

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

До журнату  
17.05.23г.

**Кваліфікаційна робота / проект**

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виплавки низьколегованих конструкційних сталей  
в умовах конвертерного цеху

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-з-с  
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_

(код і назва спеціалізації)

К.П.Дерев'янку

(ініціали та прізвище)

Керівник проф., д.х.н., с.н.с. Прутцьков Д.В.

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

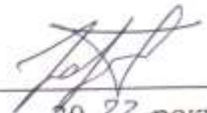
Рецензент доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.

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

Запоріжжя  
2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри   
« 29 » 12 20 22 року

**ЗАВДАННЯ**  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Дерев'яню Крістіна Павлівна  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Розробка технології виплавки низьколегованих конструкційних сталей в умовах конвертерного цеху

керівник роботи Прутцьков Дмитро Володимирович, д.х.н., проф.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)  
затвержені наказом ЗНУ від «29» грудня 2022 року №1894-с

2 Строк подання студентом роботи 19.05.2023

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

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

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

## 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Прутцьков Д.В., професор		
2 Конструкційна частина	Прутцьков Д.В., професор		
3 Технологічна частина	Прутцьков Д.В., професор		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Прутцьков Д.В., професор		

7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент \_\_\_\_\_

(підпис)

К.П.Дерев'яно

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) \_\_\_\_\_

(підпис)

Д.В.Прутцьков

(ініціали та прізвище)

**Нормоконтроль пройдено**

Нормоконтролер \_\_\_\_\_

(підпис)

Ю.О.Белоконь

(ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 88 с., 16 табл., 10 рис., 20 джерел

КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ,  
ПРОДУВКА, ТЕХНОЛОГІЯ ПЛАВКИ, КОНВЕРТЕРНИЙ ШЛАК,  
ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, РОЗЛИВАННЯ, ПРОДУВАННЯ

Мета роботи – розробка технології виплавки низьколегованих конструкційних сталей в умовах конвертерного цеху з метою забезпечення стабільності механічних властивостей і підвищення якості металопродукату.

В загальній частині представлено обґрунтування доцільності конвертерної технології; проведений вибір сортаменту продукції цеху; зроблений опис цеху та розрахунок обладнання цеху.

В конструкційній частині представлені технічні характеристики кисневого конвертеру.

В технологічній частині наведений опис шихтових матеріалів; порядок ведення плавки; розглянуті основні реакції при виплавці сталі; розроблені процеси розкилення, легування сталі; проведений розрахунок шихти для виплавки сталі 10ХСНД.

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

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

## ЗМІСТ

	С.
ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	8
1.1 Обґрунтування доцільності конвертерної технології .....	8
1.2 Вибір сортаменту продукції конвертерного цеху.....	8
1.3 Опис конвертерного цеху .....	9
1.4 Розрахунок основного і допоміжного обладнання конвертерного цеху .	13
1.4.1 Конвертерне відділення.....	13
1.4.2 Міксерне відділення.....	16
1.4.3 Шихтове відділення .....	19
1.4.4 Визначення кількості основного устаткування шихтового двору .....	21
1.4.5 Відділення безперервного лиття заготовок .....	23
1.4.6 Відділення позапічної обробки сталі .....	25
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА .....	27
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА .....	36
3.1 Шихтові матеріали киснево-конвертерного процесу .....	36
3.2 Порядок ведення плавки.....	39
3.3 Основні реакції при виплавці сталі .....	42
3.3.1 Окислення кремнію.....	42
3.3.2 Окислення і відновлення марганцю .....	43
3.3.3 Окислення вуглецю .....	44
3.3.4 Видалення сірки з металу .....	46
3.3.5. Окислення і відновлення фосфору .....	48
3.4 Розкислення сталі .....	49
3.5 Легування сталі.....	50
3.6 Гази і неметалічні включення в сталі.....	51
3.7 Розрахунок шихти для виплавки сталі 10ХСНД.....	53
3.7.1 Визначення температури металу в кінці продування.....	54
3.7.2 Розрахунок матеріального балансу плавки .....	55
3.7.3 Розрахунок теплового балансу плавки .....	69

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА .....	77
4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища киснево–конвертерного цеху .....	77
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища киснево–конвертерного цеху .....	78
4.3 Заходи з електробезпеки.....	81
4.4 Заходи пожежної безпеки.....	82
4.5 Технічні заходи виробничої санітарії .....	83
4.5.1 Освітлення виробничих приміщень .....	83
4.5.2 Вентиляція.....	84
ВИСНОВКИ.....	86
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	87

## ВСТУП

Киснево-конвертерний спосіб виплавки сталі займає провідне місце в сучасному сталеплавильному виробництві. Він значно економніший, дозволяє переплавляти металобрухт, дає можливість контролювати кількості якості сталі, не потребує додаткового палива у вигляді природного газу; процес виплавки сталі у конвертерах триває до 50 хвилин (для порівняння – мартенівська виплавка триває 6-12 год.).

На теперешній час в кисневих конвертерах виплавляють більше 65% сталі, яку виробляють у світі.

На жаль на Україні конвертерне виробництво сталі розвивається доволі повільно. Частка конвертерної сталі становить 40%, велика частина досі припадає на мартенівську сталь.

Виробництво сталі в мартенівських печах існує до теперішнього часу на металургійних комбінатах ПАТ «АМКР», ПАТ «Запоріжсталь», ПАТ «ММК ім. Ілліча», а також на Донецькому, Макіївському і Дніпровському металургійних заводах. Протягом найближчих чотирьох років планується будівництво конверторного цеху з виведенням з виробництва мартенівських печей на «Алчевському МК», «Запоріжсталі», на «Дніпровському МК».

На ПАТ «Запоріжсталь» існує програма реконструкції сталеплавильного виробництва, яка передбачає будівництво киснево-конверторного цеху з об'ємом виробництва 5 млн. тонн сталі на рік.

Введення в експлуатацію конвертерного цеху дозволить повністю відмовитися від малоефективного мартенівського способу виробництва сталі, забезпечить зниження викидів, розширить сортамент сталі (трубна сталь, конструкційна сталь, високоміцна сталь та ін.), приведе до зниження потреб у сировині.

Тому метою даної випускової кваліфікаційної роботи є проектування киснево-конвертерного цеху і розробка технології виплавки конструкційної сталі марки 10ХСНД в кисневому конвертері.

## **1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА**

### **1.1 Обґрунтування доцільності конвертерної технології**

Виплавка сталі у мартенівській печі є одним з найбільш енерго- та ресурсоемних способів виробництва сталі. Оскільки цей спосіб можна вважати морально і технічно застарілим, в майбутньому бажано замінити мартенівську піч на конвертер.

Пріоритетний розвиток киснево-конвертерного способу обумовлений, головним чином, його значними техніко-економічними перевагами перед іншими способами виплавки чавуну:

- висока продуктивність кисневих конвертерів (до 250 т/год), потужність сучасних конвертерних цехів (до 5 млн т/рік сталі);
- висока технічна гнучкість процесу, тобто можливість переробляти різноманітні шихти, переважно чавун різного хімічного складу;
- можливість виробництва широкого спектру типів сталі, від звичайної вуглецевої сталі до високоякісних низько- і середньолегованих сталей;
- простота конструкції обладнання, низька витрата вогнетривів, відносно низька трудомісткість ремонтів і висока довговічність вогнетривкої футерівки;
- можливість впровадження систем відведення доменних газів без допалювання (зниження капітальних вкладень, підвищення інтенсивності кисневого дуття, використання відпрацьованого СО як вторинної енергії);
- ефективне управління процесом і, при роботі зі стабільною металевою шихтою, забезпечення виходу металу з мінімальним регулюванням температури і хімічного складу.

У кваліфікаційній роботі пропонується розробка технології виплавки низьколегованих конструкційних сталей в умовах конвертерного цеху.

### **1.2 Вибір сортаменту продукції конвертерного цеху**

Собівартість металопродукції залежить, головним чином, від статей витрат, задіяних у її виробництві. Для того, щоб зменшити статті витрат,



необхідно знайти найбільш підходяще обладнання та технічні схеми для виробництва цієї металопродукції. Запроектвані заводи спеціалізуються на виробництві конструкційних марок сталі. Висока питома продуктивність, здатність агрегату не потребувати зовнішньої енергії, простота обслуговування, автоматизація і технологічність процесу та багато інших позитивних факторів, об'єднаних в установці безперервного типу, дозволяють значно знизити собівартість металопродукції при одночасному підвищенні якості. Це підвищить конкурентоспроможність продукції на внутрішньому та світовому ринку. Завод буде спеціалізуватися на високоякісних конструкційних марках сталі, які в подальшому будуть перероблятися в печах-ковшах. Розглянемо детальніше технологію виробництва сталі марки 10ХСНД.

Низьколегована конструкційна сталь марки 10ХСНД виробляється згідно з ГОСТ 19281-89.

Сталь марки 10ХСНД є атмосферостійкою корозійностійкою сталлю (АСК), і встановлено, що товщина сталевих конструкцій, виготовлених з АСК, зменшується в два-три рази повільніше після 20-30 років експлуатації, ніж конструкцій зі звичайної вуглецевої сталі.

Низьколеговані високоякісні конструкційні сталі використовуються у виробництві кузовів вагонів (залізничних, метрополітену і трамваїв), опорних конструкцій локомотивів, стаціонарних машин, таких як сільськогосподарська техніка, а також інженерних конструкцій, які працюють в умовах змінних динамічних навантажень і сезонних і добових температурних змін.

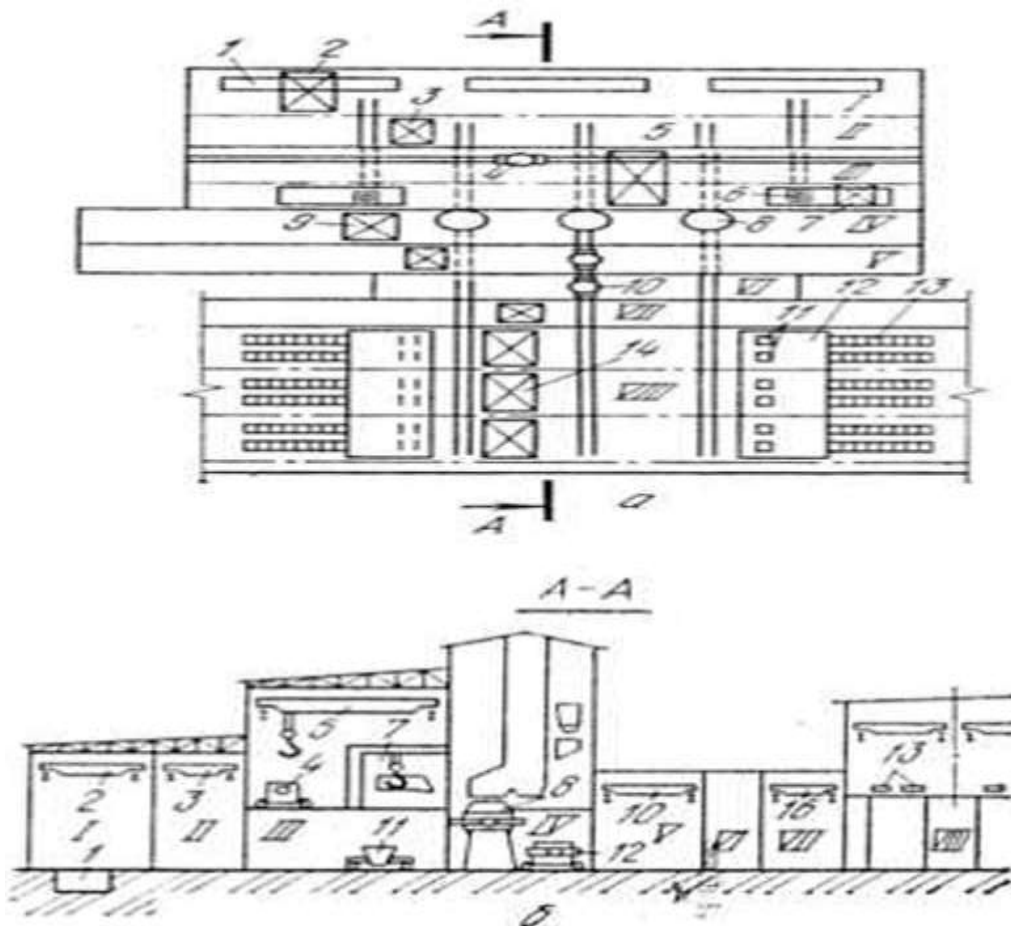
### **1.3 Опис конвертерного цеху**

Конвертерний цех - це складний комплекс спеціалізованих будівель і споруд, обладнаних різним устаткуванням і пов'язаних між собою транспортними та енергетичними комунікаціями. Планування і розташування відділень конвертерного цеху залежить від виду продукції, що випускається, наприклад, зливків або безперервнолитої заготовки. Однак незалежно від способу розливання сталі будь-який конвертерний цех має: 1) міксерне

відділення або відділення розливання чавуну з міксеру; 2) відділення завантаження металу; 3) відділення сипучих матеріалів з трактами подачі в конвертер і сталерозливний ківш; 4) конвертерне відділення; 5) ковшове відділення (проліт) 6) відділення переробки шлаку; 7) механічні майстерні; 8) будівля цехового управління та побутові приміщення.

У головному будинку конвертерного цеху розташоване конвертерне відділення з паралельними прольотами - конвертерним, завантажувальним і шлаковим. Живильники сипучих матеріалів і газоочисне обладнання можуть розташовуватися в окремих виділених прольотах або в прольотах конвертерів; два-три конвертери розташовуються лінійно; конвертерний цех розміщується в головному корпусі цеху МБЛЗ.

Компонування основних дільниць цеху МБЛЗ показано на рисунку 1.1.



*I* - скрапне відділення; *II* - шлаковий проліт; *III* - завантажувальний проліт;  
*IV* - конвертерний проліт; *V* - ковшовий проліт; *VI* - передавальний проліт;  
*VII* - проліт проміжних ковшів; *VIII* - розливне відділення

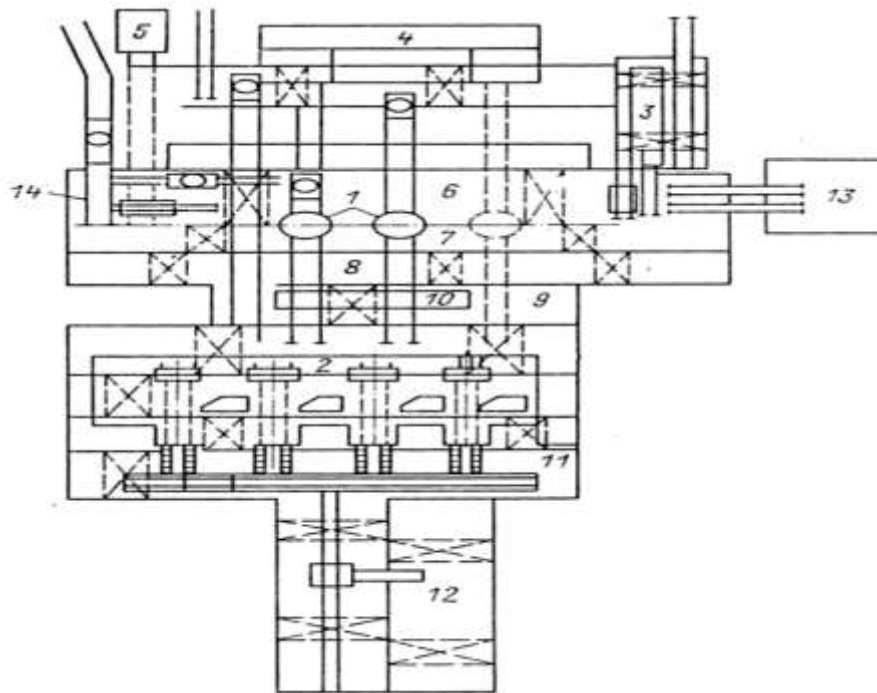
Рисунок 1.1 – План (а) і розріз (б) конвертерного цеху з розливанням сталі на МБЛЗ при їх блоковому розташуванні

Металобрухт з ділянки завантаження металу I в головному корпусі цеху мостовим краном 2 завантажується в ковш з приямка 1, транспортується поперечною залізничною колією зі шлакового прольоту II в завантажувальний проліт III і піднімається через отвір 6 на робочу площадку. Кран 7 використовується для скидання брухту в конвертер.

Шлакові ковші 11 транспортуються з конвертерного прольоту IV самохідним візком по поперечній колії до шлакового прольоту II, де за допомогою мостового крана 3 вони замінюються на порожні ковші. Наповнені ковші транспортуються залізничним або автомобільним транспортом на ділянку переробки шлаку. Чавун з окремої будівлі міксерного відділення транспортується тепловозом в цех чавуновозом 4 через естакаду, де за допомогою крана 5 заливається в конвертер. Чавун з мікзера може подаватися на завантажувальну площадку на рівні цеху. У цьому випадку ківш від нульової позначки до конвертера транспортується краном, оскільки робоча площадка не повністю перекриває завантажувальний проліт.

Конвертерний проліт IV обладнаний конвертером 8, газовідвідною системою і живильником сипучих матеріалів. У цьому ж прольоті встановлений завантажувальний кран 9. Пульта управління конвертером розташований між колонами шлакового відсіку II і завантажувального відсіку. У деяких цехах системи газоочищення розташовані в спеціальних силових прольотах. Ділянки ремонту конвертера і повітродувного обладнання розташовані на конвертері або на завантажувальному майданчику. Сталерозливні ковші 10 транспортуються з конвертера по залізничній колії через пролітну естакаду V, естакаду VI і проміжну естакаду підготовки ковшів VII в один з прольотів розливного відділення, звідки краном 14 подаються на робочу платформу 12 до кристалізатора в МБЛЗ 11. Компонування МБЛЗ, показане на рисунку 1.1, називається блочною компоновкою МБЛЗ. Ківш розміщений на двомісному розливному столі, що забезпечує швидку заміну ковша і безперервне розливання розплавленого металу; після МБЛЗ заготовки системою роликів 13 транспортуються на транспортний проліт і далі у відділ зберігання і ремонту виливниць (координування).

План киснево-конвертерного цеху з лінійним розташуванням МБЛЗ показаний на рисунку 1.2.



- 1- конвертер; 2 - МБЛЗ; 3 - скрапне відділення; 4 - відділення первинної переробки шлаку; 5 - відділення прийому сипких матеріалів; 6 - завантажувальний проліт; 7 - конвертерний проліт; 8 - проліт ремонту сталерозливних ковшів; 9 - проліт позапічної обробки сталі; 10 - установки позапічної обробки сталі 11 - транспортний проліт; 12 - ад'юстаж; 13 - відділення пакування скрапу; 14 - ділянка переливу чавуну

Рисунок 1.2 – План киснево-конвертерного цеху з лінійним розташуванням МБЛЗ

Передача чавуну від доменної печі до конвертера здійснюється міксерними ковшами по коліях, перпендикулярних до осі завантажувального прольоту. Заливальні ковші встановлені на двох самохідних візках, які пересуваються по коліях. Відсіки для брухту розташовані перпендикулярно до осі завантажувальних прольотів. Лом транспортується в відсіки залізничним і автомобільним транспортом і подається на завантажувальні майданчики ковшами на самохідних візках; шлак з конвертерних контейнерів видаляється з ділянки первинної переробки ковшами на самохідних візках.

Сипучі матеріали та феросплави транспортуються автомобільним транспортом до приймального бункера на ділянці приймання сипучих матеріалів, а потім до витратного бункера за допомогою конвеєрної системи. Ковші зі сталлю транспортуються самохідними візками до установки безперервного лиття заготовки (МБЛЗ). У прольотах позапічної обробки сталі будуть побудовані три спеціальні агрегати для стабілізації хімічного складу і температури сталі, а також для корекції мікролегування, десульфурації, вмісту вуглецю, марганцю, кремнію та алюмінію. У кінці прольоту буде розташована ділянка проміжного ремонту ковшів і ділянка складання МБЛЗ. Всі прольоти відділення з'єднані між собою поперечною колією, по якій пересуваються самохідні візки. Сляби транспортуються від МБЛЗ роликівими візками до транспортно-обробного відділення прибудованого заводу.

#### **1.4 Розрахунок основного і допоміжного обладнання конвертерного цеху**

##### **1.4.1 Конвертерне відділення**

##### **Визначення ємності конвертера і кількості конвертерів**

В цеху з річним обсягом виробництва зливків 3 млн т приймається конвертер з номінальною продуктивністю (шихтою) 160 т.

Кількість безперервно працюючих конвертерів у цеху для забезпечення заданої продуктивності визначається зі співвідношення:

$$П_k^p = \frac{T_{ц}}{T_k^p}$$

де  $T_{ц}$  – річна продуктивність цеху, т. додатних зливків.

$T_k^p$  – річна продуктивність одного працюючого конвертера, т. додатних зливків.

Продуктивність одного працюючого конвертера можна обчислити за формулою:

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_k^p$$

де 8760 - кількість годин 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 ємність конвертера (скрап+чавун), т.

Тривалість плавки ( $\tau_{пл}$ ) для конвертера номінальною ємністю (садкою) 160т рівняється 31 хв. (завантаження лому – 2 хв, заливка чавуну – 2 хв, продування – 14 хв, відбір проб і аналіз – 4 хв, злив металу – 4 хв, злив шлаку – 2 хв, підготовка конвертера – 3 хв) або  $\tau_{пл} = 31 : 60 = 0,52$  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 ( $m$ ).

$$m = 0,91 \cdot 0,96 = 0,8736$$

(або 87,36% від маси садки конвертера). Віднаходимо річну продуктивність одного безперервно працюючого конвертера номінальною ємністю (садкою) 160 т:

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_k^p$$

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - 3,5)}{100 \cdot 0,52} \cdot 0,8736 \cdot 160 = 2272273,92 \text{ (млн.т)}$$

Для забезпечення річної продуктивності цеху 3 млн.тонн необхідно безперервно працюючих конвертерів номінальною ємністю 160 т.

$$\eta_k^p = \frac{T_{ц}}{T_k} = \frac{3000000}{2272273,92} = 1,32 \text{ конвертера.}$$

де  $T_{ц}$  – річна продуктивність цеху, т придатних злитків;

$T_k$  - річна продуктивність одного працюючого конвертера, т придатних злитків.

Приймаємо два конвертера.

Для забезпечення заданої продуктивності цеху при двох безперервно працюючих конвертерах наближено тієї ж загальної тривалості плавки ( $\tau_{пл}=0,52$  години) фактична садка конвертера (скрап+чугун) має бути:

$$Q_k^\phi = Q_k^p \cdot \frac{P_k^p}{P_k^\phi} = 160 \cdot \frac{1,32}{2} = 105,6 \text{ т}$$

де  $Q_k^\phi$  - фактична (уточнена) садка конвертера, т;

$Q_k^p$  - завчасно прийнята (розрахункова) садка конвертера, т;

$P_k^p$  – розрахункова кількість безперервно працюючих конвертерів номінальної ємкості (садкою) 160т;

$P_k^\phi$  - фактична (прийнята) кількість безперервно працюючих конвертерів.

При коефіцієнті виходу рідкої сталі з металозавалки рівному 0,91, маса плавки по рідкій сталі для конвертера 105,6 т складе:

$$M_{ж} = Q_k^\phi \cdot 0,91 = 105,6 \cdot 0,91 = 96,1 \text{ т}$$

При коефіцієнті виходу придатних злитків з рідкої сталі, рівному 0,96, маса плавки по придатних злитках набуде:

$$M_{зл} = Q_k^\phi \cdot 0,96 = 105,6 \cdot 0,96 = 101,38 \text{ т}$$

При тій же загальній тривалості плавки ( $\tau_{пл} = 0,52$  години) річна продуктивність одного безперервного працюючого конвертера садкою 160 т набуде:

$$T_k^\phi = T_k^p \cdot \frac{Q_k^\phi}{Q_k^p} = 2272273,92 \cdot \frac{105,6}{160} = 1499700,8 \text{ т (1,5 млн.т.)}$$

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

$$n_{пл}^{max} = \frac{24 \cdot 2}{0,52} = 92 \text{ плавки}$$

де 2 – кількість водночас працюючих конвертерів;

0,52 – загальна тривалість плавки;

24 – кількість годин на добу.

Тоді максимально можлива добова продуктивність цеху по придатних злитках набуде:

$$A = M_{\text{сл}} \cdot n_{\text{пл}}^{\text{max}} = 101,38 \cdot 92 = 9328\text{т}$$

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

#### 1.4.2 Міксерне відділення

Міксери забезпечують безперебійну подачу чавуну на сталеплавильні агрегати незалежно від режиму роботи доменної печі, хімічного складу і усереднення температури. Як правило, міксерні відділення оснащуються двома міксерами. Недоліками подачі чавуну через міксерні відділення є високі капітальні та експлуатаційні витрати, значне зниження температури чавуну через додаткові переливи і транспортування відкритим ковшем.

Сучасні комбінати віддають перевагу подачі чавуну через ковші-міксери. На практиці використовуються мобільні міксери місткістю 150, 420 і 600 тонн. Сигароподібні або циліндричні ємності заповнюються вогнетривкою глиною і транспортуються залізничними коліями на багатовісних візках. Ківш оснащений поворотним приводом. Максимальний кут повороту -  $180^\circ$ . Чавун з доменної печі міксерним ковшем транспортується в розливний цех доменного цеху, де він заливається в розливний ківш.

Передбачуваний цех використовує ківш-міксер для доставки чавуну з доменного цеху. Використання міксерів зменшує кількість переливів чавуну і втрати чавуну під час переливів, підвищує температуру чавуну, що заливається в доменну піч, приблизно на  $50^\circ\text{C}$  і виключає витрату палива. Основна перевага використання ковшів-міксерів полягає в тому, що температуру чавуну, що заливається в доменну піч, можна підвищити, тим самим збільшуючи коефіцієнт утилізації брухту і знижуючи собівартість сталі.

Чавун в ковші-міксері транспортується на переливну ділянку конвертерного цеху на завантажувальному прольоті ділянки, де розташований



розливний кран. У завантажувальному прольоті розливної ділянки передбачена тупикова колія.

Ділянка розливання обладнана спеціальною пересувною витяжною шафою, підключеною до системи газоочищення для уловлювання газів і графіту. Під час переливання чавуну з міксерного ковша в розливний ківш відбувається відсікання шлаку. Шлак зливається в шлаковий ківш, встановлений на транспортному візку під зоною розливання.

Розливний ківш транспортується самохідним чавуновозом до розливного крана по колії широкої колії, прокладеній по підлозі цеху [1].

### **Вибір ємності і визначення кількості міксерів**

Сумарна потрібна ємність міксерів ( $\sum Q_M$ ) може бути визначена:

$$\sum Q_M = \frac{K_q \cdot A \cdot \tau_q \cdot 1,01}{24 \cdot \eta}$$

де  $A$  - 9328 – добова продуктивність цеху, який проектується в придатних злитках, т;

$\tau_q = 7,0$  - прийнятий в проекті середній час перебування чавуну в міксері, необхідні для усереднювання його складу і температури, година, (зазвичай знаходиться в межах 6-9 годин, але не менше 6 годин);

$\eta = 0,70$  – 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;

$K_q$  - витрата чавуну на тону придатних злитків, т/т.

$$K_q = \frac{75}{100 \cdot 0,8736} = 0,86 \text{ т/т}$$

де: 75,0 – вміст рідкого чавуну в металевій шихті, %.

Вишукуємо необхідну сумарну ємність міксерів в цеху, який плануємо:

$$\sum Q_M = \frac{0,86 \cdot 9328 \cdot 7 \cdot 1,01}{24 \cdot 0,70} = 3375,96 \text{ т/добу}$$

При ємності міксера  $Q_M = 1300$ т, кількість міксерів в цеху буде рівнятиметься:

$$\eta_M^p = \frac{\sum Q_M}{Q_M} = \frac{3375,96}{1300} = 2,6 \text{ міксера}$$

Беремо два міксери ємністю 1300 т, відтак середній фактичний час пробування рідкого чавуну в міксері складе:

$$\tau_{\text{ч}}^{\phi} = \frac{2 \cdot 1300 \cdot 7,0}{3375,96} = 5,39 \text{ годин.}$$

Кількість заливних кранів в міксерному відділенні (при коефіцієнті їх завантаження, рівному 0,7) можна облічити по наступній формулі:

$$n_{\text{кр.м}}^{\text{залив.}} = \frac{k \cdot A \cdot K_{\text{ч}} \cdot \sum_{\text{к}}^{\text{ч}}}{1440 \cdot b}$$

де  $k$  – коефіцієнт зайнятості крана на допоміжних операціях (1,15);

$A$  – добова продуктивність цеху в придатних зливках, т;

$K_{\text{ч}}$  – коефіцієнт витрати чавуну на тонну придатних злиwkів, т/т;

$\sum_{\text{к}}^{\text{ч}}$  – сума витрат кранового часу на 1 т чавуну, що зливається в міксер, хв.;

$b$  – коефіцієнт використання крану (0,8);

1440 – кількість хвилин у добі.

Сума витрат кранового часу на заливку 1 т чавуну в міксер відзначається по формулі:

$$\sum_{\text{к}}^{\text{ч}} = \frac{1,15 \cdot \tau_3}{v_{\text{к}} \cdot Q_{\text{ковш}}}$$

де  $\tau_3$  – тривалість операції заливки в міксер одного ковша чавуну, хв. (за даними практики, залежно від ємності ковша і інших конкретних умов роботи у відділенні, може бути в межах 14-18 хв.);

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

$Q_{\text{ковш}}$  – ємність чавуновозного ковша, т.

Беручи для умов цеху, який проектуємо, середню тривалість операції заливки одного ковша чавуну в міксер (при ємності ковша  $Q_{\text{ковш}}=175$  т) рівною 16хв. ( $\tau_3 = 14$ хв.), середній коефіцієнт заповнення ковша  $v_{\text{к}} = 0,85$ , добудемо наступну сумарну зайнятість заливального крану на 1 т чавуну:

$$\sum_k^ч = \frac{1,15 \cdot 16}{0,85 \cdot 175} = 0,124 \text{ хв/т.}$$

Вишукуємо необхідну кількість заливальних кранів в міксерному відділенні цеху, який проектуємо:

$$n_{\text{кр.м}}^{\text{залив.}} = \frac{1,15 \cdot 9328 \cdot 0,86 \cdot 0,124}{1440 \cdot 0,8} = 0,99$$

З урахуванням резервних беремо один заливальний кран.

Кількість необхідних міксерних ковшів:

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

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 обороту одного міксерного ковша, година. Беремо  $\tau_{\text{МК}} = 5$  годин;

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

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

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

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

$$P_{\text{МК}}^{\text{заг}} = \frac{132,19 \cdot 92 \cdot 5}{280 \cdot 0,8 \cdot 24} + 4 = 16 \text{ ковшів}$$

Беремо 16 міксерних ковшів ємністю 280 т.

### 1.4.3 Шихтове відділення

Кількість металобрухту в металевій шихті сучасних конвертерних печей може досягати 30%; об'ємна вага металобрухту в конвертерних цехах коливається від 0,8 до 1,4 т/м<sup>3</sup>. Металобрухт транспортується до шихтового цеху залізничним або автомобільним транспортом і завантажується безпосередньо з коліс або з шихтової ями в ковші, які зберігаються окремо за якістю (об'ємною вагою і забрудненням). Вага брухту в ковші регулюється після його зважування на платформних або кранових вагах. Під час завантаження конвертера ковші повинні розташовуватися поперек завантажувального прольоту. Для нових цехів вважається доцільним використовувати мостовий кран з одним ковшем.

Системи подачі і завантаження сипучих матеріалів в конвертер включають в себе автоматизовану систему, розташовану над конвертером, і трасу подачі матеріалу в завантажувальний бункер системи завантаження.

На сучасних заводах бункери подачі феросплавів розташовані в одному ряду з бункерами сипучих матеріалів. Феросплав подається з відділення загальної шихти в бункери за допомогою конвеєрів для подачі сипучих матеріалів. З бункера феросплав завантажується в одну з індукційних печей через дозуючі ваги за допомогою візків і трубних наконечників. Розплав зливається в ківш на самохідному візку і направляється в конвертер [3].

Призначення завантажувальної дільниці - прийом і розвантаження сировини, що надходить у цех, зберігання певного запасу для забезпечення роботи цеху в разі перебоїв у постачанні, а також підготовка матеріалу до завантаження в плавильне обладнання. Підготовчі роботи включають зважування матеріалу і завантаження його в ковші, бункери і приймальне обладнання на конвеєрних системах для подачі матеріалу з цеху.

Для сипучих матеріалів на сучасних заводах завжди створюють окреме шихтове відділення, а для магнітних матеріалів - шихтову естакаду в головному корпусі.

У шихтовому відділенні шихтового двору зберігається переважно металобрухт і, в деяких випадках, розкислювачі. Для зберігання цих матеріалів передбачені ями. Загальна місткість ям для зберігання брухту визначається кількістю сталі, що виробляється в цеху (тонни на добу), витратою брухту на тону сталі, кількістю днів зберігання і об'ємною вагою брухту.

Проектований цех передбачає паралельне розташування брухтових секцій, де брухт завантажується під робочим столом і подається в конвертер ковшем за допомогою вантажного пролітного крана. Для завантаження всього брухту в конвертер зазвичай достатньо двох ковшів об'ємом 50 м<sup>3</sup>.

Завантажені ковші вивозяться з сектора самохідними скраповозами по коліях, перпендикулярних до осі завантажувального майданчика. Для сортування ковшів використовуються мостові крани.

Сипучі матеріали, такі як вапно і плавиковий шпат, зберігаються у відділі сипучих матеріалів. Щоб запобігти потраплянню вологи, всі сипучі матеріали зберігаються в закритому приміщенні з прямковим бункером, після чого ці матеріали перевантажуються в приймальний бункер.

#### 1.4.4 Визначення кількості основного устаткування шихтового двору

Витрата матеріалів на плавку:

$$P_{\text{пл}} = P_{\text{к}} \cdot M_{\text{сл}}$$

де  $M_{\text{сл}} = 101,38$  т - маса плавки в придатних злитках, т:

$P_{\text{к}}$  - витратний коефіцієнт відповідного матеріалу на тону придатних злитків, т/т,  $P_{\text{к}} = \frac{a}{100 \cdot 0,892} = \frac{a}{89,2}$

$a$  – витрата відповідного матеріалу на 100 кг металевого завалення, кг.

Добова витрата матеріалів по цеху:

$$P_{\text{сут}} = P_{\text{пл}} \cdot P_{\text{пл}}^{\text{макс}}$$

Кількість матеріалів на шихтовому дворі:

$$P_{\text{шд}} = P_{\text{сут}} \cdot P_{\text{сут}}^{\text{зап}}$$

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

Результати розрахунків запасів представлені у таблиці 1.1.

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

$$P_{\text{кр.ш}} = \frac{K \cdot A \cdot \sum_{\text{к}}^{\text{сл}}}{1440 \cdot v}$$

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);

$\sum_{\text{к}}^{\text{сл}}$  – сума витрат часу крану на одну тону злитків, хв.

Таблиця 1.1 – Запаси сирих матеріалів в цеху

Найменування матеріалів	Витрата на 100кг металозавалки (а), кг	Витратний коефіцієнт (Р <sub>к</sub> ), т/т	Витрата на одну плавку (Р <sub>пл</sub> ), т	Максимальна добова витрата матеріалів по цеху (Р <sub>сут</sub> ), т	Всього матеріалів на шихтовому дворі з врахуванням запасу	
					Норми запасу, доба	Кількість матеріалів на шихтовому дворі (Р <sub>шд</sub> ), т
1.Металевий лом	25	0,2803	28,42	2615	8	20920
2.Вапно	5,02	0,0563	5,7	525	2	1050
3.Руда залізна						
4.Плавиківий шпат	0,30	0,0034	0,34	32	20	640
5.Феромарганець	0,70	0,0078	0,79	73	25	1825
6.Феросиліцій 45%-ний	0,70	0,0078	0,79	73	25	821
7. Нікель	1,11	0,0124	1,26	116	25	2900
8.Ферохром	1,07	0,0120	1,22	97	25	2425

Таблиця 1.2 – Сумарні витрати часу крану на тонну злитків

Найменування шихтових матеріалів	Витратний коефіцієнт т/т	Тривалість операцій, хв/т	Σ <sub>к</sub> <sup>сл</sup> , хв/т	
			Магнітні крани	Грейферні крани
Металевий лом	0,2803	1,0/2+1,2=1,7	0,476	-
FeMn	0,0078	0,75+0,85=1,6	0,012	-
FeSi	0,0078	0,9+1,0=1,9	0,015	-
Вапно	0,0563	1,4	-	0,079
Руда залізна				
Нікель	0,0124	0,85+0,9=1,75	0,022	-
Ферохром	0,0120	0,9+1=1,9	0,023	-
Плав. шпат	0,0034	0,6	-	0,002
Разом	-	-	0,548	0,081

а) Кількість магнітних шихтових кранів у скрапному відділенні

$$P_{кр.ш}^м = \frac{1,15 \cdot 9328 \cdot 0,548}{1440 \cdot 0,8} = 5,1 \text{ кранів,}$$

де А=9328 - максимальна добова продуктивність цеху, т.

Беремо 5магнітних кранів вантажопідйомністю 15 т.

б) Кількість грейферних кранів у відділенні сипких матеріалів:

$$P_{кр.ш}^{гр.} = \frac{1,15 \cdot 9328 \cdot 0,081}{1440 \cdot 0,8} = 0,75 \text{ крана.}$$

Беремо 1грейферний кран вантажопідйомністю 15 т.

#### **1.4.5 Відділення безперервного лиття заготовок**

Основні переваги безперервного лиття:

1. процес стабільний і не залежить від навичок ливарника;
2. вихід продукції збільшується на 6-12% в порівнянні зі звичайним литтям;
3. немає необхідності будувати дорогі обтискні машини;
4. капітальні інвестиції, необхідні для будівництва заводу з машиною безперервного лиття, приблизно в 1,5 рази вище, ніж при звичайному литті;
5. більша гнучкість роботи та рівномірне постачання заготовки на прокатний стан;
6. можливість автоматизації процесу;
7. поліпшення умов праці, скорочення робочої сили, збільшення частки кваліфікованих робітників і підвищення їхньої продуктивності;
8. забезпечується вища якість зливків (відсутність мікророзрідження та підвищення однорідності металу).

Установки безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) будуються як самостійні блоки, з'єднані з конвертерною галереєю трактом транспортування сталі; МБЛЗ складаються з ділянки позапічної обробки, роздачі, машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), машин газового різання і транспорту заготовок. Машина безперервного лиття заготовок з'єднана з головною будівлею цеху бічним трактом транспортування сталі і являє собою багатопролітну будівлю, паралельну прольоту головної будівлі. При лінійному компонуванні всі машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) розташовані в одному прольоті ортогонально до траси сталерозливних ковшів. Зливки вивантажуються навпроти конвертерного цеху; МБЛЗ розташовані в ряд уздовж розподільчого прольоту, а на межі між прольотом МБЛЗ і розподільчим прольотом знаходиться поворотний стенд з віссю. Всі ці прольоти обладнані мостовими кранами.

У позапічних прольотах сталевози, завантажені ковшами, паркуються на стендах, сталь у ковшах продувається аргоном без вивантаження ковшів з автотранспорту, і автотранспортом доставляються ковші до роздавальних прольотів. У розподільчому прольоті ківш знімається краном із сталевоза і транспортується до МБЛЗ, де встановлюється на консоль обертового стенду в розподільчому прольоті. Після повороту стенду на  $180^\circ$  ківш встановлюється на проміжний ківш і кристалізатор. Після завершення розливання шлак за допомогою крана зливається в шлаковий ківш, а порожній ківш поміщається на сталевоз і перевозиться до проміжного ковша в головному корпусі.

Проміжні ковші готують і ремонтують у розподільчому прольоті ліворуч від прольоту МБЛЗ.

Ковші, що передаються з розподільчих ділянок до МБЛЗ, транспортуються візком по бічних коліях і встановлюються краном на розігрівальну платформу на робочому столі МБЛЗ і на візок, який встановлює ковші на кристалізатор перед розливанням.

З валків МБЛЗ відлиті заготовки направляються на роликівий візок, який по бічній колії подає заготовки на рольганг, що переміщує заготовки на склад [7].

Необхідна кількість МБЛЗ  $n_m$  визначається зі співвідношення:

$$n_m = \Pi_{ц} / \Pi_m$$

де  $\Pi_{ц}$  і  $\Pi_m$  - річна продуктивність однієї МБЛЗ, т литих заготовок.

Річну продуктивність однієї МБЛЗ встановлюємо по формулі:

$$\Pi = P \frac{1440 * m}{m * t_m + t_{п}} * a * n$$

де  $P$  - маса сталі в сталерозливному ковші,  $P = 160$  т

$a$  - вихід придатних заготовок при безперервному розливанні,  $a = 0,98$ ;

$n$  - число робочої доби машини в році, діб / рік;

$m$  - число плавок, що розливаються без перерви (приймаємо 10);

$t_m$  - машинний час (час розливання однієї плавки), хв.;

$t_{п}$  - пауза між серією плавок, хв.



Число робочих діб МБЛЗ в році приймаємо рівним 291 (останній час відводиться на ремонти, заміну кристалізаторів і секцій вторинного охолодження і ін.).

При роботі методом «плавка на плавку» використовується в розрахунку пауза повинна бути кратна ритму подачі ковшів з рідким металом. При підготовці машини за 160 хв. і ритмі подачі ковшів, рівному 17 хв., величину  $t_{\text{п}}$  слід брати рівній 170 хв.

Тривалість розливання плавки або ковша (машинний час  $t_{\text{м}}$ ) встановлюємо по формулі:

$$t_{\text{м}} = P / (N \cdot F \cdot v \cdot d),$$

де  $N$  – число струмків МБЛЗ;

$F$  – площа поперечного перетину злитку, що відливається,  $\text{м}^2$ ;

$v$  – лінійна швидкість розливання,  $\text{м/хв.}$ ;

$d$  – щільність сталі (для спокійної сталі її приймають  $7,5 \text{ т/м}^3$ ).

Лінійну швидкість рахуємо по формулі:

$$v = K_{\text{с}} \cdot (a + b) / ab$$

де  $a$  і  $b$  – ширина і товщина заготовки, що відливається:  $a = 2,5 \text{ м}$ ,  $b = 0,3 \text{ м}$ ;

$K_{\text{с}}$  – коефіцієнт, що враховує марку сталі, що розливається ( $K_{\text{с}} = 0,3$ ).

$$v = 0,3 \cdot (2,5 + 0,3) / 2,5 \cdot 0,3 = 1,12 \text{ м}$$

$$t_{\text{м}} = 250 / (2 \cdot 0,75 \cdot 1,12 \cdot 7,5) = 19,84 \text{ хв.};$$

$$P_{\text{м}} = 160 \cdot 1440 \cdot 10 \cdot 0,98 \cdot 291 / 10 \cdot 19,84 + 170 = 2786775 \text{ т.};$$

$$N_{\text{м}} = 3000000 / 2786775 = 1,1 \approx 1$$

Беремо дві установки МБЛЗ: одна – в роботі, одна – в резерві.

#### 1.4.6 Відділення позапічної обробки сталі

Ділянка позапічної обробки сталі ККЦ складається з обладнання для вакуумної обробки сталі, обладнання для продувки аргоном і печі ОКБ-1320 для виплавки синтетичного шлаку. Вакуумна установка періодичної дії ВП-350

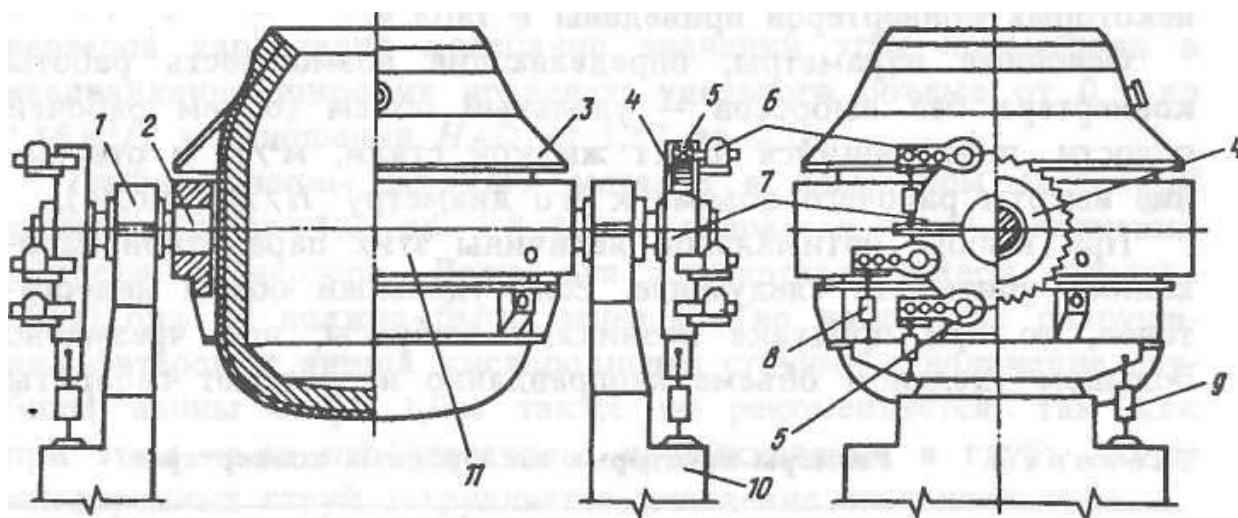
використовується для позапічної обробки шляхом багаторазового всмоктування рідкої сталі з ковша у вакуумну камеру по секціях з метою дегазації, коригування хімічного складу, розкислення і легування у вакуумі. Системи продувки сталі аргоном забезпечують дегазацію сталі в ковші, очищення від неметалевих включень, коригування хімічного складу і зниження температури перегрітого розплаву до заданого значення шляхом додавання дрібного брухту. В даний час виплавка на синтетичних шлаках не практикується, оскільки шлак переробляється в твердій шлакоутворюючій суміші [12].

## 2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Кисневий конвертер - це внутрішньо футерований, грушоподібний, поворотний посудину зі сталевим патрубком у верхній частині і отворами для введення в порожнину конвертера кисневого дуття, відведення газів, заливки чавуну, подачі брухту і шлакоутворюючого матеріалу, а також вивантаження шлаку. Місткість існуючих конвертерних печей коливається від 50 до 400 тонн. У нашій країні існує типовий діапазон місткості конвертерів: 50, 100, 130, 160, 200, 250, 300, 350 і 400 тонн.

Профіль робочого об'єму, утвореного футеровкою вітчизняного конвертера, зазвичай має вигляд, показаний на рис. 2.1. Горловина, що примикає до циліндричної форми, яка звужується догори, звужується донизу і закінчується сферичним дном. Менші (<130 т) конвертери можуть мати плоске дно для полегшення укладання.

Конвертери відрізняються за формою корпусу. Корпус може мати таку ж форму, як і робочий об'єм, тобто конічне днище (рис. 2.1а), сферичне днище, що прилягає до циліндричної частини без конічного днища, або сферичне днище з невеликим звуженням (нахил до вертикалі  $\sim 6^\circ$ ) в нижній половині.



1 - опорний підшипник; 2 - цапфа; 3 - захисний кожух; 4 - ведене зубчасте колесо; 5 - вал-шестірня; 6 - начіпний електродвигун з редуктором; 7 - корпус веденого колеса; 8, 9 - демпфер; 10 - опорна станина; 11 - опорне кільце

Рисунок 2.1- Кисневий конвертер із двостороннім навісним багатодвигунним механізмом повороту

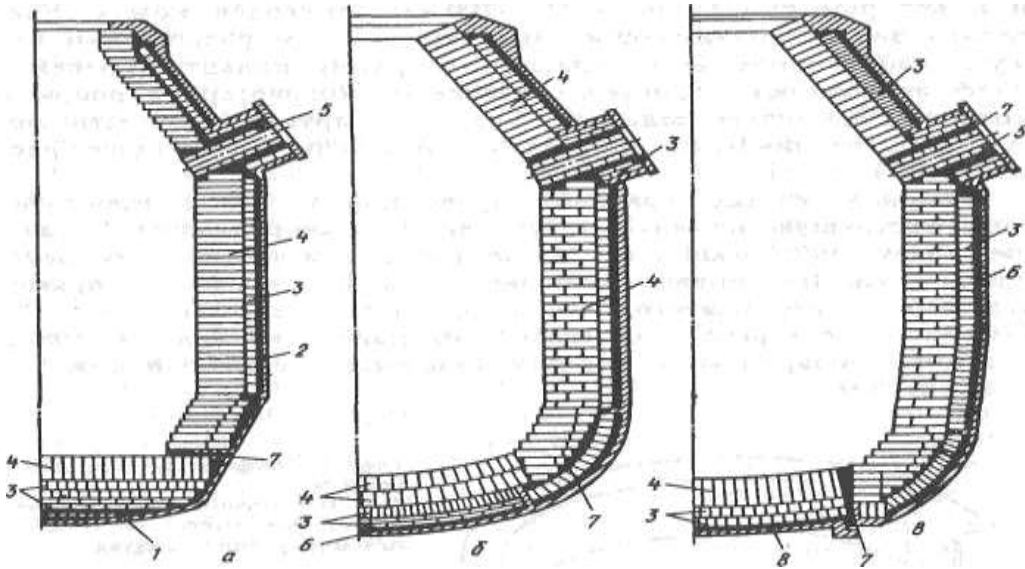
Оскільки метал, що виливається, знижує вихід придатного для використання сталі і вимагає періодичних зупинок для видалення накопиченого металу з горловини і вхідного отвору конвертера, конвертери повинні бути розраховані таким чином, щоб забезпечувати продувку без вилливу металу з горловини. Деякі розміри конвертерів наведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Розміри деяких кисневих конвертерів

Ємність, т	Висота робочого простору $H$ , м	Діаметр робочого простору $D$ , м	Співвідношення $H/D$	Питомий об'єм, $\text{м}^3/\text{т}$	Глибина ванни, м	Діаметр горловини $D_c$ , м
30	5,85	2,78	2,10	1,0	0,85	1,40
40	5,50	3,00	1,83	0,81	1,00	1,50
100	7,65	4,00	1,90	0,80	1,50	1,65
135	8,50	5,55	1,53	1,10	1,34	2,60
160	9,35	5,52	1,69	0,93	1,71	2,85
200	9,50	5,95	1,60	1,03	1,78	3,10
250	8,83	6,60	1,34	1,01	1,45	3,20
300	9,27	6,55	1,41	0,87	1,80	3,43
350	9,90	7,00	1,41	0,92	1,80	4,00
400	10,40	7,50	1,41	0,95	1,85	4,25

Корпус конвертера може бути виготовлений зі зварного сталевих листа товщиною 20-110 мм, суцільнозварним або з окремим дном, і закріплений за допомогою болтів або клинів. Розташування горловини конвертера симетричне, що дозволяє вставляти кисневий інгалятор строго по осі конвертера. Це забезпечує рівномірний відвід кисневого струменя від стінок конвертера і рівномірний знос футеровки.

Горловина піддається впливу більш високих температур і викришування, ніж інші елементи кожуха, і може бути пошкоджена під час видалення крапель застиглому металу або під час видалення шлаку. Тому верхня частина горловини захищена величезним шоломом. Нижню частину конвертера зазвичай роблять сферичної форми. Така форма полегшує циркуляцію металу у верхній частині дуття і допомагає зменшити знос футерівки. Широко використовуються як цілісні (рис. 2.2б), так і знімні днища. Знімні днища можуть бути як вмонтованими (рис. 2.2а), так і вставними (рис. 2.2в).



1 - від'ємне днище; 2 - кожух конвертера; 3 - арматурний шар футеровки 4 - робітник шар футеровки; 5 - блоки із плавненого магнезиту; 6 - предарматурний шар (вогнетривка маса, азбест); 7 - вогнетривка маса; 8 - вставне днище

Рисунок 2.2 - Футеровка кисневих конвертерів із приставними (а), неокремим (б) і вставними (в) днищами

Перевага конвертера з від'ємним днищем полягає в тому, що ремонт футерівки виконується легше і швидше. Охолодження прискорюється після зняття подини, а розбити зношену футеровку і подати вогнетривкий матеріал в порожнину конвертера для нової кладки легше, ніж через вузьку горловину конвертера. Основним недоліком знімних днищ зазвичай є низька міцність і надійність конструкції нижньої частини корпусу конвертера.

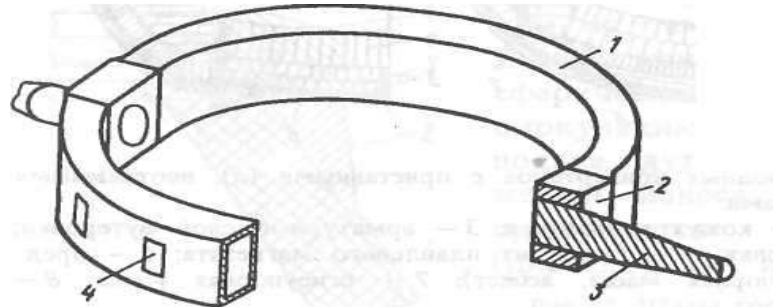
Перевагою незнімних секцій днища є зменшення ваги і спрощення конструкції, оскільки відсутній пристрій фіксації днища.

Конвертер підтримується цапфами на роликівих опорних підшипниках, встановлених на опорній рамі.

Сучасні кисневі конвертери мають окреме опорне кільце, на яке встановлюється цапфа і до якого кріпиться корпус з зазором 150-200 мм. Цей зазор запобігає передачі на опорне кільце деформації, викликані тепловим розширенням корпусу, і запобігає перекосу цапфи. Існують різні системи

кріплення конвертера до опорного кільця, наприклад, підвіска або стопори, але вони повинні забезпечувати вільне розширення корпусу.

Опорне кільце (рис. 2.3) складається з двох півкільць 1 і двох закріплених між ними цапф 2, півкільця і цапфи фіксуються шпильками.



1 - півкільце; 2 - цапфова плита; 3 - цапфа; 4 - вікно для циркуляції повітря

Рисунок 2.3 – Схема опорного кільця

Поворотний механізм дозволяє конвертеру обертатися на  $360^\circ$  навколо осі цапфи зі швидкістю 0,1-1 м/хв; за допомогою повороту конвертера можна виконувати такі технічні операції, як заливка чавуну, завантаження скрапу і злив чавуну і шлаку.

Механізм повороту може бути одностороннім або двостороннім; конвертери вагою до 130-150 т мають односторонній механізм повороту з одним штифтом, з'єднаним з приводом. Нахил важких конвертерів вимагає високого крутного моменту, що створює високі навантаження на металеву конструкцію опорного кільця і приводного блоку. Тому, щоб розподілити навантаження більш рівномірно, механізм нахилу важкого конвертера є двостороннім. Механізм має два приводи, які працюють синхронно, кожен з яких з'єднаний з однією цапфою.

Механізми повороту можуть бути як стаціонарними, так і шарнірними. Стаціонарні механізми зазвичай складаються з електродвигуна і редуктора, встановленого на міцній основі, крутний момент якого передається на цапфу через шпindel або зубчасту муфту. Недоліком такого механізму є те, що через свою стаціонарність він схильний до впливу неспіввісності обертових штифтів і

ударних навантажень при включенні приводу, що призводить до швидкого зносу.

Вони також піддаються суворим умовам експлуатації, таким як високі температури, термічні напруги через зміну температури футерівки, удари осколків шихти під час завантаження і змінні навантаження через обертання корпусу доменної печі. Вони також піддаються зносу через хімічну взаємодію зі шлаком і вплив потоку металу і шлаку, що розвивається.

Знос вогнетриву кисневого конвертера залежить як від якості цегли, так і від процесу виплавки. Футерівка кисневого концентратора під час експлуатації повинна витримувати наступне:

а) інтенсивним тепловим потокам, що виникають із боку рідкої фази ванни, первинної реакційної зони й, особливо, високотемпературного смолоскипа, що утвориться при розташуванні фурми над ванною, що може привести до оплавлення футеровки. Зі збільшенням висоти фурми над ванною ця дія підсилюється. Тому застосовувані вогнетриви повинні мати досить високі температури початку розм'якшення й плавлення;

б) футеровка повинна мати достатню термостійкість (стійкість до відколів) через швидкі зміни температури поверхні між плавленнями. У цьому відношенні термін служби верхньої частини футерування є несприятливим;

в) ерозія - механічний знос: викликаний інтенсивним рухом рідкої фази ванни під час продувки. Нещодавно було висловлено припущення, що цей тип зносу не є значним за нормальних умов плавки. Механічний знос спричиняється уламками брухту, що вдаряються об футеровку під час завантаження. З цієї причини сторона завантаження футерівки може бути потовщеною. Знос може бути викликаний механічним впливом на горловину при очищенні від бризок;

г) фізико-хімічний (корозійний) вплив рідкої фази ванни, зокрема, бризок шлаку і газоподібної фази. Дослідження показали, що корозійний вплив шлаку на вогнетривкі матеріали в сотні разів перевищує вплив окислених металів.

Поряд з підвищенням якості вогнетривів, кладки і конвертерної технології велике значення має обслуговування футерівки в процесі експлуатації. Для підвищення стійкості футерівки виконуються такі операції:

- Дробоструминне очищення всієї футерівки або найбільш зношених ділянок;
- Заварювання днища, "склепіння" і "подини" конвертера;
- шлакування футерівки;
- Гарячий ремонт з частковою заміною кладки;
- Відновлення (ремонт) сталевих випускних футеровок;
- Руїнування настилу горловини.

Як правило, всі ці операції повинні виконуватися в комплексі, за спеціальною програмою, яка чітко визначає періодичність і обсяг кожної операції. Обслуговування футеровки можна зробити більш ефективним, контролюючи знос за допомогою лазерного інтерферометра. Своєчасне обслуговування футерівки особливо важливе, коли частка брукхту в шихті збільшується в корпусі доменної печі в результаті попереднього нагрівання або допалювання CO в CO<sub>2</sub>.

Футеровка зазвичай складається з двох шарів: армуючого і робочого. Армуючий шар, що прилягає до кожуха, має товщину 110-250 мм і зменшує теплові втрати та захищає кожух у разі прогорання робочого шару. Армуючий шар виготовляється з магнезитової або магнезит-хромітової цегли і не потребує заміни протягом дуже тривалого часу (кілька років). Внутрішній або робочий шар зношується під час експлуатації і замінюється при ремонті футерівки. Їх товщина становить 500-800 мм, залежно від потужності конвертера. У конвертерних печах з окремим подом стик між футеровкою подом і стінками заповнюють смоляно-магнезитовою масою.

Напилення футерівки - це метод гарячого ремонту, при якому вогнетривка маса наноситься на зношені ділянки футерівки за допомогою розпилювача. Використовується дьогтьовий або напівсухий торкрет-бетон. Вертикальний торкрет-бетон наноситься за допомогою конвертера у вертикальному положенні або за допомогою конвертера в горизонтальному положенні, що вводиться підлоговою машиною. Вертикальний торкрет-бетон є повністю механізованою і автоматизованою операцією і не викликає забруднення повітря.



Вогнетривкий торкрет-бетон може бути виготовлений з вапна, вапна в суміші з різними добавками, доломіту, магнезиту, коксового палива (20-25% від обсягу торкрет-бетону) або пропану чи відновленого нафтового газу.

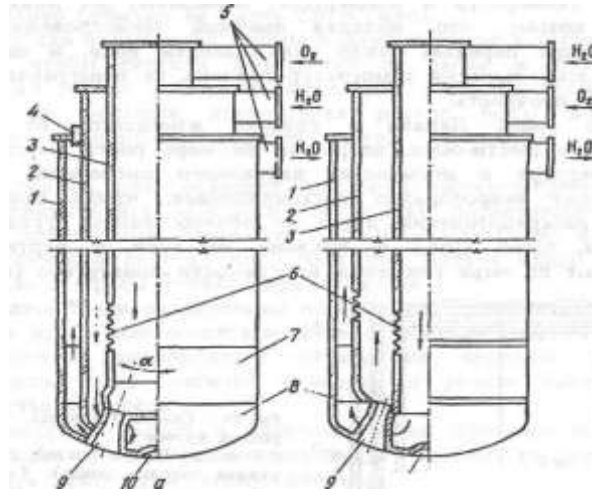
Товщина торкрет-покриття, що наноситься за одну операцію, становить 5-150 мм. Швидкість зносу торкрет-покриттів значно вища, ніж вогнетривких покриттів, і становить від 2 до 20 мм за плавку. Покриття з торкрет-бетону можна наносити товстим шаром (до 150 мм за одну операцію) або тонким (5-20 мм), причому останнє вимагає більшої кількості операцій.

Розпилення зазвичай починають після 150-200 розплавів і частоту операцій збільшують до кінця кампанії. Залежно від продуктивності конвертера і використовуваної технології торкретування витрата торкрет-бетону становить від 2 до 9 тонн за одну операцію, а час роботи - від 5 до 20 хвилин. Збільшення частоти торкретування (сталь з витратою торкрету 2 кг/тонну і більше) до 80-90% дозволило підвищити довговічність футеровки до 700-750 плавок. При цьому збільшення витрати торкрет-бетону залишається на тому ж рівні або 0,1-0,6 кг/т сталі.

Кисень подається в корпус конвертера через вертикально встановлену водоохолоджувану фурму, яка вводиться в корпус печі з горловини строго по його осі. Фурма піднімається і опускається за допомогою механізму, пов'язаного з механізмом повороту конвертера. Конвертер не може обертатися до тих пір, поки фурма не буде витягнуто з конвертера. Швидкість підйому та опускання фурми варіюється між 0,1 та 1 м/с.

Фурма виготовлена з трьох концентрично розташованих сталевих трубок і має мідну головку з соплом внизу (рис. 2.4).

Головка може бути зварною або литою. З міді виготовляють всю головку або її нижню частину з соплами, звернену до зони найвищих температур в конвертері (до 2600°C). Це пов'язано з тим, що мідь має високу теплопровідність і швидко віддає тепло охолоджуючій воді, завдяки чому головка не перегрівається і залишається міцною в діапазоні високих температур.



1-3 - сталеві труби; 4 - чепцеве ущільнення; 5 - патрубки для подачі кисню й води; 6 - компенсатор; 7 - зміна частина зовнішньої труби; 8 - мідна голівка фурми; 9 - сопло; 10 – виїмка

Рисунок 2.4 - Багатосоплові кисневі фурми із центральною подачею кисню (а) і води (б)

Кількість сопел Лавалю в головці збільшується з 3-4 до 6-7 зі збільшенням продуктивності конвертера і кількості кисню, що вдувається. Форсунки розташовують так, щоб вони розходилися у вигляді віяла, збільшуючи ступінь дисперсності вдування по об'єму ванни. Кут розбіжності сопел (кут  $\alpha$  по відношенню до вертикального напрямку валу) зменшується зі зменшенням продуктивності конвертера ( $19^\circ$  для 7-соплової фурми у великому конвертері і  $9^\circ$  для 3-соплової фурми в малому конвертері), що є необхідним, оскільки великий кут розбіжності струменя кисню в малому конвертері розташовується занадто близько до стінки і викликає більший знос футеровки. Для охолодження корпусу використовується охолоджуюча вода.

Вода для охолодження подається в такій кількості, щоб різниця температур на вході і виході не перевищувала  $30^\circ$  для запобігання випаданню солей жорсткості з води; у великих конвертерних печах витрата води може досягати  $500 \text{ м}^3/\text{год}$ . Термін служби головки становить 50-150 плавок.

Коли кисневі конвертери були вперше розроблені, використовувалися односоплові головки для роботи при низьких витратах кисню (до  $200\text{-}250 \text{ м}^3/\text{хв}$ ).

Більша витрата кисню при подачі одним струменем призводила до викиду металу під час продувки.

Пізніше були розроблені багатосоплові машини, які широко використовувалися в той час, і розподіляли потік кисню на кілька струменів, що призводило до більш м'якого продування і зниження швидких викидів.

Перехід на багатосоплові головки значно підвищив інтенсивність подачі кисню, що дозволило скоротити час плавки, а зменшення викидів призвело до збільшення виходу придатного металу на 1-2%.

Успішні фурми зараз проектуються з достатньою стабільністю з не більше ніж сімома соплами [1-7].

## 3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 3.1 Шихтові матеріали киснево-конвертерного процесу

Основними шихтовими матеріалами в процесі кисневої конверсії є рідкий чавун, сталевий брухт, шлакові матеріали (наприклад, вапно, флюорит) і феросплави для розкислення і легування. Також постійно використовується газоподібний кисень.

*Рідкий чавун.* Склад чавуну, що переробляється на різних заводах, коливається в широких межах: %: 4,2-4,5 C; 0,5-0,8 Si; 0,3-0,6 Mn; 0,03-0,05 S; 0,05-0,15 P. Однак досвід показує, що для забезпечення високих техніко-економічних показників процесу доцільно обмежувати вміст компонентів чавуну певним вузьким діапазоном виявляється бажаним обмеження вмісту чавунних компонентів певним вузьким діапазоном.

Якщо вміст кремнію занадто високий, збільшується витрата вапна для знешлаковування  $\text{SiO}_2$ , зростає кількість шлаку в конвертері, збільшуються втрати заліза і тепла через шлак, знижується стійкість футерівки конвертера. Позитивним моментом є те, що вищий вміст кремнію збільшує витрату брухту через підвищене виділення тепла при його окисленні.

Якщо  $[\text{Si}]_{\text{чав}}$  нижче оптимального значення, шлакоутворення на ранніх стадіях продувки відбувається повільніше через більш низьку температуру шлаку і меншу швидкість розчинення вапна при низькому вмісті  $M_{(\text{SiO}_2)}$ . Якщо шар шлаку тонкий, час холостого дуття довший, а період без шлаку довший, що сприяє підвищеному очищенню і вигоранню лопаток, видаленню пилу і розбризкуванню металу. При малих розмірах шлакових грудок шкідливі домішки гірше видаляються металом [8].

Оптимальний вміст кремнію в чавуні для охолодження розплавів скрапом становить 0,7-0,8%.

*Марганець.* Протягом багатьох років оптимальним вмістом марганцю в чавуні вважався 0,7-1,1 %. Прагнення конвертерних виробників використовувати чавуни з таким високим вмістом марганцю пояснюється тим,

що низький вміст марганцю уповільнює шлакоутворення, оскільки первинний шлак містить мало оксиду  $MnO$ , який сприяє розчиненню вапна.

Якщо вміст  $[Mn]$  дуже низький (0,2-0,3%), спостерігається зачищення льотки, оскільки на ранніх стадіях продувки не вистачає шлаку.

Високий вміст марганцю в чавуні значно покращує ковзання металу і десульфурацію, але збільшує вміст оксиду вуглецю. Більша частина марганцю окислюється під час конвертерного розчинення і безповоротно втрачається зі шлаком у вигляді  $MnO$ . Враховуючи це, а також той факт, що виробництво чавуну з високим вмістом марганцю ( $>0,7\%$ ) вимагає додавання в доменну шихту для доменного виробництва сталі руди з дефіцитом марганцю, оптимальним є чавун з вмістом  $Mn$  в межах 0,5-0,7%.

*Фосфор.* Високий вміст фосфору в чавуні ( $[P]>0,2\%$ ) значно ускладнює процес виплавки. Для виробництва сталі з низьким вмістом фосфору ( $[P]<0,02\%$ ) доводиться відкачувати шлак і додавати новий шлак під час продувки, що знижує продуктивність конвертера, вихід розплавленої сталі і довговічність футеровки. Якщо вміст фосфору в чавуні становить до 0,15%, відносно невеликий коефіцієнт розподілу  $L_R = (P_2O_5)/[P] = 100$  і залишковий вміст  $[P]$  становить менше 0,03%, навіть якщо вміст шлаку становить 10% від маси металу, тому низьковуглецеву сталь можна рафінувати без первинного скидання шлаку.

*Залізний брухт* є теплоносієм для доменної плавки, і його збільшення споживання може заощадити чавун і знизити собівартість сталі. Брухт, як і інші матеріали, що використовуються у виробництві сталі, не повинен містити високий вміст фосфору, сірки, домішок кольорових металів та іржі; кількість міді та нікелю, що не окислюються під час конвертерної плавки, не повинна перевищувати кількість міді та нікелю в сталі, що виплавляється (як правило,  $<0,2\%$ ). Великі шматки сміття повинні бути подрібнені, щоб вони не пошкодили футеровку при подачі і встигли розчинитися в рідкому металі до завершення продувки. Легкий брухт і стружка повинні бути упаковані. Використання неупакованого брухту збільшує час завантаження і викликає швидке розчинення брухту в чавуні, що призводить до швидкого падіння температури ванни на

початку продувки. Розміри кускового брухту повинні бути такими: довжина - не більше 1000 мм, товщина шматка - не більше 280 мм при швидкості дуття 4 м<sup>3</sup>/хв, розмір пакета - не більше 2000x1050x750 мм [6].

*Матеріали, що утворюють шлак.* Основними матеріалами, що утворюють шлак, є вапно і флюорит.

Якість вапна відіграє дуже важливу роль у кисневому процесі. Вапно має бути свіжообпаленим, однорідним за складом і розміром шматків, з мінімальним вмістом сірки (< 0,1%) і вологи та високою флюсуючою здатністю ( $\text{SiO}_2 < 3\%$ ).

Великі грудки повільно розчиняються в шлаку, тоді як дрібніші частинки виносяться при продувці ванни з конвертера відпрацьованими газами [10].

Тривалість шлакоутворення залежить від якості вапна. Чим менше недопаленого вапна і чим більш рівномірний його гранулометричний склад, тим швидше розчиняється вапно і утворюється вапняно-залізний шлак.

Тривалість безшлакового періоду визначає кількість залізовуглецю і довговічність футеровки і лопаток. Якщо шлакове покриття є недостатнім, лопатка має металеві відколи. Очищення горловини пера є трудомістким процесом; кількість вапна, що додається в конвертер, залежить головним чином від вмісту кремнію в чавуні, руди і вмісту руди. Недостатня кількість вапна призводить до утворення шлаку з недостатньою основою. Надлишок вапна не розчиняється і залишається в шлаку у вигляді грудок.

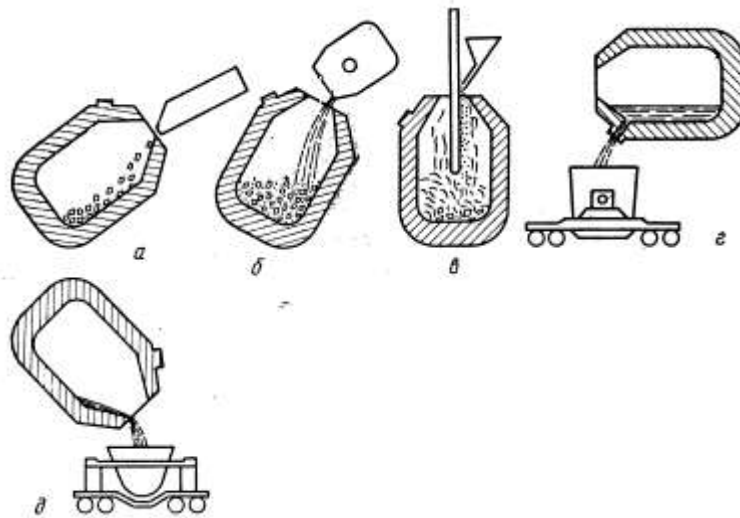
*Плавииковий шпат.* Флюорит - це сполука кальцію і фтору  $\text{CaF}_2$  з пустою породою. Якісний плавииковий шпат містить більше 92%  $\text{CaF}_2$  і менше 5%  $\text{SiO}_2$ . Флюорит має відносно низьку витрату (менше 0,3% від маси металу) і сприяє швидкому розчиненню вапна в шлаку і утворенню рухомого основного шлаку.

*Рудні та вапнякові брикети (РВБ).* РВБ виробляються шляхом окускування дрібнозернистих руд з високим вмістом заліза. Гранулювання цих руд шляхом брикетування або окускування забезпечує всі переваги обробки кускових руд (брикетування - це додавання зв'язуючої речовини до руди або рудно-вапнякової суміші з подальшим пресуванням під тиском; брикетування також відоме як окускування). Окускування - це метод виробництва кускової руди або суміші руди і вапняку та інших флюсових матеріалів без застосування

тиску. "Окатиші", сферичні грудки, виробляються шляхом гранулювання вологого матеріалу в гладкому барабані, що обертається, або на площині, що коливається). Брикети або окатиші обпалюють і сушать, щоб зробити їх міцнішими. Основна перевага рудних і вапнякових брикетів полягає в тому, що щільне змішування дрібної руди і вапняку призводить до утворення розчинної суміші і швидкого шлакоутворення.

### 3.2 Порядок ведення плавки

Процес виплавки сталі в конвертері можна розділити на кілька основних періодів: завантаження металевго брухту і шлаку, заливка рідкого чавуну, продувка ванни киснем, контроль і відбір проб температури металу, злив металу і шлаку, огляд футеровки конвертера і підготовка до наступної плавки. Робоче положення конвертера під час кожної з цих операцій показано на рисунку 3.1.



а - завалення брухту; б - заливка чавуну;

в - продування ванни і подача сипких; г - випуск металу; д - злив шлаку

Рисунок 3.1 - Робоче положення конвертера при виконанні різних операцій

*Завалення металевго брухту.* Металобрухт подається в конвертер двома ковшами по 50 м<sup>3</sup>. Завантаження брухту і впорскування чавуну в конвертер починається при температурі футеровки не менше 1000°C. Під час завантаження

ковші можуть бути нахилені до  $45^\circ$  у бік завантажувального відсіку, щоб лом ковзав по футеровці, а не падав зверху і не руйнував футеровку.

Ковші з брухтом переносяться з завантажувального прольоту в горловину конвертера напівпересувною машиною, нахиляються і засипаються в робочий простір конвертера; нахил конвертера забезпечує рівномірність розподілу брухту в конвертері.

*Заливання чавуну.* Рідкий чавун перед випуском попередньої плавки подається в конвертер у 350-тонному ковші. Після заливки шихти доменну піч нахиляють. За допомогою заливального крана чавун заливають у скрап. Після розливання піч конвертера встановлюють вертикально для продувки.

*Продування.* Для продувки використовується кисень з чистотою не менше 99,5% і вмістом азоту менше 0,1%. Тиск в цеховій магістралі повинен бути не менше 1,7 МПа. Продування розплаву здійснюється киснем зверху і нейтральним газом знизу конвертера під тиском не менше 4 бар, які подаються одночасно. Перед початком продувки необхідно перевірити готовність системи, механізмів і устаткування, зокрема охолоджувального казана і газової продувки. Забороняється починати продувку розплаву при наявності витоку з фурми.

Кожен конвертер обладнаний двома ярусами (робочий і резервний).

Під час пуску конвертера після ремонту, після заміни пера і на кожній першій плавці зміни визначається фактична висота пера над ванною. Вимірювання положення відкриття пера здійснюється наступним чином:

- Опустити кисневий аспіратор до горловини конвертера;
- Показання сельсина повинні збігатися з положенням шини.

Якщо відхилення більше 100 мм, відкоригуйте положення пера на таку ж величину. Продування розплавів може здійснюватися в режимі без допалювання або в режимі з частковим або повним допалюванням відпрацьованих газів у випускному тракті. Продування без допалювання відпрацьованих газів є основним режимом роботи конвертера. Продування киснем і подача сипучого матеріалу здійснюються відповідно до положень діючих технологічних інструкцій.



Витрата азоту через нижню шину під час продувки поступово збільшується з 50 м<sup>3</sup>/хв на початку продувки до 40-80 м<sup>3</sup>/хв до тих пір, поки на продувку не буде витрачено 85-90% заданого кисню.

Якщо є ознаки викиду металу або шлаку з конвертера, потік азоту через нижні вентиляційні отвори в цей період продувки можна збільшити до 80 м<sup>3</sup>/хв, а подачу кисню через верхні кисневі отвори підтримувати без додаткового регулювання, поки не буде усунена загроза викиду. У виняткових випадках продування припиняється і шлак відкачується.

Перехід з азоту на аргон відбувається в момент завершення продувки. Вага алюмінієвого дроту повинна становити 0,8-0,9 г, а вміст алюмінію в зразку не повинен перевищувати 0,2%.

Кожен зразок металу, доставлений в лабораторію, маркується і реєструється в журналі надходження зразків прокату:

- Дата і час отримання;
- номер плавильного агрегату і номер валка.

При використанні пробовідбірника необхідно переконатися, що картонна втулка суха, захисний ковпачок щільно притиснутий, а при струшуванні кварцової трубки немає звуку потріскування.

Пробу конвертерного шлаку слід відбирати з першої ложки першого рулону. Якщо використовується пробовідбірник, пробу шлаку слід відбирати, "заморозивши" її на металевому штифті.

Хвости металу і шлаку зливаються. Якщо аналіз металу показав, що вміст вуглецю, марганцю, сірки і фосфору відповідає заданим значенням, розплав готовий до зливу.

Коли МБЛЗ готова до роботи, за вказівкою начальника виробництва відбувається злив гарячого металу з конвертера в сталерозливний ківш. Вивантаження сталі з плавильної печі в ківш здійснюється через ківш діаметром 180-200 мм.

Час зливу розплавленого металу повинен становити не менше 5 хвилин. Заливати метал слід щільним потоком. Для цього конвертер слід злегка повернути, а потім обробити вихідний отвір. Конвертер повинен бути

максимально нахилений до ковша, щоб запобігти потраплянню шлаку в ківш. Температура футерівки ковша повинна бути не менше 5000°C. Розкислення металу алюмінієм відбувається під час зливу розплавленої сталі. Після зливу металу отвір закривається запірним пристроєм. Після випуску сталі конвертер нахиляють у зворотному напрямку для випуску рідкого шлаку, який зливають безпосередньо з горловини конвертера в шлаковий ківш.

Рекомендовані температурні параметри металу перед випуском наведені в таблиці 3.1.

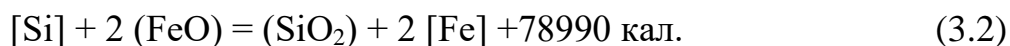
Таблиця 3.1 – Температура металу перед випуском, °C

Група марок сталі	Розливка на МНЛЗ		Розливка в виливниці
	Товщина слябів, мм		
	250	300	
Вуглецева	1645-1665	1640-1660	1640-1660
Низьколегована	1655-1675	1650-1670	1655-1675
Легована	1675-1690	1670-1685	1675-1690
Ст5сп, Ст35сп, 45	1650-1670	1655-1675	1630-1650

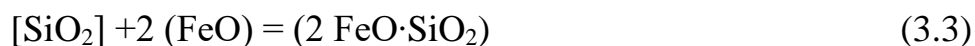
### 3.3 Основні реакції при виплавці сталі

#### 3.3.1 Окислення кремнію

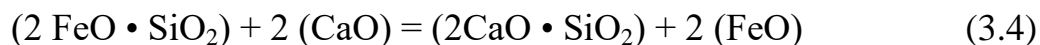
Кремній майже повністю окислюється протягом декількох хвилин після початку розчинення і його вміст у ванні стає незначним через 5-7 хвилин після початку. За цей же час окислюються марганець і фосфор. Окислення кремнію в перші хвилини плавки відбувається за реакцією:



Реакції проходять із значним виділенням тепла. Що виходить в початковій стадії формування шлаку кремнезем в металі практично не розчиняється. У шлаку він об'єднується з FeO і утворює силікати заліза:



У міру розчинення в шлаку вапна CaO витискає FeO з силікату заліза, оскільки є сильнішою основою, ніж FeO по реакції:



Кремнезем може засновувати в шлаках силікати і з іншими основними оксидами - MgO і MnO:



Але ці силікати у присутності CaO також є некріпкими. Утворення в основних шлаках вказаних силікатів приводить до того, що кремній в киснево-конвертерному процесі не відновлюється.

### 3.3.2 Окислення і відновлення марганцю

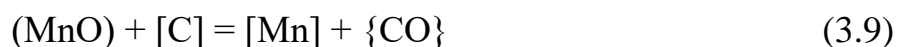
Окислення марганцю починається практично з перших хвилин продування плавки, але менш повно, чим окислення кремнію. Окислення марганцю в киснево-конвертерному процесі протікає по двох реакціях, що супроводжується виділенням тепла:



Ця реакція може відбуватися всередині металу або між металом і шлаком. Продукт реакції, оксид марганцю MnO, є основним оксидом. Його температура плавлення становить 1785 °С. Реакція окислення марганцю інтенсивно розвивається при температурі на початку процесу (1250-1420 °С), так що до моменту початку інтенсивного окислення вуглецю у ванні залишається близько 30% Mn від початкового вмісту в чавуні [7].

Як і SiO<sub>2</sub>, MnO практично не розчиняється в металі, але утворює розчинні сполуки з FeO, сприяючи утворенню рухомого шлаку. Підвищення температури ванни під час плавки і високий вміст вуглецю в ванні призводять до того, що в період інтенсивного окислення вуглецю починається відновлення марганцю зі

шлаку, оскільки MnO знаходиться у вільному стані в основному шлаку. Крім вуглецю, відновником марганцю може бути також залізо. Однак відновлення марганцю відбувається переважно реактивним шляхом:



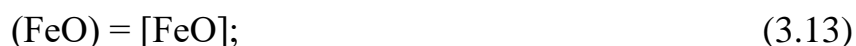
Ця реакція поглинає тепло і вимагає високих температур для її початку. Реакція окислення вуглецю і виділення великої кількості бульбашок CO інтенсивно перемішують металеву ванну, що призводить до хорошого контакту металу зі шлаком, дегазації металевій ванні і видалення неметалевих включень в шлаку.

### 3.3.3 Окислення вуглецю

Подача чистого кисню під тиском углиб металу доводить до окислення вуглецю. Окислення вуглецю здійснюється як безпосередньо за рахунок кисню дуття, так і за допомогою оксиду заліза по реакціях:



Середня швидкість окислення вуглецю прямо пропорційна кількості кисню, що подається в конвертер (рис. 3.2). Якщо подача кисню висока, а положення пера низьке, окислення вуглецю відбувається безпосередньо, в основному за допомогою дуття, щоб забезпечити хороше перемішування ванни і швидке вирівнювання складу. Якщо подача кисню висока, а положення пера високе, відбувається поверхневе окислення металу. Реакція зневуглецювання відбувається повільніше, оскільки швидкість окислення вуглецю значною мірою визначається швидкістю перенесення оксиду заліза зі шлаку в метал і протікає за наступними реакціями:



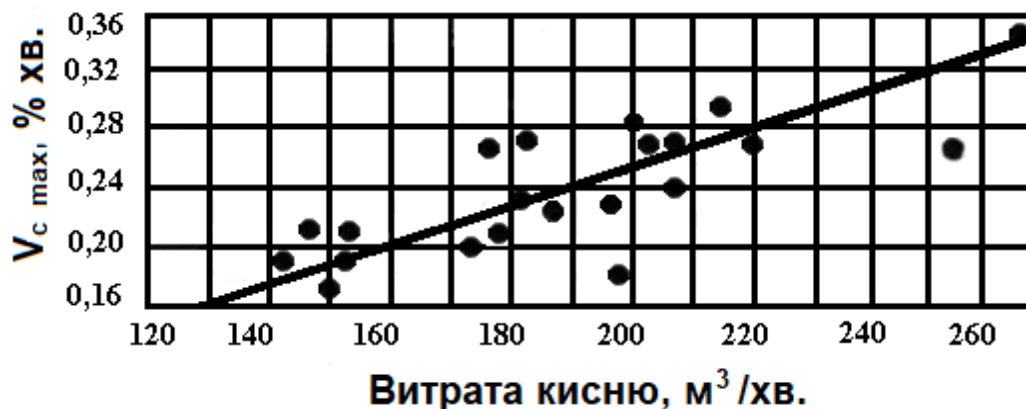
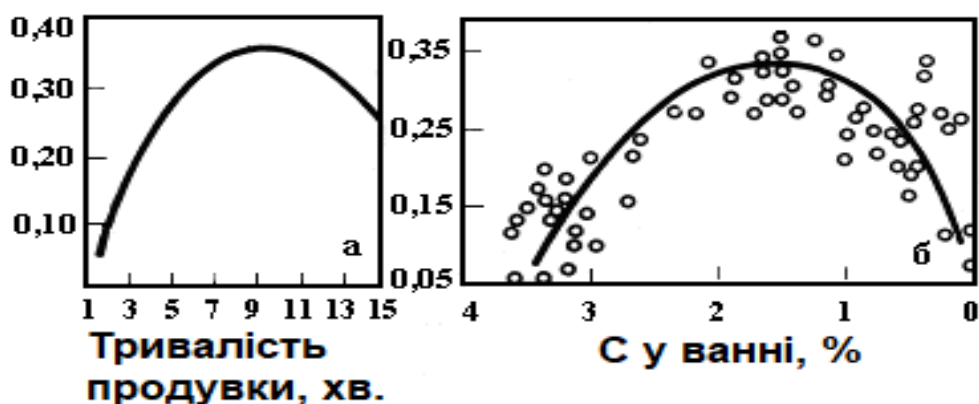


Рисунок 3.2 – Максимальна швидкість вигорання вуглецю залежно від витрати кисню

Якщо фурма знаходиться занадто високо над ванною або споживання кисню занадто низьке, частина СО в порожнині конвертера згорає до  $\text{CO}_2$ , оскільки останній не повністю поглинається ванною; більша частина СО спалюється киснем повітря при виході димових газів з горловини конвертера. Швидкість реакції зростає з підвищенням температури. Оскільки реакція окислення вуглецю майже незворотна, а чадний газ, що утворюється, постійно залишає зону реакції, підвищення температури сприяє прискоренню реакції зневуглецювання. Швидкість окислення вуглецю під час продувки змінюється в широких межах від 0,10 до 0,40 %/хв (рис. 3.3, а). На початку продувки, коли кремній і марганець ще окислюються, швидкість окислення вуглецю не перевищує 0,10-0,15 %/хв (рис. 3.3, б). Після третини часу продувки починається інтенсивне окислення вуглецю з максимальною швидкістю (0,35-0,40 %/хв).



а - залежність швидкості окислення вуглецю ( $V_c$ ) від тривалості продування;

б - зміна швидкості окислення вуглецю від вмісту [С] в металі

Рисунок 3.3 - Окислення вуглецю

Таким чином, швидкість окислення вуглецю може змінюватися в процесі продувки і в будь-який момент під час розчинення, тому керівники виробничих ділянок і виробники сталі повинні добре знати умови і природу реакції зневуглецювання.

### 3.3.4 Видалення сірки з металу

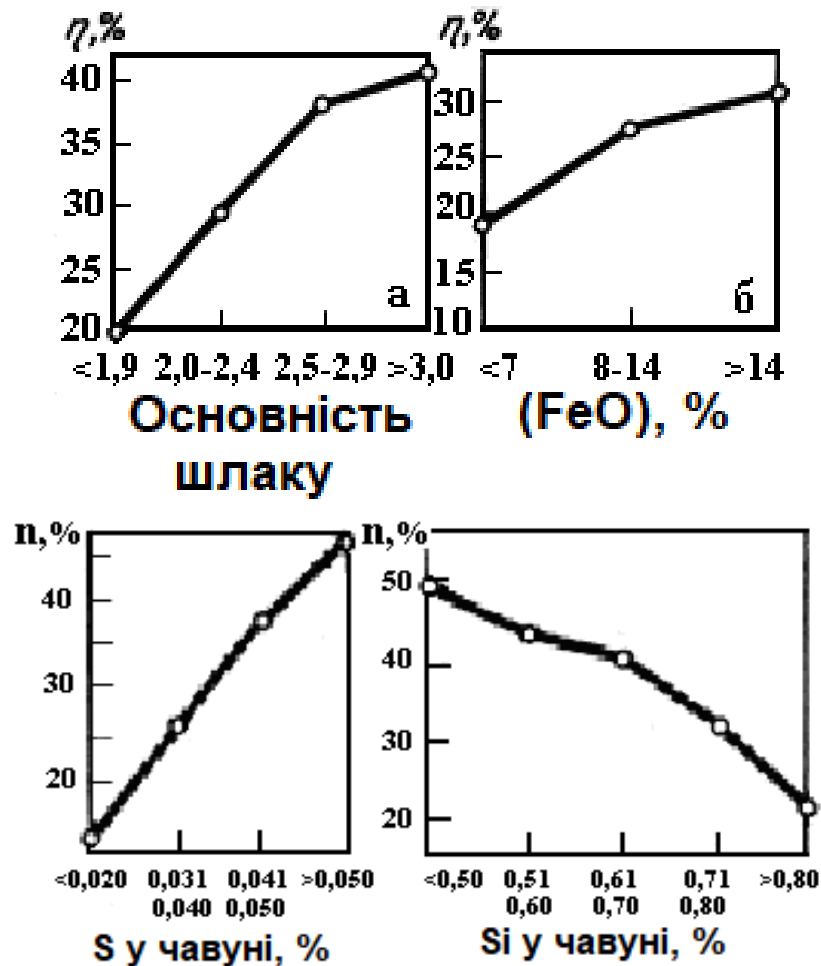
У рідкому металі сірка знаходиться в розчині у вигляді сульфідів заліза (FeS). Ця сполука нескінченно розчинна в рідкому залізі і майже нерозчинна в твердому. Тому при загартуванні сталі сульфід заліза випадає з розчину і розташовується вздовж меж зерен кристалізованого злитка; температура плавлення FeS відносно низька -  $1193^{\circ}\text{C}$ , тому при прокатці та куванні сталі з високим вмістом сірки виникає "червона крихкість", коли зв'язки між зернами металу слабшають, а виріб стає нерівним. Сірка з'єднується з різними металами, утворюючи сульфідів, такі як FeS, CaS, MnS і MgS. Здатність шлаку конвертерної печі видаляти сірку визначається наявністю оксидів CaO, MnO і MgO.

CaO має найвищу десульфуруючу здатність, MnO - найнижчу, а MgO - найнижчу.

Сульфід заліза добре розчинний не тільки в металі, але і в основі шлаку, і чим вище основа шлаку, тим вище його розчинність в шлаку. Тому з моменту утворення шлаку сульфід заліза переходить з металу в шлак в процесі продувки до встановлення рівноваги  $[\text{FeS}]=(\text{FeS})$ .

Вміст сірки в сталі залежить від вмісту сірки в чавуні. Незважаючи на те, що ступінь десульфурації зростає зі збільшенням вмісту сірки в чавуні (рис. 4.4, в), кінцевий вміст сірки в сталі збільшується.

Кремній у чавуні має найбільший вплив на перебіг і результати технологічного процесу. Вміст кремнію в чавуні визначає кількість і склад шлаку. Перехід великої кількості кремнію з чавуну в шлак негативно впливає на процес десульфурації через зниження основності шлаку. На рисунку 3.4 (г) показує, що ступінь десульфурації ванни залежить від вмісту кремнію в чавуні.



- (а) – основності шлаку; (б) – вміст FeO в шлаку %;  
 (в) – вміст сірки в чавуні; (г) – вміст кремнію в чавуні.

Рисунок 3.4 - Залежність ступеня десульфурації  $n$

Аналогічні залежності були встановлені для коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком та основності шлаку. Якість шлаку визначається його хімічним складом. Серед компонентів шлаку значний вплив на процес десульфурації мають кремнезем, оксид кальцію, марганець і оксид заліза.

Вплив основності шлаку на ступінь сіркоочищення показано на рисунку 3.4(а). Ці дані показують, що збільшення основності шлаку має сприятливий вплив на процес десульфурації. Однак збільшення основності шлаку вище 3,0, тобто значне збільшення "вільного" оксиду кальцію, призводить до збільшення в'язкості шлаку і зниження активності.

Підвищена окисленість шлаку погіршує термодинамічні умови, але в той же час підвищує активність і рухливість конвертерного шлаку. Останнє сприяє дифузійним процесам між металом і шлаком, головним чином перенесенню

сірки з металу в шлак. Тому підвищення ступеня окислення конвертерного шлаку приблизно до 16% за (FeO) сприяє видаленню сірки з металу в шлак (на рис. 3.4(б)).

### 3.3.5. Окислення і відновлення фосфору

Основними джерелами попадання фосфору в конвертер є переробний чавун і сталевий брухт.

У конвертерній ванні окислення фосфору здійснюється по двох реакціях, що протікають з виділенням тепла:



Сполука  $\text{P}_2\text{O}_5$ , що створюється, не може існувати в шлаку у вільному стані, оскільки воно нестійке при високих температурах, при яких фосфор може легко відновлюватися залізом по реакції:



Для успішного видалення фосфору в шлак необхідне утворення міцного з'єднання  $\text{P}_2\text{O}_5$  з іншими компонентами шлаку. Необхідні підвищені основність і окисленість шлаку, а також невисока температура. Основна дефосфоруюча роль припадає CaO, яка в шлаку утворює наступні з'єднання:



Загальна реакція окислення фосфору:





Основним джерелом фосфору у ванні є чавун. Вміст кремнію в чавуні визначає тепловий режим розплаву і основність шлаку. Зі збільшенням вмісту кремнію в чавуні основність первинного шлаку зменшується, що призводить до зниження ступеня дефосфоризації ванни.

Кінцевий вміст фосфору в металі залежить від кількості шлаку і повноти реакції дефосфорації. Крім того, видаленню фосфору зі сталі сприяє поліпшення перемішування металу і шлаку. Це досягається за рахунок зниження в'язкості шлаку і прискорення шлакоутворення, що збільшує час контакту між металом і шлаком. При однаковому досягнутому значенні коефіцієнта розподілу кількість фосфору, що переходить в шлак, повинна бути збільшена, оскільки чим більша маса шлаку, тим більша кількість фосфору переходить в шлак.

### 3.4 Розкислення сталі

*Мета розкислення.* Кисень є корисним реагентом в процесі продувки, оскільки він окислює домішки в чавуні, але кисень є шкідливою домішкою, коли його залишають розчиненим в металі. Кисень підвищує крихкість сталі, збільшує хімічну неоднорідність зливка, викликає червону крихкість під час кування і прокатки, збільшує кількість неметалевих включень в сталі і погіршує багато властивостей. Чим нижчий вміст вуглецю в сталі, тим більше в ній міститься кисню. В кінці процесу рідку сталь розкислюють, тобто звільняють від розчиненого в ній оксиду заліза.

*Типи розкислювачів.* Розкислювачі - це елементи, які мають більшу спорідненість до кисню, ніж залізо, і утворюють оксиди, більш стійкі, ніж FeO. Оксиди розкислювачів не розчиняються в металі і виділяються у вигляді "осаду", який повинен плавати в шлаковій зоні. Найчастіше використовуються такі розкислювачі, як марганець, кремній і алюміній. У деяких випадках для розкислення конвертерної сталі використовують сильні розкислювачі, такі як кальцій і титан.

*Спосіб введення в сталь.* На старих заводах без установок позапічної обробки всі розкислювачі вводяться в ківш на виході з печі. Зазвичай спочатку

вводять слабкіші (з меншою хімічною спорідненістю до кисню), а потім сильніші, які зменшують їх випаровування. Подача поглинача кисню починається, коли ківш заповнений рідким металом приблизно на  $1/4 - 1/3$ , і закінчується, коли ківш заповнений на  $2/3$ . Це дозволяє уникнути змішування розкислювача зі шлаком і збільшення кількості оксиду вуглецю.

У сучасних конвертерних цехах з установками фінішної обробки ковша лише деякі розкислювачі вводяться в ківш під час виробництва металу, в основному ті, що мають низьку окислювальну здатність, тобто ті, що мають низьку спорідненість до кисню (феромарганець, силікомарганець і, меншою мірою, феросиліцій). Потім ківш потрапляє до сталеплавильного цеху, де феросиліцій, алюміній і, за необхідності, інші сильні розкислювачі вводяться в метал у процесі перемішування в середовищі аргону.

Щоб забезпечити хороше поглинання алюмінію, його слід вводити в об'єм металу за допомогою занурювальних стрижнів або у вигляді дроту, що подається в ківш зверху на високій швидкості за допомогою трибального обладнання.

*Розкислення за допомогою вакуумної обробки.* Вакуумне розкислення металу ґрунтується на розкислювальній дії розчиненого вуглецю в рідкій сталі. При зниженні тиску концентрація кисню в металі зменшується, а концентрація вуглецю дещо знижується. Цей метод заснований на принципі, що кисень в металі реагує з вуглецем під час зниження тиску (вакууму) і видаляється.

Слід також пам'ятати, що вакуумна обробка металів одночасно руйнує оксидні включення і видаляє азот, особливо водень, розчинений у включеннях.

### **3.5 Легування сталі**

*Мета легування.* Легування - це додавання до сталі легуючих елементів для отримання сталі, в яку вводяться спеціальні легуючі домішки для надання сталі певних спеціальних фізичних, хімічних і механічних властивостей.

Види легуючих елементів і способи їх введення в сталь. Існує два типи легуючих елементів: ті, що не зустрічаються в звичайних сталях, і ті, що

містяться в невеликих кількостях у всіх сталях (C, Mn, Si, P і S). Легуючі елементи можна умовно розділити на дві групи з точки зору їх впливу на властивості сталі. Це в основному визначається структурою кристалічної решітки самих легуючих елементів.

Для металургів надзвичайно важливо знати, як поведуться легуючі елементи під час виплавки сталі, щоб виробляти правильну композицію з мінімальними втратами легуючих елементів.

Головне - уникати непотрібних взаємодій з киснем, щоб зменшити втрати легуючих елементів ("випаровування") і звести до мінімуму продукти окислення (неметалеві включення, які забруднюють сталь і знижують її якість) в сталі.

Легуючі елементи поділяються на групи елементів, які мають меншу спорідненість до кисню, ніж залізо. Ці елементи практично не окислюються в процесі розчинення і тому можуть бути додані до металу в будь-який момент під час процесу розчинення. Зазвичай ці елементи вводяться в метал на початку процесу розчинення разом із шихтою і мають більшу спорідненість до кисню, ніж залізо (кремній, марганець, алюміній, хром, ванадій і титан). Ці елементи вводяться в метал після розкислення або одночасно з розкисленням на завершальній стадії плавки, щоб уникнути високого рівня диму під час легування.

### **3.6 Гази і неметалічні включення в сталі**

Кисень, азот і водень розчиняються в рідкому залізі. Всі ці гази погіршують якість металу. Кисень підвищує крихкість сталі, особливо при низьких температурах, викликає червону крихкість при прокатці і куванні, а також збільшує схильність сталі до старіння (крихкість збільшується в міру старіння металу).

Азот має значний вплив на властивості сталі, і це особливо важливо для конвертерних металів. Азот підвищує крихкість, твердість, міцність і схильність сталі до старіння, а також різко знижує пластичні властивості.

Зварюваність сталі електрозварюванням швидко погіршується, коли вміст азоту перевищує 0,008%.

Водень знижує ударну в'язкість сталі. Найнебезпечнішим дефектом, розчиненим у сталі воднем, є флокуляція - найдрібніша тріщина, що утворюється в твердих вуглецевих і легованих металах в результаті виділення водню в їх мікропори, де високого тиску достатньо, щоб порушити суцільність металу.

Джерелом газів є азот і волога в рідкому чавуні, брукті, феросплавах, рудах, вапні та вибухових роботах.

Концентрація газів у брукті, що використовується для охолодження в конвертерному процесі, залежить від його складу. Крім водню та азоту, до брукту також домішуються волога та іржа. Коли брукт нагрівається і плавиться, іржа розкладається, а водень розчиняється в рідкому металі.

Волога, що міститься в руді, окаліні і особливо в напіврозкладеному вапні (пушонці), дисоціює при високих температурах, значно підвищуючи парціальний тиск водню в конвертерному газі і збільшуючи його розчинення в металі.

Вміст водню в сталі зростає зі збільшенням парціального тиску водяної пари в конвертерному газі, в основному через вологість дуття, і зменшується в міру окислення сталі.

Широке використання кисневого дуття в конвертерному процесі дозволило виробляти сталь з мінімальною концентрацією розчиненого газу.

Неметалеві включення є причиною зниження механічних властивостей сталі та багатьох зовнішніх і внутрішніх дефектів у зливках і сталевих виробках.

Джерела неметалевих включень можна розділити на три групи:

1. рідкий чавун і брукт. Загалом, з чавуном і скрапом потрапляє небагато включень, а значна частина видаляється з металу за умови правильної продувки.

2. тугоплавкі частинки в футеровці і днищі конвертерних печей, сталерозливних ковшів і сифонної цегли.

Деякі з цих включень механічно вбудовуються в сталь, тоді як інші з'являються в результаті хімічної взаємодії між вогнетривом і оксидами, з якими

метал контактує в процесі виробництва злитка. Цей тип включень контролюється використанням вогнетривів і ретельною підготовкою ковша і розливного обладнання.

3. продукти реакції, що утворюються в конвертері, ковші та виливниці під час продувки, розкислення та затвердіння сталі. Продукти розкислення утворюють найбільшу кількість неметалевих включень у твердих сталях. Правильно організовані процеси і процедури розкислення забезпечують належне очищення сталі.

Жодне з вищезгаданих неметалевих включень не може бути повністю видалене зі сталі. Найпоширенішими типами неметалевих включень є сульфіди та оксиди. Щоб зменшити кількість сульфідів у сталі, необхідно зменшити кількість сірки в сталі. За оцінками, сульфіди складають 50-80% від загальної маси неметалевих включень в сталі.

Оксидні включення - це оксиди. Будь-який метод розкислення залишає в металі певну кількість  $FeO$ . Коли сталь у статичному стані спочатку розкислюється марганцем, слабким розкислювачем, а потім кремнієм, сильним розкислювачем, утворюється розчинний силікат феромарганцю. Таким чином, чистий діоксид кремнію в сталі практично не зустрічається. Оксид заліза, оксид марганцю та їх легкоплавкі сплави присутні у вигляді включень в киплячій сталі. Завдання металурга полягає в тому, щоб форма і розташування включень в кінцевому продукті не погіршували якість металу.

### **3.7 Розрахунок шихти для виплавки сталі 10ХСНД**

Місткість конвертера 160т;

Хімічний склад чавуну та брухту – таблиця 3.2;

Температура рідкого чавуну  $1340^{\circ}C$ ;

Марка сталі, що виплавляється 10ХСНД;

Інтенсивність продування ванни  $3,3 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$ ;

Хімічний склад чавуну, брухту та готової сталі зводимо до таблиці.

Таблиця 3.2 - Склад чавуну, брухту та сталі

Матеріали	Елементи							
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
Чавун рідкий	4	0,8	0,5	0,04	0,04	-	-	-
Металевий брухт	0,35	0,4	0,25	0,04	0,05	-	-	-
Склад сталі 10ХСНД	Не більше 0,12	0,8-1,1	0,5-0,8	Не більше 0,35	Не більше 0,04	0.6-0.9	0.5-0.8	0.4-0.6

### 3.7.1 Визначення температури металу в кінці продування

Необхідну температуру металу наприкінці продувної операції вишукуємо послідовним розрахунком.

Температура плавлення (ліквідус) сталі:

$$t_{\text{лікв}} = 1539 - 88\% \text{ C} - 8\% \text{ Si} - 5\% \text{ Mn} - 4\% \text{ Ni} - 5\% \text{ Cu} - 2\% \text{ V} - 1,5\% \text{ Cr} - 25\% \text{ Ti} - 30\% \text{ P}.$$

$$t_{\text{лікв}} = 1539 - 88 - 0,09 - 8 - 0,8 - 5 - 0,5 - 4 - 0,5 - 5 - 0,4 - 1,5 - 0,6 - 30 - 0,35 = 1507^{\circ}\text{C}$$

Температура сталі в кристалізаторі:

$$t_{\text{кр}} = t_{\text{лікв}} + (10 \div 15^{\circ}\text{C});$$

$$t_{\text{кр}} = 1507 + 13 = 1520^{\circ}\text{C}$$

Встановлюємо температуру металу в промківші:

$$t_{\text{пр.к}} = t_{\text{кр}} + (15 \div 20^{\circ}\text{C});$$

$$t_{\text{пр.к}} = 1520 + 17 = 1537^{\circ}\text{C}$$

Температура металу в стальковші:

$$t_{\text{ст.к}} = t_{\text{пр.к}} + (10 \div 20^{\circ}\text{C});$$

$$t_{\text{ст.к}} = 1537 + 20 = 1557^{\circ}\text{C}$$

Необхідна температура металу перед позапічним обробленням:

$$t_{\text{позапич}} = t_{\text{ст.к}} + (10 \div 20^{\circ}\text{C});$$

$$t_{\text{позапич}} = 1557 + 17 = 1574^{\circ}\text{C}$$

Встановлюємо температуру металу в конверторі після закінчення продування:

$$t_{\text{км}} = t_{\text{позапич}} + (30 \div 40^{\circ}\text{C});$$

$$t_{\text{км}} = 1574 + 40 = 1614^{\circ}\text{C}$$

### 3.7.2 Розрахунок матеріального балансу плавки

Розрахунок ведеться на 100 кг металошихти (чавун + брукхт).

Попереднє визначення витрати брукхту.

$$M_{\text{л}} = [(3000)C_{\text{ч}} + 6430\text{Si}_{\text{ч}} + 1680\text{Mn}_{\text{ч}} + 4720\text{P}_{\text{ч}} + 21t_{\text{ч}} + 4200) - (25,2t_{\text{м}}^{\text{к}} + 2730C_{\text{ост}})] / (30C_{\text{ч}} + 64,3\text{Si}_{\text{ч}} + 16,8\text{Mn}_{\text{ч}} + 47,2\text{P}_{\text{ч}} + 0,21t_{\text{ч}}), \text{ кг} \quad (3.21)$$

де  $C_{\text{ч}}$ ,  $\text{Si}_{\text{ч}}$ ,  $\text{Mn}_{\text{ч}}$ ,  $\text{P}_{\text{ч}}$  – вміст відповідних елементів у чавуні, %;

$t_{\text{ч}}$ ,  $t_{\text{м}}^{\text{к}}$  – відповідно температура чавуну, що заливається в конвертер, і температура металу в кінці продування,  $^{\circ}\text{C}$ ;

$C_{\text{ост}}$  – вміст вуглецю в металі в кінці продування, %. (Беремо рівним нижній межі в приготівленій сталі).

$$M_{\text{л}} = [(3000 \cdot 4 + 6430 \cdot 0,8 + 1680 \cdot 0,5 + 4720 \cdot 0,04 + 21 \cdot 1340 + 4200) - (25,2 \cdot 1614 + 2730 \cdot 0,09)] / (30 \cdot 4 + 64,3 \cdot 0,8 + 16,8 \cdot 0,5 + 47,2 \cdot 0,004 + 0,21 \cdot 1340) = (50513 - 40919) / 463 = 20,72 \text{ кг}$$

Витрата чавуну, кг

$$M_{\text{ч}} = 100 - M_{\text{л}} = 100 - 20,72 = 79,28 \text{ кг} \quad (3.22)$$

Витрата міксерного шлаку 0,6 - 0,9% від маси чавуну, кг

Беремо

$$M_{\text{м.шл}} = (0,006 \div 0,009)M_{\text{ч}} \quad (3.23)$$

$$M_{\text{м.шл}} = 0,008 \cdot 79,28 = 0,63 \text{ кг}$$

Для виконання подальших розрахунків беремо:

Кількість забруднень, що вносяться брuxтом, кг

$$M_3 = 0,0065 \cdot M_{\text{л}} = 0,0065 \cdot 20,72 = 0,13 \text{ кг} \quad (3.24)$$

Витрата плавикового шпату в залежності від параметрів технології - 0,2 – 0,5 кг.

Приймаємо

$$M_{\text{пл.шп}} = 0,4 \text{ кг} \quad (3.25)$$

Витрата футерування становить 0,2 – 0,3 кг.

Беремо

$$M_{\text{ф}} = 0,3 \text{ кг} \quad (3.26)$$

Кількість окалини, внесеної брuxтом, кг

$$M_{\text{ок}} = 0,012 \cdot M_{\text{л}} = 0,012 \cdot 20,72 = 0,25 \text{ кг} \quad (3.27)$$

Кількість домішок, внесених металошихтою, кг

$$\Sigma C'_{\text{ших}} = 0,01 (M_{\text{ч}} \cdot C_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot C_{\text{л}}) \quad (3.28)$$

$$\Sigma Si'_{\text{ших}} = 0,01 (M_{\text{ч}} \cdot Si_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot Si_{\text{л}}) \quad (3.29)$$

$$\Sigma Mn'_{\text{ших}} = 0,01 (M_{\text{ч}} \cdot Mn_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot Mn_{\text{л}}) \quad (3.30)$$

$$\Sigma P'_{\text{ших}} = 0,01 (M_{\text{ч}} \cdot P_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot P_{\text{л}}) \quad (3.31)$$

$$\Sigma S'_{\text{ших}} = 0,01 (M_{\text{ч}} \cdot S_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot S_{\text{л}}) \quad (3.32)$$

де  $M_{\text{ч}}$ ,  $M_{\text{л}}$  – відповідно маса чавуну та брuxту, кг;

$C_{\text{ч}}$ ,  $C_{\text{л}}$ ,  $Si_{\text{ч}}$ ,  $Si_{\text{л}}$ ,  $Mn_{\text{ч}}$ ,  $Mn_{\text{л}}$ ,  $P_{\text{ч}}$ ,  $P_{\text{л}}$ ,  $S_{\text{ч}}$ ,  $S_{\text{л}}$  – вміст вуглецю, кремнію, марганцю, фосфору, сірки відповідно у чавуні та ломі, %.

$$\Sigma C'_{\text{ших}} = 0,01 (79,28 \cdot 4 + 20,72 \cdot 0,35) = 3,24 \text{ кг}$$

$$\Sigma Si'_{\text{ших}} = 0,01 (79,28 \cdot 0,8 + 20,72 \cdot 0,4) = 0,72 \text{ кг}$$

$$\Sigma Mn'_{\text{ших}} = 0,01 (79,28 \cdot 0,5 + 20,72 \cdot 0,25) = 0,45 \text{ кг}$$



$$\Sigma P'_{\text{ших}} = 0,01 (79,28 \cdot 0,04 + 20,72 \cdot 0,04) = 0,04 \text{ кг}$$

$$\Sigma S'_{\text{ших}} = 0,01 (79,28 \cdot 0,04 + 20,72 \cdot 0,05) = 0,42 \text{ кг}$$

Витрата вапна на плавку ( $M_{\text{вап}}$ ), кг

Основність кінцевого шлаку в залежності від складу чавуну та марки сталі, що виплавляється (потрібних показників дефосфорації та десульфурації) є в межах 3,0 – 3,6.

Беремо до розрахунку основність кінцевого шлаку  $B_k = 3,4$ .

$M_{\text{вап}} =$

$$\frac{\{B_k [2,14 \Sigma Si'_{\text{ших}} + 0,01(M_{\text{пл.шп}} \% SiO_{2_{\text{пл.шп}}} + M_{\text{ф}} \% SiO_{2_{\text{ф}}} + M_{\text{м.шл}} \% SiO_{2_{\text{м.шл}}} + M_{\text{з.л}} \% SiO_{2_{\text{з.л}}})] - 0,01(M_{\text{пл.шп}} \% CaO_{\text{пл.шп}} + M_{\text{ф}} \% CaO_{\text{ф}} + M_{\text{м.шл}} \% CaO_{\text{м.шл}} + M_{\text{з.л}} \% CaO_{\text{з.л}})\}}{0,01(\% CaO_{\text{изв}} - \% SiO_{2_{\text{изв}}} \cdot B_k)} \text{ , кг} \quad (3.33)$$

$\Sigma Si'_{\text{ших}}$  – вміст кремнію в металошихті;

$\% SiO_{2_{\text{пл.шп}}}$ ,  $\% SiO_{2_{\text{ф}}}$  і т.д. – вміст кремнезему у використовуваних матеріалах;

$\% CaO_{\text{пл.шп}}$ ,  $\% CaO_{\text{ф}}$  – вміст оксиду кальцію у використовуваних матеріалах

(табл. 3.3)

$M_{\text{пл.шп}}$ ,  $M_{\text{ф}}$  і т.д. - витрата матеріалів.

Таблица 3.3 – Хімічний склад неметалевої частини шихти та інших матеріалів, крім оксидів заліза та летких

склад	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σm	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O
Матеріали													
Вапно	1,5	0,8	-	90,0	3,0	0,1	0,1	-	95,5	-	-	3,5	1,0
Плавиковий шпат	4,5	0,9	-	7,6	-	-	-	81,0	94,0	-	-	6,0	-
Футерівка	3,4	1,4	-	40,3	52,8	-	-	-	97,9	2,1	-	-	-
Забруднення брухту	68,0	24,0	-	3,0	2,0	-	-	-	97,0	3,0	-	-	-
Окалина брухту	-	-	-	-	-	-	-	-	-	69,0	31,0	-	-
Ковшовий шлак	54,5	8,6	9,4	7,5	3,3	0,2	0,2	-	83,7	-	16,3	-	-

$$M_{\text{вап}} = \{3,4 [2,14 \cdot 0,72 + 0,01 (0,4 \cdot 4,5 + 0,3 \cdot 3,4 + 0,63 \cdot 54,5 + 0,13 \cdot 68,0)] - 0,01 (0,4 - 7,6 + 0,3 - 40,3 + 0,63 - 7,5 + 0,13 - 3,0)\} / 0,01 (90,0 - 1,5 \cdot 3,4) = \{3,4 [1,54 + 0,01 \cdot 50,2] - 0,01 \cdot 20,25\} / 0,849 = \{6,94 - 0,2025\} / 0,849 = 7,94 \text{ кг}$$

Вміст оксидів заліза в кінцевому шлаку:

$$(\Sigma \% \text{FeO})_{\text{к}} = 1,25 + 4B_{\text{к}} + 0,3/C_{\text{осм}} + 10^{-6} \cdot (t_{\text{м}}^{\text{к}})^2 \quad (3.34)$$

де  $t_{\text{м}}^{\text{к}}$  - температура металу в кінці продування, °С.

$$(\Sigma \% \text{FeO})_{\text{к}} = 1,25 + 4 \cdot 3,4 + 0,3/0,09 + 10^{-6} \cdot 1614^2 = 20,78\%$$

$$(\% \text{FeO})_{\text{к}} = 0,667(\Sigma \% \text{FeO})_{\text{к}}; (\% \text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{к}} = (\Sigma \% \text{FeO})_{\text{к}} - (\% \text{FeO})_{\text{к}},$$

$$(\% \text{FeO})_{\text{к}} = 0,667 \cdot 20,78 = 13,86\%$$

$$(\% \text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{к}} = 20,78 - 13,86 = 6,92\%$$

(Допускаємо, що (%FeO) на 2/3 складається з (% FeO) до і на 1/3 – з (%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)<sub>к</sub>)

Орієнтовний вихід рідкого металу в кінці продування ( $M'_{\text{мет}}$ )

Беремо, що за час продування окислюється весь кремній, 80% марганцю, 90% фосфору. Втрати заліза з газами, викидами, зі шлаком (у вигляді корольків) переважають кількість заліза, відновленого з оксидів, окалини, забруднень скрапу та інших матеріалів на 3,5 – 4,5 %.

У розрахунку приймаємо ці втрати  $(\Delta \% \text{Fe})_{\text{пот}} = 3,5\%$ . Отоді

$$M'_{\text{мет}} = 100 - [(\Sigma C'_{\text{ших}} - C_{\text{осм}}) + \Sigma Si'_{\text{ших}} + 0,8 \Sigma Mn'_{\text{ших}} + 0,9 \Sigma P'_{\text{ших}} + (\Delta Fe)_{\text{пот}}], \text{ кг} \quad (3.35)$$

де  $\Sigma C'_{\text{ших}}$ ,  $\Sigma Si'_{\text{ших}}$  і т.д. – кількість домішок, що вносяться металошихтою, кг;

$$M'_{\text{мет}} = 100 - [(3,24 - 0,09) + 0,72 + 0,8 \cdot 0,45 + 0,9 \cdot 0,04 + 3,5] = 92,23 \text{ кг}$$

Орієнтовна кількість шлаку:

$$M'_{\text{шл}} = \frac{100 \Sigma M'_{\text{ок}}}{100 - (\Sigma FeO)_{\kappa}} = 100 \cdot [(2,14 \cdot \Sigma Si'_{\text{шл}} + 1,032 \Sigma Mn'_{\text{шл}} + 2,061 \Sigma P'_{\text{шл}}) + 0,01(M_{\text{пл.шл.}} \cdot \Sigma m_{\text{пл.шл.}} + M_{\text{м.шл.}} \cdot \Sigma m_{\text{м.шл.}} + M_{\text{изв}} \cdot \Sigma m_{\text{изв}} + M_{\text{з.л.}} \cdot \Sigma m_{\text{з.л.}})] / [100 - (\Sigma \% FeO_{\kappa})] \quad (3.36)$$

де  $M_{\text{изв}}$ ,  $M_{\text{пл.шл}}$  і т.д. - витрата матеріалів;

$\Sigma m_{\text{изв}}$ ,  $\Sigma m_{\text{пл.шл}}$  і т.д. - вміст оксидів у матеріалах.

$$M'_{\text{шл}} = 100 \cdot [(2,14 \cdot 0,72 + 1,032 \cdot 0,45 + 2,061 \cdot 0,04) + 0,01 \cdot (0,4 \cdot 94 + 0,63 \cdot 83,7 + 7,94 \cdot 95,5 + 0,13 \cdot 97,0)] / [100 - 20,78] = 100 \cdot [2,09 + 0,01 \cdot 861,2] / 79,22 = 13,51 \text{ кг}$$

Уточнення кількості домішок у металі в кінці продування:

Вміст вуглецю в металі має відповідати нижній межі його в готовій сталі.

Вміст марганцю встановлюємо з балансового рівняння розподілу марганцю між шлаком та металом:

$$[Mn]_{\kappa}' = [(M_{\text{ч}} \cdot \% Mn_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot \% Mn_{\text{л}}) + 0,775 (M_{\text{м.шл}} \cdot \% MnO_{\text{м.шл}})] / [M'_{\text{мет}} + (\Sigma FeO)_{\kappa} \cdot K_{Mn} \cdot M'_{\text{шл}} \cdot 0,775] \% \quad (3.37)$$

$K_{Mn}$  - Константа рівноваги реакції окислення марганцю, що визначається з рівняння:

$$\lg K_{Mn} = \lg \frac{(MnO)}{[Mn] \cdot (FeO)} = \frac{6230}{T} - 3,06,$$

де

$$T = t_M^{\kappa} + 273 = 1614 + 273 = 1887 \text{ К,}$$

$$\lg K_{Mn} = \frac{6230}{1887} - 3,06 = 0,2415, \text{ звідси } K_{Mn} = 1,74$$

$$[Mn]_{\kappa}' = [(79,28 \cdot 0,5 + 20,72 \cdot 0,25) + 0,775(0,63 \cdot 9,4)] / [92,23 + 20,78 \cdot 1,74 \cdot 13,51 \cdot 0,775] = [44,82 + 4,59] / 470,8 = 0,104\%$$

Вміст фосфору:

$$[P]_{\text{к}}' = \frac{[(M_{\text{ч}} \cdot \% P_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot \% P_{\text{л}}) + 0,437(M_{\text{м.шл}} \cdot \% P_{2O_{5\text{м.шл}}})]}{M'_{\text{мет}} + L_p \cdot M'_{\text{шл}} \cdot 0,437}, \quad (3.38)$$

де  $L_p = \frac{(\% P_{2O_5})}{[\% P]_{\text{к}}}$  - коефіцієнт розподілу фосфору між металом та шлаком, що визначається з табл.3.4.

Таблиця 3.4 – Значення коефіцієнта розподілу фосфору

Основність шлаку	L <sub>p</sub> при вмісті (% FeO) до					
	6	8	10	12	14	16 і більше
3,0	57	64	73	82	91	100
3,2	64	71	80	89	98	107
3,4	71	78	87	96	105	114
3,6	77	85	94	103	112	120

При (% FeO) до = 13,86%, і основності 3,4:

$$L_p = 10^5$$

$$[P]_{\text{к}}' = \frac{(79,28 \cdot 0,04 + 20,72 \cdot 0,04) + 0,437(0,63 \cdot 0,2)}{92,23 + 105 \cdot 13,51 \cdot 0,437} = \frac{4 + 0,055}{712,13} = 0,005\%$$

Вміст сірки:

$$[S]_{\text{к}}' = \frac{[M_{\text{ч}} \cdot \% S_{\text{ч}} + M_{\text{л}} \cdot \% S_{\text{л}} + M_{\text{изв}} \cdot \% S_{\text{изв}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% S_{\text{м.шл}}]}{M'_{\text{мет}} + \eta_s \cdot M'_{\text{шл}}}, \% \quad (3.39)$$

де  $\eta_s$  - Коефіцієнт розподілу сірки металом і шлаком, що приймається за табл. 3.5.

Таблиця 3.5 – Значення коефіцієнта розподілу сірки

Основність В <sub>к</sub>	3,0	3,2	3,4	3,6
Коефіцієнт $\eta_s$	7,2	7,8	8,3	8,7

При основності 3,4  $\eta_s = 8,3$

$$[S]'_{к=0} = \frac{79.28 \cdot 0.04 + 20.72 \cdot 0.05 + 7.94 \cdot 0.1 + 0.63 \cdot 0.2}{92.23 + 8.3 \cdot 13.51} \cdot \frac{5.13}{204.36} = 0.025\%$$

Вміст кремнію в металі в кінці продування приймаємо рівним нулю.

$$[Si]'_{к=0} = 0.$$

Уточнений хімічний склад металу в кінці продування, %:

$$C_{к=0} = [C]'_{к=0} = 0,09\%;$$

$$Mn_{к=0} = [Mn]'_{к=0} = 0,104\%;$$

$$[Si]'_{к=0} = 0\%;$$

$$P_{к=0} = [P]'_{к=0} = 0,005\%;$$

$$S_{к=0} = [S]'_{к=0} = 0,025\%;$$

Залишається домішок у металі, кг:

$$\text{Вуглецю} - C_{ост} = [C]'_{к} \cdot M'_{мет} / 100 \quad (3.40)$$

$$C_{ост} = 0,09 \cdot 92,23 / 100 = \text{Вага: } 0,083 \text{ кг}$$

Кремнію = 0;

$$\text{Марганця} - Mn_{ост} = [Mn]'_{к} \cdot M'_{мет} / 100 \quad (3.41)$$

$$Mn_{ост} = 0,104 \cdot 92,23 / 100 = 0,096 \text{ кг}$$

$$\text{Фосфору} - P_{ост} = [P]'_{к} \cdot M'_{мет} / 100 \quad (3.42)$$

$$P_{ост} = 0,005 \cdot 92,23 / 100 = 0,0046 \text{ кг}$$

$$\text{Сірки} - S_{ост} = [S]'_{к} \cdot M'_{мет} / 100 \quad (3.43)$$

$$S_{ост} = 0,025 \cdot 92,23 / 100 = 0,023 \text{ кг}$$

Видаляється домішок, кг:

$$C'' = \Sigma C'_{ших} - C_{ост} \quad (3.44)$$

$$Si'' = \Sigma Si'_{\text{ших}} - Si_{\text{ост}} \quad (3.45)$$

$$Mn'' = \Sigma Mn'_{\text{ших}} - Mn_{\text{ост}} \quad (3.46)$$

$$P'' = \Sigma P'_{\text{ших}} - P_{\text{ост}} \quad (3.47)$$

$$S'' = \Sigma S'_{\text{ших}} - S_{\text{ост}} \quad (3.48)$$

$$C'' = 3,24 - 0,083 = 3,157 \text{ кг}$$

$$Si'' = 0,72 - 0 = 0,72 \text{ кг}$$

$$Mn'' = 0,45 - 0,096 = 0,354 \text{ кг}$$

$$P'' = 0,04 - 0,0046 = 0,0354 \text{ кг}$$

$$S'' = 0,42 - 0,023 = \text{Вага: } 0,397 \text{ кг}$$

Усього окислюється домішок, кг:

$$\Sigma \Delta M_{\text{прим}} = C'' + Mn'' + Si'' + P'' + S''; \quad (3.49)$$

$$\Sigma \Delta M_{\text{прим}} = 3,157 + 0,354 + 0,72 + 0,0354 + 0,397 = 4,66 \text{ кг}$$

Утворюється оксидів, кг:

Беремо, що 90% вуглецю окислюється до CO та 10% до CO<sub>2</sub>.

$$M'_{\text{CO}} = 2,1 \cdot C'' \quad (3.50)$$

$$M'_{\text{CO}_2} = 0,37 \cdot C'' \quad (3.51)$$

$$M'_{\text{SiO}_2} = 2,14 \cdot Si'' \quad (3.52)$$

$$M'_{\text{MnO}} = 1,29 \cdot Mn'' \quad (3.53)$$

$$M'_{\text{P}_2\text{O}_5} = 2,29 \cdot P'' \quad (3.54)$$

$$M'_{\text{CO}} = 2,1 \cdot 3,157 = 6,63 \text{ кг}$$

$$M'_{\text{CO}_2} = 0,37 \cdot 3,157 = 1,17 \text{ кг}$$

$$M'_{\text{SiO}_2} = 2,14 \cdot 0,72 = 1,54 \text{ кг}$$

$$M'_{\text{MnO}} = 1,29 \cdot 0,354 = 0,46 \text{ кг}$$

$$M'_{\text{P}_2\text{O}_5} = 2,29 \cdot 0,0354 = 0,08 \text{ кг}$$

Кількість шлакоутворювальних оксидів (крім оксидів заліза та сполук, внесених металошихтою та іншими матеріалами), кг:

$$\Sigma \text{SiO}_2 = M'_{\text{SiO}_2} + 0,01(M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{SiO}_{2\text{ізв}} + M_{\text{пл.шл}} \cdot \% \text{SiO}_{2\text{пл.шл}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{SiO}_{2\text{м.шл}} + M_{\text{ф}} \cdot \% \text{SiO}_{2\text{ф}} + M_{\text{з.л}} \cdot \% \text{SiO}_{2\text{з.л}}) \quad (3.55)$$

$$\Sigma \text{Al}_2\text{O}_3 = 0,01(M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{Al}_2\text{O}_{3\text{ізв}} + M_{\text{пл.шл}} \cdot \% \text{Al}_2\text{O}_{3\text{пл.шл}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{Al}_2\text{O}_{3\text{м.шл}} + M_{\text{ф}} \cdot \% \text{Al}_2\text{O}_{3\text{ф}} + M_{\text{з.л}} \cdot \% \text{Al}_2\text{O}_{3\text{з.л}}) \quad (3.56)$$

$$\Sigma \text{MnO} = M'_{\text{MnO}} + 0,01(M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{MnO}_{\text{м.шл}}) \quad (3.57)$$

$$\Sigma \text{CaO} = 0,01(M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{CaO}_{\text{ізв}} + M_{\text{пл.шл}} \cdot \% \text{CaO}_{\text{пл.шл}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{CaO}_{\text{м.шл}} + M_{\text{ф}} \cdot \% \text{CaO}_{\text{ф}} + M_{\text{з.л}} \cdot \% \text{CaO}_{\text{з.л}}) \quad (3.58)$$

$$\Sigma \text{MgO} = 0,01(M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{MgO}_{\text{ізв}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{MgO}_{\text{м.шл}} + M_{\text{ф}} \cdot \% \text{MgO}_{\text{ф}} + M_{\text{з.л}} \cdot \% \text{MgO}_{\text{з.л}}) \quad (3.59)$$

$$\Sigma \text{P}_2\text{O}_5 = M'_{\text{P}_2\text{O}_5} + 0,01(M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{P}_2\text{O}_{5\text{м.шл}} + M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{P}_2\text{O}_{5\text{ізв}}) \quad (3.60)$$

$$\Sigma \text{CaF}_2 = 0,01(M_{\text{пл.шл}} \cdot \% \text{CaF}_{2\text{пл.шл}}) \quad (3.61)$$

$$\Sigma \text{S} = S'' + 0,01(M_{\text{ізв}} \cdot \% \text{S}_{\text{ізв}} + M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{S}_{\text{м.шл}}) \quad (3.62)$$

$$\Sigma \text{SiO}_2 = 1,54 + 0,01(7,94 \cdot 1,5 + 0,4 \cdot 4,5 + 0,63 \cdot 54,5 + 0,3 \cdot 3,4 + 0,13 \cdot 68,0) = 2,119 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{Al}_2\text{O}_3 = 0,01(7,94 \cdot 0,8 + 0,4 \cdot 0,9 + 0,63 \cdot 8,6 + 0,3 \cdot 1,4 + 0,13 \cdot 24,0) = 0,157 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{MnO} = 0,46 + 0,01(0,63 \cdot 9,4) = 0,519 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{CaO} = 0,01(7,94 \cdot 90,0 + 0,4 \cdot 7,6 + 0,63 \cdot 7,5 + 0,3 \cdot 40,3 + 0,13 \cdot 3,0) = 7,348 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{MgO} = 0,01(7,94 \cdot 3,0 + 0,63 \cdot 3,3 + 0,3 \cdot 52,8 + 0,13 \cdot 2,0) = \text{Вага: } 0,429 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{P}_2\text{O}_5 = 0,08 + 0,01(0,63 \cdot 0,2 + 7,94 \cdot 0,1) = \text{Вага: } 0,089 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{CaF}_2 = 0,01(0,4 \cdot 81,0) = 0,324 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{S} = 0,397 + 0,01(7,94 \cdot 0,1 + 0,63 \cdot 0,2) = 0,406 \text{ кг}$$

Загальна кількість шлакоутворюючих, оксидів та сполук (крім оксидів заліза), кг:

$$\Sigma M_{\text{ок}}^{\text{шл}} = \Sigma \text{SiO}_2 + \Sigma \text{Al}_2\text{O}_3 + \Sigma \text{MnO} + \Sigma \text{CaO} + \Sigma \text{MgO} + \Sigma \text{P}_2\text{O}_5 + \Sigma \text{CaF}_2 + \Sigma \text{S}. \quad (3.63)$$

$$\Sigma M_{\text{ок}}^{\text{шл}} = 2,119 + 0,157 + 0,519 + 7,348 + 0,429 + 0,089 + 0,324 + 0,406 = 11,391 \text{ кг}$$

Уточнена кількість кінцевого шлаку, кг:

$$M_{\text{шл}}^{\text{к}} = \frac{100 \cdot \Sigma M_{\text{ок}}^{\text{шл}}}{100 - (\Sigma \% \text{FeO})_{\text{к}}} \quad (3.64)$$

$$M_{\text{шл}}^{\text{к}} = \frac{100 \cdot 11,391}{100 - 20,78} = 14,379 \text{ кг}$$

Таблиця 3.6 – Хімічний склад кінцевого шлаку, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	Разом
14,74	51,10	2,98	3,61	0,63	2,82	6,92	13,86	1,09	2,25	100,00

$$(\% \text{CaO}) = \frac{\Sigma \text{CaO} \cdot 100}{M_{\text{шл}}^{\text{к}}} \quad \text{і т.д.}$$

$$(\% \text{SiO}_2) = \frac{2,119 \cdot 100}{14,379} = 14,74\%$$

$$(\% \text{CaO}) = \frac{7,348 \cdot 100}{14,379} = 51,10\%$$

$$(\% \text{MgO}) = \frac{0,429 \cdot 100}{14,379} = 2,98\%$$

$$(\% \text{MnO}) = \frac{0,519 \cdot 100}{14,379} = 3,61\%$$

$$(\% \text{P}_2\text{O}_5) = \frac{0,089 \cdot 100}{14,379} = 0,63\%$$

$$(\% \text{S}) = \frac{0,406 \cdot 100}{14,379} = 2,82\%$$

$$(\% \text{Al}_2\text{O}_3) = \frac{0,157 \cdot 100}{14,397} = 1,09\%$$

$$(\% \text{CaF}_2) = \frac{0,324 \cdot 100}{14,397} = 2,25\%$$

Фактична основність шлаку за даними табл. 3.6.



$$B_k^\phi = \frac{(\% \text{CaO})}{(\% \text{SiO}_2)}; \quad (3.65)$$

$$B_k^\phi = 51,10 / 14,74 = 3,47$$

Уточнений вихід рідкого металу в кінці продування, кг

$$M_{\text{мет}}^{\text{кон}} = (100 + M_{\text{Fe}}^{\text{восст}}) - (\Sigma \Delta M_{\text{прим}} + \Sigma M_{\text{Fe}}^{\text{шл}} + M_{\text{Fe}}^{\text{дыма}} + M_{\text{Fe}}^{\text{выб}} + M_{\text{Fe}}^{\text{кор}}), \quad (3.66)$$

де

$$M_{\text{Fe}}^{\text{восст}} = 0,007(M_\phi \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_3\phi + 0,0065M_l \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_3\text{з.л} + 0,012M_l \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_3\text{ок.л}) + \\ + 0,0078(M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{FeO}_{\text{м.шл}} + 0,012 \cdot M_l \cdot \% \text{FeO}_{\text{ок.л}})$$

кількість заліза, відновленого із оксидів заліза шихти;

$$M_{\text{Fe}}^{\text{восст}} = 0,007(0,3 \cdot 2,1 + 0,0065 \cdot 20,72 \cdot 3,0 + 0,012 \cdot 20,72 \cdot 69,0) + 0,0078(0,63 \cdot 16,3 + \\ + 0,012 \cdot 20,72 \cdot 31,0) = \text{Вага: } 0,367 \text{ кг}$$

$$\Sigma M_{\text{Fe}}^{\text{шл}} = 0,007 \cdot M_{\text{шл}}^{\text{к}} \cdot (\% \text{Fe}_2\text{O}_3)_\text{к} + 0,0078 M_{\text{шл}}^{\text{к}} \cdot (\% \text{FeO})_\text{к}$$

кількість заліза, витраченого освіті оксидів заліза шлаку;

$$\Sigma M_{\text{Fe}}^{\text{шл}} = 0,007 \cdot 14,379 \cdot 6,92 + 0,0078 \cdot 14,379 \cdot 13,86 = 2,251 \text{ кг}$$

Приймаємо:

$$M_{\text{Fe}}^{\text{дыма}} = 1,2 \text{ кг} - \text{чад заліза в дим;}$$

$$M_{\text{Fe}}^{\text{выб}} = 0,8 \text{ кг} - \text{втрати заліза з викидами;}$$

$$M_{\text{Fe}}^{\text{кор}} = 0,08 \cdot M_{\text{шл}}^{\text{к}} - \text{Втрати заліза в шлаку у вигляді корольків, кг}$$

$$M_{\text{Fe}}^{\text{кор}} = 0,08 \cdot 14,379 = 1,15 \text{ кг}$$

$$M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{дыма}} = 1,43 \cdot M_{\text{Fe}}^{\text{дыма}} - \text{кількість оксидів заліза в димі, кг}$$

$$M_{Fe_2O_3}^{дыма} = 1,43 \cdot 1,2 = 1,716 \text{ кг}$$

$$M_{мет}^{кон} = (100 + 0,367) - (4,66 + 2,251 + 1,2 + 0,8 + 1,15) = 90,31 \text{ кг}$$

Витрата кисню, кг

$$M_{дутия} = (\Sigma M_{O_2}^{расх} - \Sigma M_{O_2}^{прих}) \cdot 10000 / (k \cdot n), \quad (3.67)$$

де  $k$  – ступінь засвоєння кисню ванною (приймаємо 97%);

$n$  – чистота кисню (приймаємо 99,5%);

$$\begin{aligned} \Sigma M_{O_2}^{расх} = & 1,2 \cdot C'' + 0,27C'' + 1,14 \cdot Si'' + 0,29 \cdot Mn'' + 1,29 \cdot P'' + 0,01 \cdot M_{шл}^k \cdot \\ & \cdot [0,429 \cdot (\% Fe_2O_3)_k + 0,29(\% FeO)_k] + 0,429 \cdot M_{Fe}^{дыма}, \text{ кг} \end{aligned} \quad (3.68)$$

$$\begin{aligned} \Sigma M_{O_2}^{расх} = & 1,2 \cdot 3,157 + 0,27 \cdot 3,157 + 1,14 \cdot 0,72 + 0,29 \cdot 0,354 + 1,29 \cdot 0,0354 \\ & ,29 \cdot 13,86] + 0,429 \cdot 1,2 = 7,13 \text{ кг} \end{aligned}$$

$$\Sigma M_{O_2}^{прих} = \Sigma M_{O_2}^{восст} + \Sigma M_{O_2}^{влаги} =$$

$$\begin{aligned} & 0,0043(M_{ф} \cdot \% Fe_2O_{3ф} + 0,0065 \cdot M_{л} \cdot \% Fe_2O_{3л} + 0,012 \cdot M_{л} \cdot \% Fe_2O_{3ок.л}) + 0,0029(M_{м.шл} \cdot \\ & \cdot \% FeO_{м.шл} + 0,012 \cdot M_{л} \cdot \% FeO_{ок.л}) + 0,0027 \cdot M_{изв} \cdot \% H_2O_{изв}, \text{ кг} \end{aligned} \quad (3.69)$$

$$\begin{aligned} \Sigma M_{O_2}^{прих} = & 0,0043(0,3 \cdot 2,1 + 0,0065 \cdot 20,72 \cdot 3,0 + 0,012 \cdot 20,72 \cdot 69,0) + 0,0029(0,63 \cdot 16,3 + \\ & 0,012 \cdot 20,72 \cdot 31,0) + 0,0027 \cdot 7,94 \cdot 1,0 = 0,078 + 0,253 + 0,021 = 0,352 \text{ кг} \end{aligned}$$

$$M_{дутия} = (7,13 - 0,352) \cdot 10000 / (97 \cdot 99,5) = 7,023 \text{ кг}$$

Витрата кисню,  $\text{нм}^3$

$$M_{кисн} = M_{дутия} \cdot 22,4/32 = 0,7 M_{дутия}$$

$$M_{кисн} = 0,7 \cdot 7,023 = 4,916 \text{ нм}^3$$

Встановлюємо тривалість продування, хв

$$\tau_{прод} = \frac{10M_{кисл}}{I_{O_2}},$$

де  $I_{O_2}$  - Інтенсивність продування,  $\text{нм}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$  - (задана).

$$\tau_{\text{прод}} = \frac{10 \cdot 4,916}{3,3} = 14,9 \text{ хв.}$$

Кількість та склад конвертерних газів:

$$\Sigma \text{CO}_2 = M'_{\text{CO}_2} + 0,01(M_{\text{узв}} \cdot \% \text{CO}_{2\text{узв}} + M_{\text{нл.ун}} \cdot \% \text{CO}_{2\text{нл.ун}}); \text{ кг} \quad (3.70)$$

$$\Sigma \text{CO}'_2 = \Sigma \text{CO}_2 \cdot 22,4/44; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{CO}_2 = 1,17 + 0,01(7,94 \cdot 3,5 + 0,4 \cdot 6,0) = 1,472 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{CO}'_2 = 1,472 \cdot 22,4/44 = 0,749 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{CO} = M'_{\text{CO}}, \text{ кг} \quad (3.71)$$

$$\Sigma \text{CO}' = M'_{\text{CO}} \cdot 22,4/28; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{CO} = 6,63 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{CO}' = 6,63 \cdot 22,4/28 = 5,304 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{H}_2\text{O} = 0,007(M_{\text{узв}} \cdot \% \text{H}_2\text{O}_{\text{узв}}); \text{ кг} \quad (3.72)$$

$$\Sigma \text{H}_2\text{O}' = \Sigma \text{H}_2\text{O} \cdot 22,4/18; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{H}_2\text{O} = 0,007(7,94 \cdot 1,0) = 0,056 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{H}_2\text{O}' = 0,056 \cdot 22,4/18 = 0,07 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{H}_2 = 0,003(M_{\text{узв}} \cdot \% \text{H}_2\text{O}_{\text{узв}}) \cdot 2/18; \text{ кг} \quad (3.73)$$

$$\Sigma \text{H}'_2 = \Sigma \text{H}_2 \cdot 22,4/2; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{H}_2 = 0,003(7,94 \cdot 1,0) \cdot 2/18 = 0,003 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{H}'_2 = 0,003 \cdot 22,4/2 = 0,034 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{N}_2 = 0,005 \cdot M_{\text{дутья}}; \text{ кг} \quad (3.74)$$

$$\Sigma \text{N}'_2 = \Sigma \text{N}_2 \cdot 22,4/28; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma \text{N}_2 = 0,005 \cdot 7,023 = 0,035 \text{ кг}$$

$$\Sigma \text{N}'_2 = 0,035 \cdot 22,4/28 = 0,028 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma O_2 = 0,003 \cdot M_{\text{дутья}}; \text{ кг} \quad (3.75)$$

$$\Sigma O'_2 = \Sigma O_2 \cdot 22,4/32; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma O_2 = 0,003 \cdot 7,023 = 0,021 \text{ кг}$$

$$\Sigma O'_2 = 0,021 \cdot 22,4/32 = 0,015 \text{ нм}^3$$

$$\Sigma M_{\text{газов}} = \Sigma CO + \Sigma CO_2 + \Sigma H_2O + \Sigma H_2 + \Sigma N_2 + \Sigma O_2; \text{ кг} \quad (3.76)$$

$$\Sigma M'_{\text{газов}} = \Sigma CO' + \Sigma CO'_2 + \Sigma H_2O' + \Sigma H'_2 + \Sigma N'_2 + \Sigma O'_2; \text{ нм}^3$$

$$\Sigma M_{\text{газов}} = 6,63 + 1,472 + 0,056 + 0,003 + 0,035 + 0,021 = 8,217 \text{ кг}$$

$$\Sigma M'_{\text{газов}} = 5,304 + 0,749 + 0,07 + 0,034 + 0,028 + 0,015 = 6,2 \text{ нм}^3$$

Таблиця 3.7 – Кількість та склад газів

Газ	кг	нм <sup>3</sup>	%
CO <sub>2</sub>	1,472	0,749	12,1
CO	6,63	5,304	85,5
H <sub>2</sub> O	0,056	0,07	1,1
H <sub>2</sub>	0,003	0,034	0,6
N <sub>2</sub>	0,035	0,028	0,5
O <sub>2</sub>	0,021	0,015	0,2
Разом:	8,217	6,2	100

Акумулюємо зведену таблицю матеріального балансу.

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс плавки (до розкислення)

Надійшло, кг		Отримано, кг	
Чавун	79,28	Рідкий метал	90,31
Лом	20,72	Шлак	14,379
Міксерний шлак	0,63	Гази	8,217
Забруднення брухту	0,13	Чад заліза в дим	1,716
Окалина брухту	0,25	Викиди	0,8
Плавииковий шпат	0,4	Залізо корольків	1,15
Вапно	7,94		
Футерівка	0,3		
Дуття	7,023		
Разом:	116,673	Разом:	116,572

$$\text{Нев'язка} = \frac{M_{\text{пост}} - M_{\text{пол}}}{M_{\text{пол}}} \cdot 100\% = \frac{116,673 - 116,572}{116,572} \cdot 100 = 0,087\%$$

Допустима нев'язка 0,2%

### 3.7.3 Розрахунок теплового балансу плавки

Розрахунок ведеться на 100 кг металошихти.

ПРИХІД ТЕПЛА:

$$\Sigma Q_{\text{прих}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6, \text{ кДж}, \quad (3.77)$$

де  $Q_1$  – фізичне тепло рідкого чавуну;

$Q_2$  – хімічне тепло реакцій окиснення домішок металошихти;

$Q_3$  – хімічне тепло реакцій шлакоутворення;

$Q_4$  – хімічне тепло реакцій утворення оксидів заліза шлаку;

$Q_5$  – хімічне тепло випаровування заліза до оксиду заліза;

$Q_6$  – фізичне тепло міксерного шлаку.

Фізичне тепло рідкого чавуну, кДж

$$Q_1 = M_{\text{ч}} [c_T^{\text{ч}} \cdot t_{\text{ликв}}^{\text{ч}} + q_{\text{ч}} + (t_{\text{ч}} - t_{\text{ликв}}^{\text{ч}}) \cdot c_{\text{жс}}^{\text{ч}}], \quad (3.78)$$

де  $M_{\text{ч}}$  - кількість чавуну, кг;

$c_T^{\text{ч}}$  – теплоємність твердого чавуну (0,755 кДж/(кг · град));

$c_{\text{жс}}^{\text{ч}}$  – теплоємність рідкого чавуну (0,92 кДж/(кг · град));

$t_{\text{ч}}$  - температура чавуну, що заливається в конвертер, °С;

$t_{\text{ликв}}^{\text{ч}}$  – температура плавлення (ліквідусу) чавуну (1150 – 1200) °С);

$q_{\text{ч}}$  – прихована теплота плавлення чавуну (218 кДж/кг).

$$Q_1 = 79,22 [0,755 \cdot 1150 + 218 + (1340 - 1150) \cdot 0,92] = 99900,4 \text{ кДж}$$

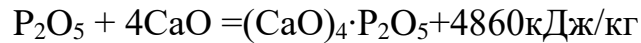
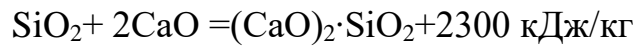
Хімічне тепло окиснення домішок металошихти, кДж

Таблиця 3.9 – Хімічне тепло окиснення домішок

Елемент-оксид	Окислюється домішок, кг	Тепловий ефект р-ії окислення (на 1 кг ел-та), кДж	Виділяється тепла, кДж	% від $Q_2$
$\text{C} \rightarrow \text{CO}$	$M_{\text{C} \rightarrow \text{CO}} = 0,9 \cdot \text{C}''$ $= 0,9 \cdot 3,157 = 2,841$	11096	$M_{\text{C} \rightarrow \text{CO}} \cdot 11096 = 2,841 \cdot 11096 = 31523,7$	48,4
$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2$	$M_{\text{C} \rightarrow \text{CO}_2} = 0,1 \cdot \text{C}''$ $= 0,1 \cdot 3,157 = 0,316$	34710	$M_{\text{C} \rightarrow \text{CO}_2} \cdot 34710 = 0,316 \cdot 34710 = 10968,4$	16,9
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2$	$M_{\text{Si}} = \text{Si}'' = 0,72$	26922	$M_{\text{Si}} \cdot 26922 = 0,72 \cdot 26922 = 19383,8$	29,8
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO}$	$M_{\text{Mn}} = \text{Mn}'' = 0,354$	7034	$M_{\text{Mn}} \cdot 7034 = 0,354 \cdot 7034 = 2490$	3,8
$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5$	$M_{\text{P}} = \text{P}'' = 0,0354$	19763	$M_{\text{P}} \cdot 19763 = 0,0354 \cdot 19763 = 699,6$	1,1
Разом:			$Q_2 = 65065,6$	100,00

Хімічне тепло реакцій шлакоутворення, кДж

Беремо, що весь  $\text{SiO}_2$  та  $\text{P}_2\text{O}_5$  у шлаку зв'язуються у сполуки з оксидом кальцію за реакціями:



тоді

$$Q_3 = \Sigma \text{SiO}_2 \cdot 2300 + \Sigma \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 4860, \quad (3.79)$$

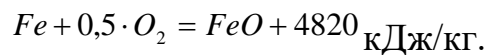
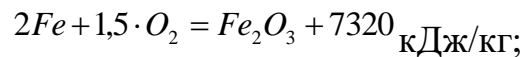
$$Q_3 = 2,119 \cdot 2300 + 0,089 \cdot 4860 = 5301,4 \text{ кДж}$$

Хімічне тепло реакцій утворення оксидів заліза шлаку, кДж

$$Q_4 = Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + Q_{\text{FeO}},$$

де  $Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – кількість тепла заліза, що окислилося до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ;

$Q_{\text{FeO}}$  – кількість тепла заліза, що окислилося до  $\text{FeO}$ .



$$Q_4 = 0,007 \cdot M_{\text{шл}}^{\text{к}} (\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{к}} \cdot 7320 + 0,0078 \cdot M_{\text{шл}}^{\text{к}} (\text{FeO})_{\text{к}} \cdot 4820, \quad (3.80)$$

$$Q_4 = 0,007 \cdot 14,379 \cdot 6,92 \cdot 7320 + 0,0078 \cdot 14,379 \cdot 13,86 \cdot 4820 = 12591,1 \text{ кДж}$$

Хімічне тепло реакцій окислення заліза до оксиду заліза диму, кДж.

$$Q_5 = M_{\text{Fe}}^{\text{дыма}} \cdot 7370, \quad (3.81)$$

$$Q_5 = 1,2 \cdot 7370 = 8844 \text{ кДж}$$

Фізичне тепло міксерного шлаку, кДж

$$Q_6 = M_{\text{м.шл.}} (c_{\text{м.шл.}} \cdot t_{\text{м.шл.}} + q_{\text{м.шл.}}), \quad (3.82)$$

де  $t_{\text{м.шл.}}$  - Середня температура міксерного шлаку, °C;

$$t_{\text{м.шл.}} = t_{\text{чуг}} - (15 \div 20)$$

$$t_{\text{м.шл.}} = 1340 - 16 = 1324^{\circ}\text{C}$$

$c_{\text{м.шл.}}$  – середня теплоємність міксерного шлаку, кДж/(кг·град)

$$c_{\text{м.шл.}} = 0,73 + 0,00025 \cdot (t_{\text{м.шл.}} + 273),$$

$$c_{\text{м.шл.}} = 0,73 + 0,00025 (1324 + 273) = 1,13 \text{ кДж/(кг·град)}$$

$Q_{\text{м.шл.}} = 210 \text{ кДж/кг}$  – прихована теплота плавлення міксерного шлаку;

$$Q_6 = 0,63 (1,13 \cdot 1324 + 210) = 1074,9 \text{ кДж}$$

$$\Sigma Q_{\text{прих}} = 99900,4 + 65065,6 + 5301,4 + 12591,1 + 8844 + 1074,9 = 192777,4$$

Витрата тепла, кДж

$$\Sigma Q_{\text{расх}} = Q'_1 + Q'_2 + Q'_3 + Q'_4 + Q'_5 + Q'_6 + Q'_7 + Q'_8 + Q'_9 + Q'_{10}, \quad (3.83)$$

де  $Q'_1$  – фізичне тепло рідкої сталі;

$Q'_2$  – фізичне тепло кінцевого шлаку;

$Q'_3$  – тепло газів, що відходять;

$Q'_4$  – тепло дисоціації вологи, що вноситься шихтою;

$Q'_5$  – тепло дисоціації  $\text{CaCO}_3$  шихтових матеріалів;

$Q'_6$  – тепло дисоціації оксидів заліза, внесених шихтою;

$Q'_7$  – тепло, яке несуть оксид заліза диму;

$Q'_8$  – тепло, яке забирає залізо викидів;

$Q'_9$  – тепло, яке забирає залізо корольків;

$Q'_{10}$  – втрати тепла на нагрівання футеровки, випромінюванням через горловину, на нагрівання води, що охолоджує фурму та інші невраховані втрати.

Фізичне тепло рідкої сталі, кДж

$$Q'_1 = M_{\text{мет}}^{\text{к}} [c_{\text{T}}^{\text{мет}} \cdot t_{\text{ликв}} + q_{\text{мет}} + (t_{\text{мет}}^{\text{к}} - t_{\text{ликв}}) c_{\text{жс}}^{\text{мет}}], \quad (3.84)$$

де  $c_T^{мет} = 0,70$  кДж/(кг · град) – теплоємність твердого металу;

$c_{ж}^{мет} = 0,84$  кДж/(кг · град) – теплоємність рідкого металу;

$t_{мет}^к$  - Температура металу в кінці продування;

$t_{ликв}$  - Температура плавлення (ліквідусу) металу, °С;

$q_{мет} = 285$  кДж/кг – прихована теплота плавлення металу.

$$Q'_1 = 90,31 [0,70 \cdot 1507 + 285 + (1614 - 1507) \cdot 0,84] = 129123,4 \text{ кДж}$$

Фізичне тепло рідкого шлаку, кДж

$$Q'_2 = M_{шл}^к (c_{шл} \cdot t_{шл}^к + q_{шл}^к), \quad (3.85)$$

де

$c_{шл} = 0,73 + 0,00025 (t_{шл}^к + 273)$  - середня теплоємність кінцевого шлаку,

$$c_{шл} = 0,73 + 0,00025 (1614 + 273) = 1,2 \text{ кДж / (кг · град)}$$

$q_{шл}^к = 210$  кДж/кг – прихована теплота плавлення шлаку;

$$Q'_2 = 14,379 (1,2 \cdot 1614 + 210) = 30868,8 \text{ кДж}$$

Тепло, яке несуть газу, що відходять, кДж

Середню температуру газів, що відходять, беремо рівною середній температурі металу під час продування:

$$t_{сп}^{газ} = \frac{t_{ч} + t_{мет}^к}{2} = \frac{1340 + 1614}{2} = 1477^\circ \text{С}$$

$$Q'_3 = \sum M_{сост}^{газ} \cdot c_{сп}^Г \cdot t_{сп}^{газ}, \quad (3.86)$$

де  $M_{сост}^{газ}$  – кількість складової газів, що відходять,  $\Sigma CO'_2, \Sigma CO'$  тощо,  $\text{нм}^3$  (див. табл. 3.7);

$c_{сп}^Г$  - середня теплоємність газів, кДж/( $\text{м}^3 \cdot \text{град}$ ) (з табл. 3.10 заносимо до табл. 3.11).



Таблиця 3.10 – Теплоємність газів

Газ	Середня теплоємність, кДж/(м <sup>3</sup> ·град) при $t_{cp}^{газ}$ , °С						
	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700
CO <sub>2</sub>	2,26	2,28	2,30	2,32	2,34	2,36	2,38
CO	1,43	1,44	1,45	1,46	1,47	1,48	1,49
H <sub>2</sub> O	1,77	1,79	1,81	1,83	1,85	1,87	1,89
H <sub>2</sub>	1,33	1,34	1,35	1,36	1,37	1,38	1,39
N <sub>2</sub>	1,40	1,41	1,42	1,43	1,44	1,45	1,46
O <sub>2</sub>	1,49	1,50	1,51	1,52	1,53	1,54	1,55

Таблиця 3.11 – Тепло газів, що відходять

Газ	Кількість газів, нм <sup>3</sup>	Середня теплоємність газів	Виноситься тепла, кДж
CO <sub>2</sub>	0,749	2,34	2588,7
CO	5,304	1,47	11516
H <sub>2</sub> O	0,07	1,85	191,3
H <sub>2</sub>	0,034	1,37	68,8
N <sub>2</sub>	0,028	1,44	59,6
O <sub>2</sub>	0,015	1,53	33,9
Разом:			Q <sub>3'</sub> = 14458,3

Тепло дисоціації води, що вноситься шихтою, кДж

При дисоціації води щодо реакції:



поглинається тепла

$$Q'_4 = \frac{\Sigma H'_2}{22,4} \cdot 242000 \text{ кДж}, \quad (3.87)$$

$$Q'_4 = \frac{0,034}{22,4} \cdot 242000 = 367,3 \text{ кДж}$$

Тепло дисоціації CaCO<sub>3</sub> шихтових матеріалів, кДж

При дисоціації CaCO<sub>3</sub> шихтових матеріалів щодо реакції:



$$Q'_5 = 4025 \cdot M_{\text{CO}_2} = \Sigma \text{CO}_2 \cdot 4025; \quad (3.88)$$

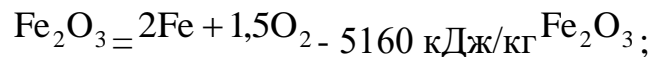
$$Q'_5 = 1,472 \cdot 4025 = 5924,8 \text{ кДж}$$

Тепло дисоціації оксидів заліза, внесених шихтою, кДж

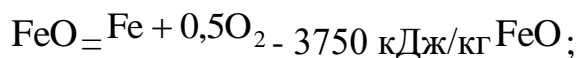
При дисоціації оксидів заліза, внесених шихтою та футеруванням, поглинається тепла:

$$Q'_6 = Q'_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + Q'_{\text{FeO}}, \quad (3.89)$$

де  $Q'_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – кількість тепла, що втрачається ванною при дисоціації оксидів заліза за реакцією:



$Q'_{\text{FeO}}$  – кількість тепла, що втрачається ванною при дисоціації закису заліза за реакцією:



$$\Sigma \text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,01(M_{\text{ф}} \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_{3\text{ф}} + 0,0065 \cdot M_{\text{л}} \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_{3\text{з.л}} + 0,012 \cdot M_{\text{л}} \cdot \% \text{Fe}_2\text{O}_{3\text{ок.л}}); \quad (3.90)$$

$$\Sigma \text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,01(0,3 \cdot 2,1 + 0,0065 \cdot 20,78 \cdot 3,0 + 0,012 \cdot 20,78 \cdot 69,0) = 0,182 \text{ кДж/кг}$$

$$\Sigma \text{FeO} = 0,01(M_{\text{м.шл}} \cdot \% \text{FeO}_{\text{м.шл}} + 0,012 \cdot M_{\text{л}} \cdot \% \text{FeO}_{\text{ок.л}}); \quad (3.15)$$

$$\Sigma \text{FeO} = 0,01(0,63 \cdot 16,3 + 0,012 \cdot 20,78 \cdot 31,0) = 0,18 \text{ кДж/кг}$$

тоді

$$Q'_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \Sigma \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 5160; \text{ кДж}$$

$$Q'_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 0,182 \cdot 5160 = 939,1 \text{ кДж}$$

$$Q'_{\text{FeO}} = \Sigma \text{FeO} \cdot 3750; \text{ кДж}$$

$$Q'_{\text{FeO}} = 0,18 \cdot 3750 = 675 \text{ кДж}$$

$$Q'_6 = 939,1 + 675 = 1614,1 \text{ кДж}$$

Тепло, яке несуть оксид заліза диму, кДж

$$Q'_7 = M_{Fe_2O_3}^{дыма} \cdot c_{cp}^{Fe_2O_3} \cdot t_{cp}^{Fe_2O_3}, \quad (3.91)$$

$$\text{де } c_{cp}^{Fe_2O_3} = 0,88 \text{ кДж/кг}; t_{cp}^{Fe_2O_3} = t_{cp}^{газа}$$

$$Q'_7 = 1,716 \cdot 0,88 \cdot 1477 = 2230,4 \text{ кДж}$$

Тепло, що забирається залізом викидів, кДж

$$Q'_8 = M_{Fe}^{выб} \cdot c^{выб} \cdot t_{cp}^{выб}, \quad (3.92)$$

$$\text{де } c^{выб} = c^{мет} = 0,84 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{град)}; t_{cp}^{выб} = t_{cp}^{газа}$$

$$Q'_8 = 0,8 \cdot 0,84 \cdot 1477 = 992,5 \text{ кДж}$$

Тепло, яке забирає залізо корольків, кДж

$$Q'_9 = M_{Fe}^{кор} \cdot c^{кор} \cdot t_{кор}, \quad (3.93)$$

$$\text{де } c^{кор} = c^{мет} = 0,84 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{град)}; t_{кор} = t_m^к$$

$$Q'_9 = 1,15 \cdot 0,84 \cdot 1477 = 1426,8 \text{ кДж}$$

Втрати тепла на нагрівання футерування конвертера, випромінюванням через горловину, з холодною водою і т.д. становлять зазвичай 1,5 - 3,0% від приходу тепла, кДж.

Приймаємо ці втрати  $f = 2,5\%$

$$Q'_{10} = \Sigma Q'_{прих} \cdot f / 100 \quad (3.94)$$

$$Q'_{10} = 192777,4 \cdot 2,5 / 100 = 4819,4 \text{ кДж}$$

$$\Sigma Q_{\text{расх}} = 129123,4 + 30868,8 + 14458,3 + 367,3 + 5924,8 + 1614,1 + 2230,4 + 992,5 \\ + 1426,8 + 4819,4 = 191825,8 \text{ кДж}$$

Таблиця 3.12 – Тепловий баланс плавки

Прихід			Витрата		
Статті приходу	кДж	%	Статті витрати	кДж	%
Фізичне тепло чавуну	99900,4	51,8	Фіз. тепло рідкого металу	129123,4	67,4
Тепло окислення домішок	65065,6	33,7	Фізичне тепло шлаку	30868,8	16,1
Тепло шлакоутворення	5301,4	2,8	Тепло газів, що відходять	14458,3	7,5
Тепло утворення оксидів Fe шлаку	12591,1	6,5	Тепло дисоціації вологи	367,3	0,2
Тепло окислення Fe диму	8844	4,6	Тепло дисоціації CaCO <sub>3</sub>	5924,8	3,1
Фізичне тепло міксерного шлаку	1074,9	0,6	Тепло дисоціації оксидів Fe шихти	1614,1	0,8
			Тепло, винесення. окс. Fe диму	2230,4	1,2
			Тепло викидів Fe	992,5	0,5
			Тепло Fe корольків	1426,8	0,7
			Втрати тепла конвертером	4819,4	2,5
Разом	192777,4	100	Разом	191825,8	100

Надлишок тепла

$$\Delta Q = \Sigma Q_{\text{прих}} - \Sigma Q_{\text{расх}}$$

$$\Delta Q = 192777,4 - 191825,8 = 951,6 \text{ кДж}$$

Нев'язка складає

$$\frac{\Delta Q}{Q_{\text{прих}}} \cdot 100\% = \frac{951,6}{192777,4} \cdot 100 = 0,49\%$$

Визначаємо витрату матеріалів на плавку

Таблиця 3.13 – Витрата матеріалів

№ п/п	Найменування	Витрата матеріалів	
		на 100 кг, кг	на 160т, т
1	Чавун	79,22	126,752
2	Міксерний шлак	0,63	1,008
3	Лом	20,78	33,248
4	Вапно	7,94	12,704
5	Плавиківий шпат	0,4	0,640
6	Футерівка	0,3	0,480
7	Дуття, нм <sup>3</sup>	4,916	7,865

## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

### 4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища киснево–конвертерного цеху

Багато технічних операцій у конвертерному виробництві створюють несприятливі умови праці для операторів. Процес конверсії кисню генерує наступні небезпечні виробничі фактори:

- Щільність пилу, що викидається з конвертера, становить  $4,3 \text{ г/см}^3$ , а його кількість і хімічний склад сильно варіюється в залежності від багатьох факторів, таких як склад чавуну і добавок, об'єм конвертера, висота пір'я від рівня металу, витрата і тиск кисню. Середня кількість пилу в конвертерному газі становить 25... 30 кг/т;

- Пил виділяється при перевантаженні шихтових матеріалів, укладанні конвертерів і сталерозливних ковшів, розривах футерівки і ремонтах.

Найбільш небезпечним для організму людини є пил з розміром частинок менше 10 мкм, оскільки пил вище цього розміру затримується на слизових оболонках верхніх дихальних шляхів. При потраплянні пилу в легені людини виникають серйозні захворювання [20].

Конвективне тепло передається від поверхонь нагріву обладнання (печей, гарячих ванн) і розплавленого металу повітрю в приміщенні, викликаючи підвищення температури в робочій зоні і над приміщенням. Променисте тепло генерується розплавленим металом, нагрітими стінками печей і сховищ, стінками гарячих ванн і нагрітими виливками [20].

Шум і вібрація шкідливі для людини. Шум може викликати біологічні зміни, функціональні порушення та механічні пошкодження, що призводять до професійних захворювань, наприклад, розриву барабаних перетинок (при 120... 140 дБ), втрата слуху та зміни в серцево-судинній системі.

Шум - це безладне поєднання звуків, що виникають під час роботи кисневих концентраторів, розливних кранів тощо. Надмірний шум може бути шкідливим для здоров'я працівників і сприяти травматизму. Робота в умовах

високого рівня шуму протягом усього дня може призвести до втоми органів слуху, а тривалий вплив шуму може призвести до втрати слуху; допустимий рівень звукового тиску на робочому місці на частоті 1000 Гц становить 80 дБ [21, 22].

Вібрація характеризується частотою, амплітудою, швидкістю та прискоренням. Джерелами вібрації на робочому місці є

- Механічна вібрація, робота кранів та допоміжних механізмів;
- Рух транспортних засобів і поїздів;
- незбалансованість обертових і рухомих частин машин; неправильна взаємодія окремих частин компонентів; ударні процеси технічного характеру; нерівномірне завантаження машин; рух обладнання по нерівних дорогах.

Тривалий вплив вібрації викликає вібраційну хворобу (неврит). Допустимі рівні вібрації визначені в спеціальному документі і не можуть перевищувати 2/3 робочого дня на рівні 92 дБ [23]. Для зменшення поширення вібрацій в будівельних конструкціях, викликаних роботою вентиляторів і насосів, використовують жорсткі матеріали для їх підтримки.

#### **4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища киснево–конвертерного цеху**

Основними заходами боротьби з пилом є витяжна вентиляція, яка влаштовується для видалення забрудненого повітря з приміщення і викиду його за межі робочого місця, і припливна вентиляція, яка подає чисте повітря в приміщення.

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

Аерацію застосовують у виробничих приміщеннях, де є надлишок тепла. Аерація може забезпечити інтенсивну вентиляцію приміщень [24].

Там, де є одне джерело тепловиділень, об'єкт обладнують місцевою витяжною вентиляцією у вигляді місцевих відсмоктувачів, витяжних парасольок тощо. У закритих і замкнених приміщеннях (кранові приміщення, пости і пульти управління, ізоляційні бокси, кімнати відпочинку) для операторських завдань застосовуються системи кондиціонування з індивідуальним регулюванням температури і подачі повітря.

Там, де є джерела теплового випромінювання, проводиться комплекс заходів з ізоляції обладнання та поверхонь, що нагріваються, з використанням теплового екранування (екранування).

Засоби і методи захисту від шуму і вібрації на робочому місці можна розділити на колективні та індивідуальні. Зниження рівня шуму можна досягти за рахунок якісного монтажу, звукопоглинання та звукоізоляції окремих частин машин [22].

Найбільш ефективними заходами колективного захисту від вібрації є ізоляція персоналу або чутливих до вібрації об'єктів від джерел вібрації. Ефективними можуть бути амортизатори зі сталевих пружин, гуми або інших еластичних матеріалів. Використовуються амортизатори з комбінації гуми і металу, пружин і пластику, віброізолятори, що підтримуються гідравлічними шарнірами, пневматичні гумові амортизатори, що використовують стиснене повітря або еластичні властивості самої гуми. Віброізоляція більш ефективна, якщо фундамент (або підлога), на якому встановлюється віброізолятор, має достатню масу [23].

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

Серед ЗІЗ розрізняють класи ізолюючого одягу, засобів захисту органів дихання (ЗЗОД), спеціального захисного одягу, а також засобів захисту ніг, рук, голови та обличчя. Засоби захисту органів дихання (ЗЗОД) залежно від принципу дії поділяються на фільтруючі (Ф) та ізолюючі (І). До фільтруючих ЗІЗОД відносяться РПГ - 67, ФГ - 13 та ШБ - 1 (Пелюстка - 200, Пелюстка - 40 та

Пелюстка - 5). Ізолюючі ЗІЗОД за конструкцією поділяються на шлангові (ШШ) та автономні (ГІК) [22].

На майданчиках доменних печей спецодяг робітників повинен мати вогнезахисне просочення для запобігання опіків і травм від іскор розпеченого металу або шлаку. Наглядачі повинні носити матерчатий одяг, черевики, рукавички і каски. Слюсарі - одягнуті в суконний одяг, бачаги, чоботи і каску (штани поверх взуття, куртка поверх штанів, волосся зав'язане під головним убором). Помічники коваля - носять суконний одяг, бачаги, чоботи та каску. Електрики, які вимірюють температуру сталі - одяг, чоботи. Залежно від характеру роботи та робочої зони можуть знадобитися засоби індивідуального захисту (окуляри, беруші, респіратор, пелюстки, каска, бачаги). Фахівці з усунення дефектів поверхні металу носять тканинний комбінезон, бахіли, черевики, каску, сині окуляри і захисні щитки; основними типами спеціального взуття, яке носять оператори конвертерного виробництва, є шкіряні туфлі і кирзові чоботи. Брезентові та комбіновані рукавиці є найбільш поширеними засобами захисту рук для працівників конвертерного виробництва [25].

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці на робочих місцях конвертерників наведено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу конвертерника

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну %
				I сту- пінь	II сту- пінь	III сту- пінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м <sup>3</sup> 3–4 клас безпеки:						
	– ангідрид сірчаний (SO <sub>2</sub> )	1,0	1,3	–	–	40,0	80
	– оксид вуглецю	20,0	1,15	–	–	–	80
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>	4,0	3,9	–	–	25,0	80
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	90	–	–	14	80
4	Шум, дБА	80	79	9	–	–	80
5	Мікроклімат в приміщенні:						
	– температура повітря, °С	27	28	–	–	13	80
	– швидкість руху повітря, м/с	0,5	0,48	1,6	–	–	80
	– відносна вологість, %	<70	50	–	–	–	80
	– інфрачервоне випромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	140	129	–	–	3500	80
6	Тяжкість праці	Важка III					
7	Напруженість праці	Напружена					



Таким чином, на основі аналізу умов праці під час виплавки сталі в конвертерному цеху можна зробити висновок про перевищення референтних показників по шуму, вібрації та інфрачервоному випромінюванню. Вміст пилу, оксиду вуглецю та діоксиду сірки в повітрі робочої зони конвертерного цеху також перевищує допустимі концентрації. Це дозволяє віднести умови праці до класу III, ступінь 3. За цим показником робоче місце слід вважати зі шкідливими та небезпечними умовами праці.

Безпека працівників забезпечується наступними організаційними та технічними заходами

- Огородження рухомих і обертових частин і механізмів обладнання;
- заземлення металевих конструкцій обладнання
- Освітлення робочого місця відповідно до норм;
- Забезпечення засобами індивідуального захисту (ЗІЗ) та спецодягом.

#### **4.3 Заходи з електробезпеки**

У конвертерному цеху машини та пристрої, які виробляють, перетворюють, розподіляють або споживають електроенергію, називаються електрообладнанням. Необережне поводження з електрикою може призвести до травм.

Несправності електрообладнання можуть бути викликані різними причинами, включаючи погану ізоляцію, захисні пристрої (заземлення, огороження, сигналізація, блокування, захисні вимикачі), необізнаність особи, яка експлуатує обладнання, і недотримання правил експлуатації електрообладнання.

Вплив струму на організм людини проявляється у вигляді ураження електричним струмом або локального пошкодження тіла людини. Ураження електричним струмом відбувається, коли людина випадково контактує з активним проводом, що перебуває під небезпечною напругою через погану ізоляцію або погане заземлення (або його відсутність) проводу. Уражається весь організм, включаючи нервову систему, м'язи, тканини і внутрішні органи. Спазматичні реакції м'язових волокон у серці та дихальній системі виникають

миттєво, часто призводячи до смерті. Локальне ураження проявляється у вигляді опіків, найчастіше на руках.

Якщо ізоляція електрообладнання пошкоджена, на металевих частинах, які зазвичай не перебувають під напругою (наприклад, на корпусі, кожусі, рамі, броні кабелю), може з'явитися випадкова напруга. Дотик до металевих конструкцій під напругою може призвести до ураження електричним струмом.

Напруга вище 250 В не допускається в мережах загального освітлення. У приміщеннях з підвищеною небезпекою, особливо там, де місцеві світильники, ремонтні світильники та ручні інструменти знаходяться під напругою, напруга не повинна перевищувати 36 В.

Для захисту від дотику, недоступні струмопровідні компоненти повинні бути розміщені на висоті, під підлогою або приховані в стінах. Мінімальна висота підвісу неізольованих проводів становить 3,5 м (якщо не потрібна більша висота через можливий контакт з предметами з землі або транспортними засобами, що проїжджають повз), мінімально допустима відстань до людини, яка працює при напрузі 15 кВ, - 0,7 м і 3 м - при напрузі 220 кВ.

При напрузі вище 65 В у безпечних приміщеннях і 36 В у небезпечних приміщеннях у всіх випадках надійно захищені неізольовані струмоведучі частини, до яких може доторкнутися людина; при напрузі вище 250 В захищені не тільки неізольовані, але й ізольовані струмоведучі частини, що знаходяться під напругою. Електрообладнання пофарбоване у встановлений колір. Це робиться не тільки для ідентифікації та естетичних цілей, але колір також відіграє захисну роль, оскільки його ізоляційні властивості гарантують відсутність ризику утворення електричного кола через тіло працівника, який торкається або опускає обладнання в разі аварії [25].

Покривні лаки, електроізоляційні плівки, емалі та олійні фарби можуть використовуватися як захисна ізоляція [26].

#### **4.4 Заходи пожежної безпеки**

Згідно з [27], з точки зору вибухопожежної та пожежної небезпеки виробництво кисневих конвертерів, пов'язане з виділенням тепла, іскор і полум'я

в процесі обробки негорючих матеріалів у розплавленому стані, відноситься до категорії Г, а будівлі цехів виконуються з вогнестійких будівельних конструкцій I і II ступеня вогнестійкості.

Вибухи і викиди рідкого металу в конвертерних цехах можуть відбуватися при попаданні в рідкий метал вологих поглиначів кисню і легуючих матеріалів в результаті завантаження вологого металобрухту в конвертер. Також існує ризик прогорання футерівки сталеплавильного обладнання [27].

Засоби і методи пожежогасіння включають використання вуглекислого газу, технологічної пари, хімічних і механічних повітряних бульбашок і води. До місця пожежі прокладаються пожежні рукави. Виробничі приміщення обладнані протипожежними куточками з ящиками з піском, ємностями з водою та щитами пожежної сигналізації.

Під час гасіння пожежі необхідно вживати заходів для запобігання поширенню вогню. Для гасіння пожеж слід використовувати первинні засоби пожежогасіння. Для виробництва категорії D приблизна кількість засобів пожежогасіння є наступною:

1. вогнегасники: (на 50 м<sup>2</sup> площі):
  - Ручні вуглекислотні вогнегасники - 5 - (1);
  - пінні вогнегасники: (на 50 м<sup>2</sup> площі): ручні вуглекислотні вогнегасники - 5 - (1); пінні вогнегасники - 10 - (2).
2. протипожежний інвентар та обладнання:
  - ящик з піском (1)
  - негорючі покривала тощо.

## **4.5 Технічні заходи виробничої санітарії**

### **4.5.1 Освітлення виробничих приміщень**

До освітлення виробничих приміщень пред'являються вимоги щодо забезпечення достатньої освітленості робочих поверхонь, високої якості, надійності, зручності управління та обслуговування, економічності будівництва та експлуатації, пожежної та електробезпеки.

Достатня освітленість робочих поверхонь забезпечується дотриманням нормативних вимог, які встановлюють норми освітлення відповідно до характеристик зорової роботи (визначається ступенем точності, тобто розміром об'єкта, який необхідно розрізнити).

Природне освітлення в приміщеннях створюється денним світлом через світлові ліхтарі і поділяється на бічне, верхнє і комбіноване (верхнє і бічне). Бокове освітлення створюється світловими ліхтарями, верхнє - світловими ліхтарями, а комбіноване - світловими ліхтарями і світловими ліхтарями одночасно.

Якщо у виробничих приміщеннях постійно перебувають люди, для загального штучного освітлення використовуються газорозрядні джерела світла, незалежно від системи освітлення. Лампи розжарювання застосовуються лише в окремих випадках, коли технологічні процеси або умови навколишнього середовища унеможливають використання газорозрядних джерел світла [28].

#### **4.5.2 Вентиляція**

Вентиляція досягається за рахунок руху повітря, при цьому забруднене повітря виводиться з приміщення, а свіже надходить в приміщення. Залежно від методу, який використовується для переміщення повітря, вентиляція може бути природною або механічною. Коли природна і механічна вентиляція використовуються разом, це називається змішаною вентиляцією.

Природна вентиляція досягається за рахунок різниці температур між приміщенням і повітрям ззовні (тепловий тиск) і дії вітру (вітровий тиск). Механічна вентиляція передбачає заміну повітря за допомогою спеціальних механізмів і пристроїв (вентиляторів і ежекторів).

Вентиляція може бути загальнообмінною або місцевою, залежно від призначення, припливною, витяжною або витяжною, а також від місця дії.

Загальнообмінна вентиляція, або загальнообмінна вентиляція, призначена для повітрообміну в приміщенні. Місцева вентиляція створюється для видалення

шкідливих речовин безпосередньо від їх джерела або для подачі свіжого повітря в певні обмежені зони приміщення.

Вентиляція вимагає припливу незабрудненого повітря і очищає повітря, якщо припливне повітря містить забруднення.

Природна вентиляція забезпечується аерацією (організований, регульований, природний повітрообмін, який підтримує задані параметри повітряного середовища в приміщенні) [29].

## ВИСНОВКИ

1. Розроблена технологія виплавки низьколегованих конструкційних сталей на прикладі сталі марки 10ХСНД в умовах киснево-конвертерного цеху.
2. Сталь, що розглядається в роботі, марки 10ХСНД відноситься до конструкційних низьколегованих хромокремнієнікелевих з міддю сталей, що використовується для виготовлення зварних конструкцій, деталей, що працюють в інтервалі температур  $-70+450^{\circ}\text{C}$ , до яких висуваються підвищені вимоги до міцності, стійкості до корозії при обмеженні маси.
3. Розроблена технологія виплавки сталі марки 10ХСНД.
4. До особливостей технології виплавки можна віднести легування хромом, нікелем та міддю.
5. Роботою передбачається проведення позапічної обробки сталі з застосуванням установки позапічної обробки сталі.
6. Розливання сталі здійснюється 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.д.;
  - зниження капітальних і експлуатаційних витрат у зв'язку з ліквідацією обтискових станів.
7. Розглянуто питання щодо охорони праці в цеху, що проектується, та розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища киснево-конвертерного цеху.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

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

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