:

$$Q_{\text{к}} = 4038 \cdot 0,216 = 872,21 \text{ кДж.}$$

з) Теплові втрати.

У цю статтю ( $Q_{\text{тп}}$ ) включають усі види теплових втрат і невраховані статті витрати тепла. Звичайно вони становлять 2...4% від загального приходу тепла. Приймавши величину теплових втрат, рівною 3% від приходу тепла, одержимо:

$$Q_{\text{тп}} = 185899,27 \cdot 3/100 = 5576,98 \text{ кДж.}$$

Загальна витрата тепла складе

$$5007,6 + 76,76t_{\text{м}} + 20,94 \cdot t_{\text{м}} - 13816,2 + 20243,3 + 2529 + 1357 + 1455,49 + 872,21 + 5576,98 = 23225,38 + 97,7t_{\text{м}}.$$

Порівнявши приходну й витратні частини теплового балансу, визначаємо температуру рідкого металу в кінці продувки:

$$t_{\text{м}} = \frac{185899,27 - 23225,38}{97,7} = 1660,0 \text{ }^\circ\text{C}$$

Визначимо величину перегріву металу над температурою початку затвердіння:

$$t_{\text{пер}} = 1660,0 - 1530 = 130 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Підставивши знайдене значення температури металу наприкінці продування в статті «а» і «б» витрати тепла, складемо тепловий баланс плавки в конвертері (табл. 3.10).

Таблиця 3.10 – Тепловий баланс плавки в конвертері

Статті приходу	Прихід тепла		Статті витрати	Витрата тепла	
	Кількість			Кількість	
	кДж	%		кДж	%
Фізичне тепло рідкого чавуну	102218,1	55,0	Фізичне тепло рідкого металу	132813,0	70,3
Тепловий ефект реакцій окиснення домішок	66716,07	35,0	Фізичне тепло шлаків	21048,9	12,6
Хімічне тепло утворення оксидів заліза шлаку	11123,4	6,7	Фізичне газів, що тепло відходять	20243,3	10,7
Тепловий ефект реакцій шлакоутворення	4502,4	2,7	Витрати тепла на розкладання оксидів заліза неметалічних матеріалів	2529	1,3
Тепло допалювання СО	1339,3	0,6	Втрати тепла з виносом й викидами	1357	0,7
			Витрати тепла на пилоутворення	1455,49	0,8
			Тепло на розкладання карбонатів	872,21	0,6
			Теплові втрати	5576,98	3,0
Разом	185899,27	100,0	Разом	185899,27	100

## 4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 4.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки

#### 4.1.1 Рідкий чавун

Чавун для більшості сталеплавильних процесів є основною складовою шихти. Застосовується він, в основному, в рідкому стані але іноді в твердому [3].

Технологія і показники конверторної плавки в значній мірі залежать від хімічного складу і температури чавуну, що визначаються умовами транспортування чавуну і його позадоменної обробки. Для киснево-конвертерного процесу застосовують чавун такого складу: 3,9-4,5% С; 0,5-1,0% Si; 0,1-1,5% Mn; 0,03-0,06% S; 0,05-0,15% P [2].

Відповідно до ДСТУ 805-80 переробний чавун підрозділяють на дві марки П1 і П2, що різняться вмістом кремнію: 0,5-0,9 і <0,5% відповідно. Кожну марку підрозділяють на три групи по вмісту марганцю (<0,5; 0,5-1; 1-1,5% відповідно в групах I, II, III); на три класи по вмісту фосфору (не більше 0,1; 0,2 і 0,3% відповідно в класах А, Б, В) і на п'ять категорій по вмісту сірки (не більше 0,01, 0,02, 0,03, 0,04, і 0,05 відповідно в категоріях I, II, III, IV, V) [1].

*Кремній.* Вміст кремнію в чавуні робить істотний вплив на хід процесу. Підвищення вмісту кремнію в чавуні до ~0,5 % сприяє ранньому шлакоутворенню і нагріву ванни, що дозволяє збільшити долю металевого лому в шихті. Подальше підвищення вмісту кремнію приводить до зменшення виходу рідкої сталі унаслідок необхідності підвищення витрати вапна, збільшенню кількості шлаку і втрат з ним заліза. З підвищенням вмісту кремнію в чавуні від 0,5 до 1,0 % вихід рідкої сталі зменшується приблизно на 0,5 % від маси металу [4].

*Марганець.* Протягом багатьох років вважалось, що чавун для переробки в кисневих конвертерах повинен містити 0,3-0,7% Mn. В останні роки думку про оптимальний вміст марганцю в чавунах переглянуто з урахуванням наступних міркувань:

- більша частина марганцю при конвертерній плавці окислюється й безповоротно губиться у вигляді MnO зі шлаком, що зливається;
- виплавка чавунів з підвищеним (0,5-0,7% і більше) вмістом марганцю вимагає добавки марганцевої руди в шихту доменних печей;
- чорна металургія й інші галузі промисловості зазнають гостру нестачу марганцю й марганцевих руд, визнаних стратегічною сировиною [1].

*Фосфор.* Вміст фосфору у чавуні >0,2 % значно ускладнює технологію плавки. Для одержання високоякісної сталі, в якій P<0,02 %, необхідно в середині продувки скачувати шлак і наводити новий, що знижує продуктивність конвертера, вихід рідкої сталі і стійкість футеровки. Якщо вміст фосфору в чавуні <0,15 %, то можна працювати без спуску первинного шлаку [2].

*Сірка.* Сірка в чавуні дуже шкідлива домішка, яку важко видалити, тому в сталеплавильних процесах сірка повинна мати можливо меншу концентрацію, принаймні не більше 0,03-0,04%. Умови для видалення сірки з металу несприятливі внаслідок високої окисленості конвертерного шлаку [1].

*Вуглець.* Чавун за вмістом вуглецю є насиченим розчином, а розчинність вуглецю в рідкому залізі залежить від температури і вмісту інших домішок. Домішки, вступаючи в реакцію з рідким залізом (Si, P та ін.), зменшують розчинність вуглецю, а карбідоутворювальні домішки (Mn, Cr та ін.) підвищують її. Мінімальна розчинність вуглецю в чистому рідкому залізі близько 4,3%. З підвищенням температури вона зростає, досягаючи при 1600°C до 5,7%. Враховуючи, що вміст вуглецю в чавуні є залежною перемінною, він у вимоги держстандартів і технічних умов не включається. Проте для підвищення точності управління плавкою в будь-якому агрегаті, особливо в кисневому, необхідне знання цього параметра. Тому визначення вмісту вуглецю в чавуні є обов'язковим [3].

Приблизно вміст у чавуні вуглецю визначається по формулі:

$$C = 4,8 + 0,03[\%Mn] - 0,27[\%Si] - 0,32[\%P] - 0,032[\%S] \quad (4.1)$$

Температура чавуну повинна бути не нижче 1320°C у цехах зі стаціонарними міксерами й не нижче 1350°C при використанні ковшів міксерного типу. При

більш низькій температурі чавуну вповільнюється розчинення вапна й процес шлакоутворення.

#### 4.1.2 Сталевий брухт

У будь-якій промислово розвиненій державі щорічно утворюється значна кількість залізомісткого брухту. Збір цього брухту та його переробка з метою раціонального використання важлива задача. Для її вирішення існує спеціальна галузь – сталевобрухтопереробна промисловість.

Для переведення брухту в стан, що підходить для використання при виплавці сталі, існує спец обладнання та технологія. Крупногабаритний брухт піддають розбивці на копрі, різці на ножицях, ломці на гідравлічних пресах, вогневій різці і вибуховому розділенню; сталеву стружку дроблять, брикетують, пакетують; чавунну стружку – брикетують, стружку із легованої сталі переплавляють; легковагий брухт піддають пакетуванню [8].

Відповідно до ГОСТ 2787-75 сталевий брухт підрозділяють на дві категорії: вуглецевий (позначається буквою А) і легований (позначається буквою Б). По якості категорії А і Б розділяють на 28 видів (брухт кусковий, дрібний кусковий, пакети, брикети зі стружки, негабаритний брухт і т.д.); крім того, категорію Б розділяють на 67 груп по вмісту легуючих елементів.

Брухт, що використовується повинен відповідати ГОСТу 2787-75 і ТУ 14-10-38-83. На заводах брухт розділяють на оборотний (прокатний обріз і відходи інших цехів металургійного заводу) і привозний; склад останнього, як правило, не відомий [1].

Сталевий брухт служить охолоджувачем ванни. Кількість присаджуваного брухту визначається надлишком тепла і змінюється в межах 23-27% від маси металеві шихти. У брухті не повинно бути кусків товщиною понад 300 мм, кольорових металів, сміття і вибухонебезпечних матеріалів, великої кількості іржі. Великі куски слід подрібнювати, щоб вони не ушкоджували футерівку при завантаженні і встигали розчинитися в рідкому металі до кінця продувки. Легковаговий пакетований брухт і стружку необхідно завалювати в конвертер не

більше 20% від загальної кількості. Розміри пакетів не повинні перевищувати 2000x1000x700 мм при щільності не нижче 1800 кг/м<sup>3</sup>. Брухт іноді замінюють металізованими окатишами, крицею чи губчастим залізом. Їх можна вводити (безперервно чи порціями) в процесі плавки без припинення продувки через тракт надходження неметалевої шихти [2].

Довжина кускового брухту не повинна перевищувати 800 мм. Рекомендована товщина кусків, що забезпечує його розплавлення при різній інтенсивності продувки, наступна:

Інтенсивність продувки м <sup>3</sup> /(т·хв) . . . . .	1	3	4	5
Допустима товщина кусків брухту, мм . . . . .	350	300	280	260

У шихтовому відділенні окремо повинен зберігатися легковажний і великогабаритний брухт, щоб забезпечити дотримання необхідного порядку завантаження брухту в совки та конвертер (спочатку в конвертер повинен завантажуватися легковаговий брухт). Окремо повинен зберігатися легований брухт і брухт, що містить мінімальну кількість домішок (фосфору, сірки, кольорових металів).

### 4.1.3 Вапно

Вапно одержують випалом вапняку CaCO<sub>3</sub> при 1000 – 1100°C у трубчастих обертових печах, печах киплячого шару, вагранках і спеціальних шахтних печах. Вапно повинне задовольняти вимогам ГОСТ 14-16-165-85. У вапні має міститися  $\geq 92\%$  (CaO+MgO),  $< 2\%$  SiO<sub>2</sub>.

Через декілька годин перебування на повітрі у вапні збільшується вміст водню. Уже через добу обпалене вапно небажано використовувати при виплавці високоякісної сталі через те, що у ванну разом з ним вноситься значна кількість водню. Крім того при взаємодії з вологою вапно перетворюється на рихлий порошок та виноситься з газами, що відходять і не потрапляє у ванну.

Доломітизоване вапню, одержане шляхом випалу доломітизованого вапняку, містить 7-15 % MgO [5].



Вапно впливає на шлакоутворення, дефосфорацію, десульфурацію металу, а отже - на його якість. Вапно повинне бути свіжообпаленим, містити мінімальну кількість сірки (не більше 0,1%) і мати високу здатність флюсування ( $\text{SiO}_2 < 3\%$ ). Оптимальні розміри кусків - 10-40 мм. Великі куски повільно розчиняються у шлаці, дрібні - виносяться при продувці ванни. Найвища реакційна здатність вапна досягається при м'якому випалі вапняку, в результаті якого утворюються дрібні кристали розміром менше 2мкм, що забезпечує значну пористість кусків. При порівняно високотемпературному значно тривалому твердому («мертвому») випалі пористість вапна незначна, тому що зрощені кристали мають великі розміри. Величина втрат при прожарюванні повинна бути невеликою, тому що вона характеризує кількість недисоційованого вапняку у вапні і поглиненої ним вологи з атмосфери й обумовлює додаткові витрати тепла у ванні. Втрати при прожарюванні в межах 3-5% корисні. У цьому випадку підсилюється барботажа шлаку бульбами  $\text{CO}$ , що сприяє кращому розтріскуванню кусків вапна і прискоренню його розчинення у шлаку.

Висока якість вапна (рівномірні сполука і структура, великі пористість і реакційна здатність) забезпечується при випалюванні вапняку в обертових печах чи в агрегатах киплячого шару. Мінімальна кількість сірки досягається при випалюванні вапняку природним газом, максимальна (0,3% і більше) – при використанні для випалу коксу, антрациту і не очищеного від сірки коксового газу в шахтних печах [2].

#### 4.1.4 Інші неметалеві матеріали

*Плавиковий шпат* відповідно до ГОСТ 7618-83 називається плавікошпатовим концентратом. Його використовують для зменшення в'язкості шлаку і прискорення розчинення в шлаку вапна (прискорення шлакоутворення). Його одержують збагаченням флюоритових руд. Основною домішкою є  $\text{SiO}_2$ .

Для конвертерного виробництва відповідно до ГОСТ 7618-83 передбачений плавікошпатовий (флюоритовий) концентрат марок ФК (кусковий) і ФГ (гравітаційний). У марках ФК вміст  $\text{CaF}_2$  складає 65-92%, а домішки:  $\text{SiO}_2$  5-30%;

S 0,2-0,3%; P 0,2-0,3%. Розмір кусків коливається від 300 до 5 мм. Розмір кусків у марках ФГ – переважно 5-50 мм, а вміст  $\text{CaF}_2$  – не менше 55%.

До недоліків плавикового шпату належать дефіцитність і висока вартість. Крім того при температурах конвертерного процесу він швидко зникає зі шлаку. Фториди, які при цьому надходять до атмосфери, шкідливі для здоров'я й негативно впливають на стійкість устаткування [1].

У плавиковому шпаті розріджуючу дію на шлак надає  $\text{CaF}_2$  (80-95 %). Вартість його вища, ніж бокситу, оскільки він зустрічається в природі рідко [3].

*Боксит* іноді застосовують замість плавикового шпату для прискорення розчинення вапна на початку продувки, але його вплив у багато разів слабший, ніж плавикового шпату.

Боксит – гірська порода, він містить  $>28\% \text{Al}_2\text{O}_3$ ;  $5-23\% \text{Fe}_2\text{O}_3$ ;  $5-20\% \text{SiO}_2$  і  $10-23\%$  гідратної вологи у вигляді  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$  і  $\text{Fe}(\text{OH})_3$ .

Відповідно до ДСТУ 972-82 у сталеплавильному виробництві передбачене застосування бокситу марки МБ, що містить  $>28\% \text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $<0,2\% \text{S}$  і  $<0,6\% \text{P}_2\text{O}_5$ . Недоліком бокситу є високий вміст  $\text{SiO}_2$ , для ошлакування якого необхідно збільшити витрату вапна, що викликає збільшення кількості шлаку [5]. Також недоліком бокситу є високий вміст (до 20%) вологи, який приводить до підвищення вмісту водню в металі. Тому при виплавці високоякісної сталі його необхідно просушувати і добре прожарювати [3].

*Шамотний бій*. Це відходи використаної шамотної цегли. Їх вводять в піч для швидкого зниження в'язкості високо основного шлаку. Шамотна цегла складається в основному із  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (~35%),  $\text{SiO}_2$  (~60%). Введення у ванну невеликої кількості цього матеріалу знижує температуру плавлення високоосновного шлаку і підвищує його рідко плинність, однак при цьому знижується основність шлаку, тому такі добавки використовуються лише в крайніх випадках.

*Сипучі охолоджувачі*. Як охолоджувачі для корегування температури по ходу продувки й іноді після її закінчення використовують залізну руду 21 класу (ТУ 14-9-52-73), агломерат (ТУ 14-105-381-77), залізорудні окатиші (ТУ 14-9-84-75), вапняк (ОСТ 14-64-80), доломіт, окалину й іноді інші матеріали. При подачі в

конвертер на початку продувки всі вони, крім вапняку, забезпечують прискорення розчинення вапна в шлаці, тобто прискорюють шлакоутворення у зв'язку із вмістом у них оксидів заліза [1].

*Залізна руда.* Хімічний склад залізної руди має бути наступним: високий вміст заліза (55-65%), низький вміст кремнезему (не більше 5-10%), сірки (не більше 0,05%) і фосфору (не більше 0,1%). Вологість руди має бути не вище 5%, оскільки окрім насичення металу воднем, вона вимагає додаткових витрат тепла на випар. Велике значення має також фізичний стан руди. Розмір кусків її має бути в межах 50-150 мм [3].

*Агломерат* різних заводів містить 47-57% Fe; 7-11% SiO<sub>2</sub>; 6-23% CaO і, як правило, ≤0,1% S, P (кожного). Окатиші містять 51-64% Fe; 4-8% SiO<sub>2</sub>; від 0,2-1,0 до 5% CaO і ≤0,1% S і P (кожного) [5].

Агломерат, на відміну від залізної руди, володіє більш постійним хімічним складом, може містити менше порожньої породи і шкідливих домішок. Крім того, в ньому майже відсутня волога. В агломераті вміст FeO вищий, ніж в залізній руді, і окислювальна здатність його менша. Недоліком агломерату є його низька міцність і, як наслідок, високий вміст дрібної фракції. Окрім звичайного агломерату застосовується і офлюсований агломерат (залізофлюси), що відрізняється високим вмістом (15-20% і більш) CaO. Окатиші в порівнянні з агломератом мають більший вміст Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і, отже, володіють більшою окислювальною здатністю і містять менше дрібної фракції.

*Окалина* в основному складається з оксидів заліза і майже не містить шкідливих домішок. Вона легко розчиняється в шлаці унаслідок невеликої щільності, але її окислювальна дія менше, ніж у руди. Крім того, окалина перед використанням має бути просушена, оскільки вміст вологи в ній великий [3].

*Вапняк.* Його якість істотно впливає на умови шлакоутворення, стійкість футеровки, ступінь видалення з металу сірки і фосфору. Вміст CaO у вапні має бути 88%, а сума CaO + MgO ≤ 91%, SiO<sub>2</sub> ≤ 2%, S ≤ 0,1%, P ≤ 0,1%, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ≤ 2,8%, п.п.п. < 5%.

Застосовують також вапно, отримане випалом доломітизованих вапняків або суміші звичайного вапняку з доломітом. У такому вапні вміст MgO до 8%. Це

покращує службу футеровки і, унаслідок нижчої температури плавлення такого вапна, в порівнянні із звичайним, прискорює формування шлаку [4].

*Марганцева руда* іноді застосовується для прискорення розчинення вапна на початку продувки. Містить 20-50% Mn у вигляді оксидів та карбонатів, порожню породу з  $\text{SiO}_2$  і в меншій кількості  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

*Інші неметалеві матеріали.* До числа матеріалів, які використовуються в конвертерній плавці, для прискорення шлакоутворення належать комплексні флюси й відходи інших виробництв, характеристика яких дана в описі відповідних різновидів технології плавки.

*Газоподібний кисень* одержують зрідженням повітря шляхом його охолодження й наступного розділення на кисень і азот. Технічний кисень повинен містити  $\geq 99,5\% \text{O}_2$  і  $\leq 0,1\% \text{N}_2$ , тому що при більшій кількості азоту збільшується його вміст у сталі.

*Аргон і азот.* Застосовуються при комбінованій продувці для подачі в конвертер знизу. Аргон і азот повинні мати чистоту, обумовлену відповідно ГОСТ 10157-79 і ГОСТ 9293-74; тиск перед донними фурмами повинен бути в межах 1,2-2,0 МПа.

*Додаткове паливо.* Для економії чавуну й збільшення частки брухту в шихті в конвертер по ходу продувки або до її початку присаджують вуглецевмісні матеріали (кокс, кам'яне вугілля і його різновид – антрацит та ін.). Основні складові кам'яних вугіль – горюча (органічна) маса, волога (4-14 %), зола (8-12 %); вугілля містить 0,5-4% S (шкідливої домішки). Склад горючої маси: 75-97% C; 1,5-5,7%  $\text{H}_2$ ; 2-15%  $\text{O}_2$ ; 0,5-4% S, <1,5%  $\text{N}_2$ . Основні складові золи:  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , CaO. Рекомендований розмір кусків палива, яке подається в конвертер становить 6-25 мм.

## **4.2 Порядок ведення плавки**

Під час виплавки сталі в кисневих конвертерах застосовують такі основні технологічні операції:

- завантаження скрапу;

- заливка чавуну;
- поворот в робоче положення та введення фурми;
- поворот конвертера і випуск сталі в ківш;
- злив шлаку.

#### **4.2.1 Шихтовка плавки і завантаження конвертера**

Після випуску попередньої плавки майстром конвертерів разом зі сталеваром проводиться огляд футерування конвертера і сталевипускного отвору, звертаючи особливу увагу на стан кладки днища, при необхідності проводиться підварювання, торкретування футеровки або ремонт сталевипускного отвору. При оголенні футеровки днища на шлак сідає до 50% вапна, що витрачається на плавку, конвертер похитують і за наявності рідкої складової шлаку її зливають в чашу.

При задовільному стані футеровки конвертера після випуску плавки проводиться підготовка шлаку для нанесення шлакового гарнісажу.

Для підготовки шлаку для нанесення шлакового гарнісажу на футеровку конвертера використовується сирий, обпалений, офлюсований доломіт, бій шибєрних плит, вапно та кам'яне вугілля (антрацит, кокс). Витрата матеріалів залежить від кількості та стану шлаку попередньої плавки і становить для доломіту 0,5-2,5 т, для кам'яного вугілля 0,1-0,5 т. Матеріали набираються в проміжний бункер і віддаються однією порцією одночасно з відкриттям азоту. Роздувка шлаку азотом проводиться при максимальному нижньому положенні фурми з витратою азоту 700-1300 м<sup>3</sup>/хв. Тривалість наведення шлакового гарнісажу повинна бути не менше 2-х хвилин.

Завантаження шихти в конвертер починається з завалювання металобрухту. Щоб уникнути руйнування футеровки конвертера спочатку завантажується совок з легковажним ломом, а потім з великоваговим.

Після завалювання металобрухту, при необхідності, проводиться його прогрів.

Тривалість заливки чавуну повинна бути не менше 3 хв. Забороняється заливати чавун при попаданні в конвертер води. У зимовий час (без прогріву брухту), в цілях безпеки, заливку чавуну проводити не раніше ніж через 4 хвилини після завалювання брухту.

Після заливки чавуну конвертер встановлюється у вертикальне положення, опускається фурма і починається продувка плавки.

#### **4.2.2 Режим ведення плавки**

Продування плавки може вестися по режимам без допалювання, з частковим або повним допалюванням відхідних газів в каміні.

Основним режимом роботи конвертерів є продування без допалювання відхідних газів.

Для продувки плавки використовується кисень чистотою 99,6% і тиском 14 атм з вмістом азоту 0,4%.

Продування плавки в режимі відведення газів без допалювання забезпечується роботою автоматичного регулювання надлишкового тиску конвертерних газів в каміні котла в межах 0,7 - 1,0 мм.вод.ст.

Продування здійснюється через 6-ти соплову фурму.

Після "стійкого" запалювання плавки опускається "юбка". Через одну хвилину після опускання "юбки" автоматично або за дистанційного керування включається допалювальний пристрій і запалюється факел на свічці. Протягом всієї продувки машиніст дистрибутора стежить за підтримкою заданого тиску під юбкою 0,7 - 1,0 мм.вод.ст. Якщо через 3 хв після включення допалюючого пристрою факел на свічці не засвітиться, то подальше продування ведеться по режиму з повним допалюванням відхідних газів в каміні.

Вапно на плавку віддається: в кількості до 40% від необхідного на плавку через 30 - 40с після запалювання плавки, ще 40-50% на 2 хв. продувки, частину, вапна що залишилася вводять по ходу продувки порціями до 500 кг, рівномірно з терезів-дозаторів через відкриті шиберні затвори проміжних бункерів до 10 хв. продувки.

Вапно вводять в кількості 22,87 т для отримання рідкотекучого, однорідного кінцевого шлаку з основністю 3.

Магнезійні матеріали вводять у кількості 4,9т на 1-2 хв продувки разом з вапном.

Електродний бій водять в кількості 1,05 т на перших хвиликах продувки.

Момент закінчення продування визначається за кількістю витраченого кисню, часу продувки і візуально по виду факела. Режим закінчення продувки повинен забезпечити отримання рідкотекучого увареного шлаку. Загальний вміст оксидів заліза в шлаку повинно бути не більше 25%, а основність - 3.

По закінченні продувки проводиться нахил конвертера, відбір проб металу і шлаку і вимір температури металу термоблоком. Ложка для відбору проб металу і шлаку повинна бути сухою і чистою.

Пробу металу розкислюють в ложці чистою алюмінієвою проволокою з розрахунку отримання в пробі не більше 0,5% алюмінію і заливають в металевий стаканчик. Забороняється присадка в пробу інших розкислювачів і матеріалів. Проба не повинна мати шлакових включень, ознак усадочної раковини і тріщин. Проба кінцевого шлаку відбирається з ручки ложки. Відібрані проби охолоджуються і негайно відправляються в експрес-лабораторію.

У пробі металу визначається вміст вуглецю, сірки, фосфору, марганцю, хрому, нікелю, міді, при необхідності азоту і залишкового кремнію.

У пробі шлаку визначається вміст кремнезему, окису кальцію, закису заліза, окису магнію.

Режим закінчення продувки повинен забезпечувати отримання досить рідкорухливого, без шматків вапна, які не розчинилися у шлаці з основністю 3 і вмістом закису заліза до 25 %.

У випадках, коли продування припинено при недостатній температурі металу, високому вмісті вуглецю, фосфору або сірки, проводиться додувка плавки. На плавці повинно бути не більше однієї додувки на температуру, фосфор, сірку і шлак, тривалістю не більше 2 хвилин. Кількість додувок на вуглець і їх тривалість не регламентується.

Додувка плавки проводиться при наступному положенні фурми :



а) при додувці на вуглець і температуру, фурма повинна бути в положенні кінця продувки (1,0-1,3м);

б) при додувці на фосфор, сірку і шлак з витратою кисню 400 м<sup>3</sup>/хв висота фурми збільшується на 0,5 м по відношенню до її положення в кінці продувки, а при додувці з витратою кисню 300 м<sup>3</sup>/хв положення фурми не змінюється.

Після додувки плавки будь-якої тривалості відбираються повторно проби металу та шлаку для експрес-аналізу та проводиться вимір температури металу. Додувка є відхиленням від нормальної технології процесу і повинна зазначатися в паспорті плавки із зазначенням причин.

При перегріві металу плавка охолоджується присадкою вапна, доломіту, вапняку або шляхом витримки плавки в конвертері з обов'язковим повторним виміром температури металу.

Плавки з недостатньою температурою металу додуваються до температури не нижче середини інтервалу для даної марки сталі.

Дозволяється при перегріві металу проводити охолодження металу продувкою азотом з присадкою, по необхідності, вапна або доломіту.

### **4.2.3 Випуск плавки**

Ківш для прийому сталі повинен бути ретельно очищений від настилів і залишків металу, шлаку, глини, сміття, добре просушений. Допускається подавати під плавку ківш з незначними чистими залишками металу від попередньої плавки у вигляді скрапу на дні ковша.

Ківш з новою футеровкою під випуск вуглецевої якісної спокійної і легованої сталі подається тільки після розливання не менше однієї плавки інших марок сталі.

Стан і чистота ковша перевіряються контролером ВТК і майстром конвертерів до початку зливу плавки і результати записуються в паспорт.

Під час випуску необхідно стежити за струменем металу і, переміщаючи сталевозним візком, не допускати попадання струменя на стінку ковша. Випуск металу виконувати через сталевипускний отвір, що забезпечує організовану

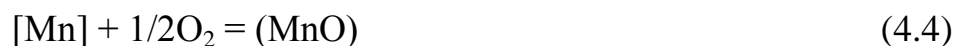
струмінь і тривалість випуску не менше 3 хвилин на першу кампанію плавки після перефутеровки і 4 хвилин - на наступних.

Дозволяється проводити обробку сталі твердими і шлакоутворюючими сумішами на основі вапна (відсіву вапна) - 3-6 кг/т; плавикового шпату - 0,6-1,6 кг/т. По закінченні випуску плавки здійснюється відсічення шлаку кулею, або швидким підйомом конвертера при появі шлаку.

По закінченні випуску плавки конвертер повертається, і шлак, що залишився зливається через горловину в шлакову чашу. Допускається залишення кінцевого шлаку для гарячого ремонту.

### 4.3 Основні реакції при виплавці сталі

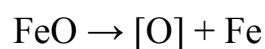
У процесі продувки кисень, який подається у конвертер, окислює надлишковий вуглець, а також кремній, більшу частину марганцю й деяку кількість заліза. Окислення домішок рідкого металу – вуглецю, кремнію й марганцю, можна представити наступними результуючими реакціями:



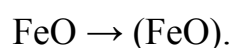
Однак у результаті безпосередньої взаємодії з газоподібним киснем окисляється лише незначна частина домішок. Окислення більшої частини домішок протікає за двостадійною схемою: спочатку в підфурменій зоні в наслідок контакту кисневого струменю з металом окисляється залізо:



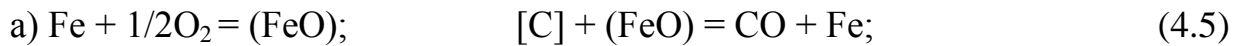
(його окислення пояснюється тим, що концентрація заліза в кілька десятків разів перевищує концентрацію інших елементів, тому із киснем, що вдувається, насамперед контактують атоми заліза); FeO, що утворюється, розчиняється частково в металі:



і частково в шлаці:



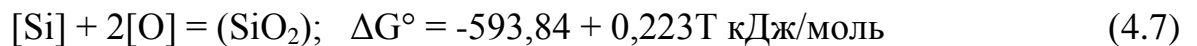
Потім протікає друга стадія – окислення вуглецю, кремнію та марганцю киснем, розчиненим у металі [O] і шлаці (FeO). Відповідно окиснення, наприклад, вуглецю йде за такими схемами:



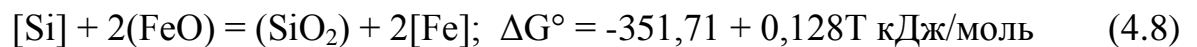
Таким чином, для продувки в конвертері характерним є пряме окислення заліза в зоні контакту кисневого струменю з металом і окислення інших складових металу в результаті вторинних реакцій на межі з первинною реакційною зоною і, врешті, ванни.

У процесі продувки кремній помітно не відновлюється із шлаку в метал навіть у період інтенсивного зневуглецювання.

Окислення кремнію відбувається по реакції:



Окислення кремнію киснем, який міститься в оксидах заліза відбувається по реакції:

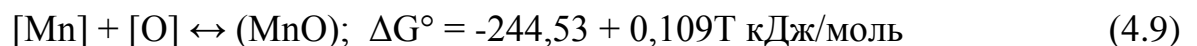


Низька активність кремнезему обумовлює майже повне окислення кремнію, що затримується в шихті.

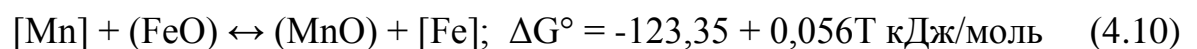
Залишковий кремній у металі залежить від температури і вмісту закису заліза в шлаці. Підвищення температури металу й зниження вмісту закису заліза в шлаці створюють сприятливі умови для відновлення кремнію.

Окислення кремнію закінчується в перші 3-5 хв. продувки й надалі по ходу плавки рідкий метал практично не містить кремнію.

Марганець легко окисляється як при кислому, так і при основному процесам по реакції:



Окислення розчиненого в металі марганцю і відновлення його зі шлаку зазвичай протікає на межі метал-шлак по реакції:



Як показують розрахункові та експериментальні дані, з підвищенням температури і основності шлаків концентрація марганцю в металі збільшується.

Це вказує на те, що реакція окислення марганцю досягає рівноваги й окисний процес змінюється відновлювальним.

*Окислення вуглецю.* Продуктом окислення вуглецю є газоподібний CO, що виділяється з металеві шихти у вигляді бульбашок, і таким чином створює враження киплячої рідини. Через те, що окислення вуглецю відбувається на протязі всієї плавки та впливає на видалення ряду інших домішок з металу, його розглядають як основну реакцію під час виробництва сталі.



Окислення вуглецю супроводжується незначним тепловим ефектом.

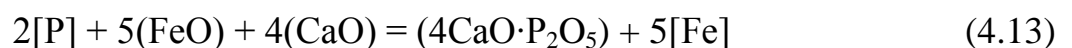
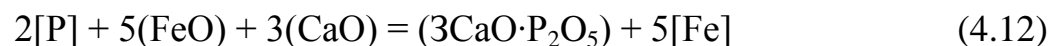
Реакції окислення вуглецю в киснево-конвертерній плавці мають значну роль. Це пояснюється наступним:

- окислення вуглецю дає більшу частину тепла для нагрівання ванни;
- тривалість окислення вуглецю визначає тривалість продувки;
- бульбашки CO, що виділяються, забезпечують перемішування ванни, завдяки чому вирівнюється склад і температура, прискорюється нагрів металу;
- внаслідок перемішування металу і шлаку прискорюється дефосфорація і десульфуріація та ін.;
- з бульбашками CO видаляються розчинені в металі шкідливі гази – водень та азот;
- бульбашки CO спінують ванну, завдяки чому можуть виникати викиди.

#### *Дефосфорація.*

Кількість фосфору у чавуні для конвертерних процесів коливається в досить широких межах. Найчастіше переробляють передільні чавуни із вмістом фосфору менше 0,1%.

Реакція видалення фосфору з металу у шлак звичайно записується рівняннями:

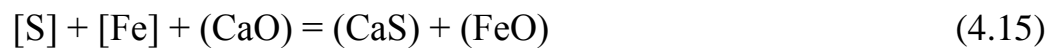


Видалення фосфору з металу у шлак вимагає досить високої рідкотекучості шлаку, що забезпечує високий коефіцієнт масопереносу в ньому оксиду фосфору. Тому висока температура плавлення шлаку і його перехід у напівтвердий і твердий стан сповільнює або навіть припиняє дефосфорацію.

### *Десульфурація.*

Сірка надходить у конвертер із чавуном, бруктом, вапном, іншими шихтовими матеріалами, а також із доменним або міксерним шлаком. Основним джерелом поза всім є чавун. В залежності від вмісту сірки, передільні чавуни поділяються на три категорії: I  $\leq 0,03\%$  S, II  $\leq 0,05\%$  S, III  $\leq 0,07\%$  S. Якщо чавун містить марганець, то під час транспортування чавуну із доменного до сталеплавильного цеху частина сірки може видалитися в шлак по реакції :  $[S] + [Mn] = (MnS)$ .

При основному шлаку видалення сірки може бути представлене реакціями:



Якщо шлак має низьку основність, то сірка може з нього видалитися за реакцією:



Така реакція можлива на початку конвертерної продувки, коли, завдяки високій концентрації вуглецю і кремнію в металі, коефіцієнт активності сірки значний, а, отже, рівноважна зі шлаком концентрація сірки в металі може виявитись нижчою за фактичну.

Таким чином основними умовами, що необхідні для успішного проведення десульфурації є :

1. Висока активність CaO у шлаці.
2. Низька активність окислів заліза в шлаці.
3. Низька активність кисню в металі (розкисленість металу).
4. Мала активність (низький вміст) сірки у шлаці.
5. Висока температура.
6. Більша площа контакту металу з десульфуруючим шлаком.

### **4.4 Розкислення та легування сталі**

Для зниження вмісту кисню в сталі проводять її розкислення. Це, зазвичай, остання, і відповідальна операція в процесі виплавки сталі. Розкислення - це процес видалення кисню, розчиненого в сталі, шляхом зв'язування його у оксиди

різних металів, які мають більшу спорідненість до кисню, ніж залізо. Найпоширенішими розкислювачами є марганець і кремній, які використовуються як феросплави, і алюміній. Реакції розкиснення:



Залежно від умов введення розкислювачів в метал розрізняють два методи розкислення: глибинне і дифузійне розкислення. При глибинному розкисленні розкислювач вводять у глибину металу. У цьому разі потрібен час для того, щоб продукти розкислення - оксиди кремнію, марганцю, алюмінію спливали в шлак.

При дифузійному розкисленні матеріали в тонко здрібненому вигляді потрапляють у шлак, який покриває метал. Спершу у цьому випадку відбувається розкислення шлаку, а потім зниження вмісту кисню в металі, яке відбувається за рахунок переходу кисню із металу у шлак,  $[\text{O}] \Rightarrow (\text{O})$ . При дифузійному розкисленні немає забруднення металу неметалевими включеннями - продуктами розкислення. Для глибинного розкислення застосовують обробку рідкого металу у вакуумі чи синтетичними шлаками. Залежно від рівня розкислення розрізняють спокійну, киплячу і напівспокойную сталь.

08Ю - спокійна сталь, це сталь, яка повністю розкислюється, завдяки введенню великої кількості розкислювачів весь кисень у сталі перебуває у з'єднанні з елементом-розкислювачем. При розливанні такої сталі газу не виділяються, і вона застигає спокійно.

Розкислення і легування сталі в ковші проводиться:

- марганцем металевим - ГОСТ 6008-90;
- силікомарганцем - ДСТУ 3548-97;
- алюмінієм - ГОСТ 295-98.

Розкислювачі і легуючі добавки витрачаються тільки за вагою з розрахунку отримання заданого вмісту елементів у готовій сталі.

За хім. складом феросплави повинні задовольняти вимоги відповідних ГОСТів та ТУ.

Забороняється застосування феросплавів з невідомим хімічним складом і змішаних між собою.

Введені в ківш феросплави повинні бути сухими, в кусках не більше 50 мм, алюміній - в шматках не більше 4 кг.

Присадку феросплавів починати після наповнення металом 1/5 ковша і закінчувати до наповнення його на 2/3 висоти, при цьому особливу увагу звертати на рівномірність надходження в ківш феросплавів, не допускаючи утворення козлів і попадання в шлак. Забороняється присадка феросплавів через окислений первинний шлак.

#### **4.5 Обробка сталі на вакуумній установці циркуляційного типу**

З метою збільшення терміну служби вакуумної камери і патрубків, на початку обробки і за 1 хвилину до закінчення вакуумування на поверхню металу вакууматора через вакуумний шлюз подають порцію нейтралізатора шлаку в кількості 50...100 кг. В якості нейтралізатора шлаку застосовують брикети на основі глинозему  $Al_2O_3$ .

Нейтралізатор шлаку, який застосовують на установці повинен відповідати вимогам СТП-101-73-89.

Феросплави, які використовують на установці циркуляційного вакуумування сталі, повинні мати фракцію від 5 до 50 мм і відповідати вимогам державних стандартів і технічних умов. Вологість не повинна перевищувати 1%.

Газоподібний аргон, з масовою часткою аргону не менше 99,5% повинен відповідати вимогам ГОСТ 10157-79. Азот - ГОСТ 9293-74. Тиск газів в мережі має бути не менше 0,8 МПа.

Для проведення всіх технологічних операцій при вакуумуванні сталі типу 08Ю, випуск з конвертера повинен проводитися не менше, ніж за 60 хвилин до початку розливання на МБЛЗ

Залежно від технологічних цілей використання вакуумної установки, розрізняють такі види обробки сталі:

- глибоке видалення водню, вакуумне вуглецеве розкислення, рафінування від неметалічних включень, доведення за хімічним складом і по температурі, остаточне розкислення і легування алюмінієм;

- доведення за хімічним складом і температурою, остаточне розкислення алюмінієм і видалення водню;

- глибоке видалення вуглецю в сталі у вакуумі, дегазація, доведення за хімічним складом і температурою, розкислення;

- усереднення і корекція хімічного складу і температури, а також остаточне розкислення.

Перед початком обробки вимірюють температуру металу, товщину шару шлаку в ковші і відбирають пробу для визначення хімічного складу сталі. Температура металу вимірюється термопарою і відображається на вимірювальному приладі. Температура металу в ковші перед вакуумуванням повинна бути на 40...50°C вище температури розливання, але не більше 1630°C. При температурі металу вище необхідної до початку вакуумування проводиться охолодження металу слябом.

За даними вимірювань і результатами хімічного аналізу проби сталі, відібраної перед вакуумуванням, враховуючи масу плавки і замовлену марку сталі, оператор вибирає програму обробки і режим управління. Процес вакуумування може проводитися в автоматичному або ручному режимі. У першому випадку оператор запроваджує програму в ЕОМ АСУ ТП «Вакуумування» і по команді оператора вакууматор включається в роботу за заданою програмою. Вакуумування в ручному режимі здійснює оператор з пульта управління.



## ВИСНОВКИ

1. Розроблена технологія виробництва конструкційної сталі марки 08Ю, яка використовується для холодного штампування з особливо складною і складною витяжкою. Застосовується, для виготовлення листового прокату товщиною 0,4-8 мм 4 категорії, електрозварювальних труб, призначених для виготовлення побутових і промислових трубчастих електронагрівачів (ТЕН) і інших виробів машинобудування; згорнутих паяних двошарових труб для трубопроводів гідравлічних систем комбайнів, тракторів, автомобілів, побутових холодильників і т.і.; холоднокатаної стрічки товщиною 0,5-4,00 мм, призначеної для згинання, штампування деталей, виготовлення труб, порошкового дроту, деталей підшипників та інших металевих виробів. На виробництво 1 тонни сталі 08Ю необхідно шихтових матеріалів: чавуну – 0,79 т, скрапу – 0,21 т, вапна – 0,043 т, плавикового шпату – 0,002 т, марганцю металевого – 0,0023 т, алюмінію – 0,0013 т, кисню – 0,066 м<sup>3</sup>.

2. Запропоновано проект реконструкції киснево-конвертерного цеху річною продуктивністю 4,7 млн. тонн на рік. Конвертерний цех має прольоти: міксерний, шихтовий, конвертерний, розливний, відділення вакумування. Кількість конвертерів складає 2, ємність кожного за масою рідкої сталі 200 тонн. Кількість міксерних ковшів 14 по 280 тонн кожний. Кількість магнітних шихтових кранів у скрапному відділенні - 5 вантажопідйомністю 15 тонн кожний, грейферних кранів у відділенні сипучих матеріалів - 2 вантажопідйомністю 15 тонн кожний.

3. Розливу сталі пропонується проводити на МБЛЗ, що дає наступні переваги: значне скорочення витрати металу на 1 т 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. і.; зниження капітальних і експлуатаційних витрат у зв'язку з ліквідацією обтискних станів. Прийнято кількість машин безперервного лиття радіального типу дві установки, річна потужність яких становитиме 4,8 млн. тонн.

**ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ**

1. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: Учебник для вузов. 6-е изд., перераб и доп. Москва : ИКЦ «Академкнига», 2005. 768 с.
2. Кудрин В.А. Металлургия стали. Москва : Металлургия, 1989. 560 с.
3. Явойский В. И. Металургия стали. Москва : Металлургия, 1973. 816 с.
4. Борнацкий И.И., Михневич В.Ф. Производство стали. Москва : Металлургия, 1991. 397 с.
5. Бигеев А.М. Металлургия стали: Учебник для вузов (2-е изд. перераб. и доп.). Москва : Металлургия, 1988. 480 с.
6. Финкель А.Ф., Ипатов П.П.. Технологическое оборудование заводов черной металлургии. Москва : Металлургия, 1982. 468 с.
7. Якушев А.М. Основы проектирования и оборудования сталеплавильных и доменных цехов. Москва : Металлургия, 1992. 421 с.
8. Якушев А.М.. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов. Москва : Металлургия, 1984. 216 с.
9. Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Егоров А.В., Никольский Л.Е. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. Москва : «МИСИС», 1995. 513 с.
10. Якушев А.М. Справочник конверторщика. Челябинск: Металлургия, 1990. 249 с.
11. Борнацкий И.И. Современный кислородно-конвертерный процесс. Киев : Техника, 1974. 264 с.
12. Меджибожский М.Я. Конвертерные процессы производства стали. Киев–Донецк: Высшая школа, 1984. 343 с.
14. Колпаков С.В. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. Москва : Машиностроение, 1991. 461с.
15. Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі. Дніпропетровськ: РВА «Дніпро-ВАЛ», 2004. 454 с.
16. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. Москва : Металлургия, 1975. 375 с.