

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект
перший (бакалаврський)
(рівень вищої освіти)

До журі
12.05.23

на тему Проект киснево-конвертерного цеху з розробкою технології виплавки
конструкційної сталі для зварювальних конструкцій

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1360-с
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

А.С.Устимчук
(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 2022 року

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

Устимчуку Артему Євгеновичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Проект киснево-конвертерного цеху з розробкою технології виплавки конструкційної сталі для зварювальних конструкцій

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 № 1893-с

2 Строк подання студентом роботи 16.06.2023

3 Вихідні дані до роботи Спроекувати киснево-конвертерний цех для виробництва конструкційних марок сталей

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

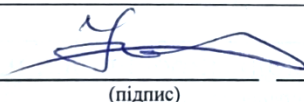
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Прутцьков Д.В., професор		
2 Конструкційна частина	Прутцьков Д.В., професор		
3 Технологічна частина	Прутцьков Д.В., професор		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Прутцьков Д.В., професор		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	12.06-18.06.2023	
2	1 Загальна частина	15.05-21.05.2023	
3	2 Конструкційна частина	22.05-28.05.2023	
4	3 Технологічна частина	29.05-04.06.2023	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	05.06-11.06.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-18.06.2023	

Студент



(підпис)

А.Є.Устимук

(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: 83 с., 16 табл., 12 рис., 20 джерел

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

Мета роботи – розробити проект киснево-конвертерного цеху з розробкою технології виплавки конструкційної сталі для зварювальних конструкцій.

У загальній частині роботи приведено обґрунтування необхідності будівництва киснево-конвертерного цеху, зроблена загальна характеристика киснево-конверторного виробництва та проведений розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху.

У конструкційній частині представлений опис конструкції кисневого конвертера та проведений розрахунок основних параметрів конвертера.

У технологічній частині наведені властивості та призначення сталі марки 15Г2СФ, запропонована технологія виробництва сталі у конвертері та проведений розрахунок матеріального та теплового балансів.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» розглянута характеристика небезпечних та шкідливих факторів при виробництві конвертерної сталі та запропоновані методи боротьби з ними.

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

ЗМІСТ

	С.
ВСТУП.....	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	8
1.1 Обґрунтування необхідності будівництва киснево-конвертерного цеху .	8
1.2 Загальна характеристика киснево-конверторного виробництва.....	8
1.3 Розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху	12
1.3.1 Міксерне відділення	12
1.3.2 Шихтове відділення.....	16
1.3.3 Конвертерне відділення	19
1.3.4 Відділення позапічної обробки сталі	24
1.3.5 Відділення безперервного розливання сталі	24
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	30
2.1 Опис конструкції кисневого конвертера	30
2.2 Розрахунок основних параметрів конвертера	38
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	45
3.1 Властивості та призначення сталі марки 15Г2СФ.....	45
3.2 Технологія виробництва сталі у конвертері.....	46
3.3 Розрахунок матеріального та теплового балансів	50
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	62
4.1 Безпека технологічних процесів і обладнання.....	62
4.2 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів	64
4.3 Заходи щодо поліпшення умов праці	68
ВИСНОВКИ	81
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	82

ВСТУП

Киснево-конвертерний процес є провідною технологією в сучасному виробництві сталі завдяки своїй високій технологічній та економічній ефективності. Сьогодні в киснево-конвертерних печах виплавляється понад 65% сталі у світі.

За короткий проміжок часу конвертерний процес набув широкого розповсюдження в усіх країнах світу. Стрімкий розвиток киснево-конвертерного процесу зумовлений багатьма його перевагами над мартенівським та електросталеплавильним процесами. Основними з них є:

1. вища продуктивність одного сталеплавильного агрегату (годинна продуктивність мартенівських і електричних печей не перевищує 140 тонн на годину, тоді як продуктивність важких конвертерних печей досягає 400-500 тонн на годину)

2. низькі капітальні інвестиції, тобто витрати на будівництво заводу. Це пов'язано з простотою конструкції конвертера і потенційно невеликою кількістю плавильних агрегатів, які можуть бути встановлені на заводі;

3. нижчі витрати на переробку, включаючи електроенергію, паливо, вогнетриви, комутаційне обладнання, заробітну плату тощо;

4. процес зручний для автоматизації управління процесом плавки;

5. робота конвертерної печі легко поєднується з безперервним розливанням завдяки чітко визначеному ритму випуску розплаву;

6. кращі умови праці та зменшення забруднення навколишнього середовища.

При продувці чистим киснем вміст азоту в сталі становить 0,002-0,005%, що не відрізняється від вмісту азоту в сталі, виплавленій у мартенівській печі. Теплоти, що утворюється при окисленні чавунних компонентів, більш ніж достатньо для нагрівання сталі до виробничої температури. Залишкове тепло, яке завжди є в наявності, дозволяє переробляти в конвертері значну кількість брухту

(до 25-27% від маси шихти), знижуючи собівартість металопродукції, оскільки сталевий брухт дешевший, ніж рідкий чавун [1].

Комбіновані процеси продувки в кисневих конвертерах набувають все більшого поширення. Технологія комбінованого дуття набуває все більшої популярності, оскільки поєднує в собі переваги методів верхнього і нижнього дуття і покращує багато параметрів конвертерної плавки [3].

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування необхідності будівництва киснево-конвертерного цеху

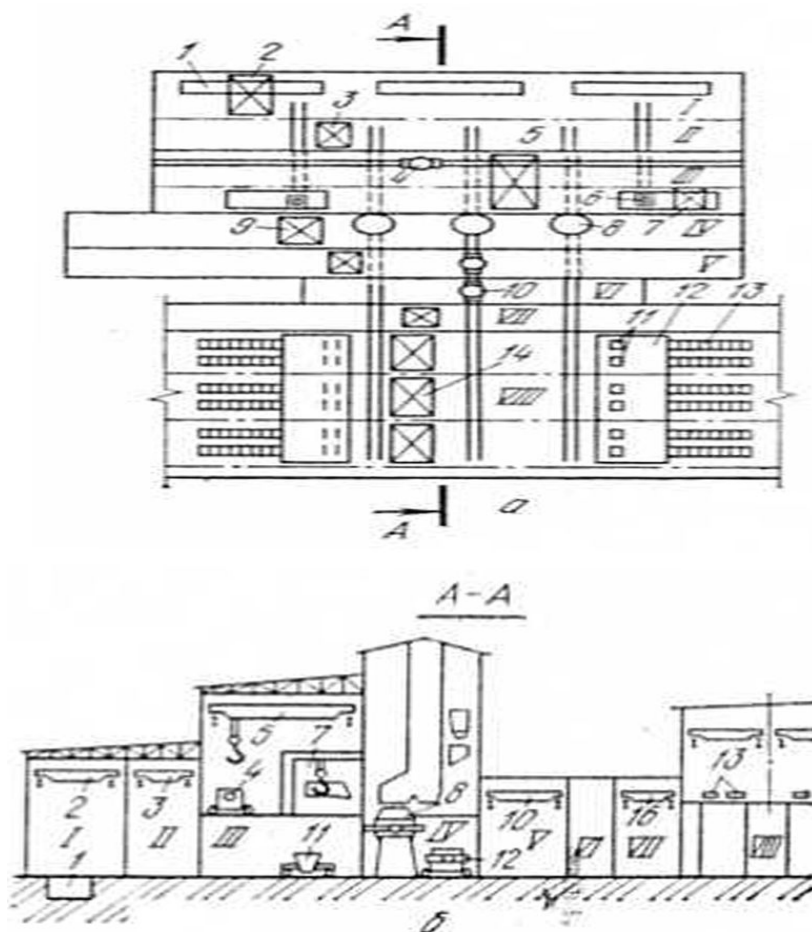
Кисневі конвертери - це високопродуктивні агрегати з дуже хорошими енергетичними характеристиками. На сьогоднішній день саме кисневий конвертер створив оптимальні кінетичні умови для глибокого окислювального рафінування металів у так званому емульсійному режимі. Конвертерний процес є дуже перспективним з точки зору постійного вдосконалення.

Практично всі сучасні конвертерні печі оснащені допоміжними вимірювальними фурмами, які значно підвищують точність визначення кінця продувки і зменшують частку розплаву з продувкою. У будь-який час були розроблені системи, які можуть значно підвищити точність і ефективність вимірювань температури і хімічного складу розплаву практично по всьому об'єму розплаву [12].

1.2 Загальна характеристика киснево-конверторного виробництва

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 всередині цеху залежить від типу продукції, що випускається, наприклад, зливки або виливки з МБЛЗ. Але незалежно від способу розливання сталі в кожному конвертерному цеху є такі відділення: 1) міксерне відділення або відділення розливання чавуну з міксера; 2) відділення магнітних матеріалів (шихти); 3) відділення сипучих матеріалів з трактами подачі в конвертерну піч і сталерозливний ківш; 4) конвертерне відділення; 5) ковшове відділення (проліт); 6) сталерозливний ківш (проліт), 6) відділення переробки шлаку, 7) механічні майстерні, 8) будівля цехового управління та побутові приміщення.

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



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

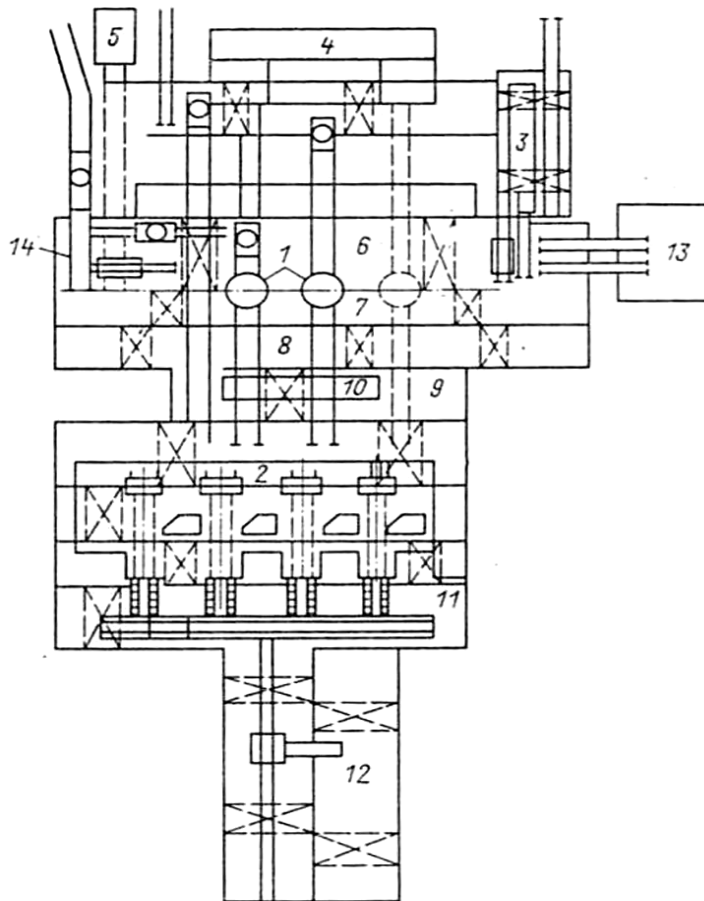
Рисунок 1.1 – План (а) і розріз (б) кнвертерного цеху з розливанням сталі на МБЛЗ при їх блоковому розташуванні

Компонування основної відділень цехів з розливанням на МБЛЗ показано на рисунку 1.1. Брухт з дільниці завантаження металу *I* в головному корпусі цеху мостовим краном 2 завантажується в ковш з приямка 1, транспортується

поперечною залізничною колією від шлакового прольоту II до завантажувального прольоту III, де через отвір 6 піднімається на платформу і піднімається на робочу платформу. Напівпортальний 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 порожніми ковшами. Наповнені ковші доставляються залізничним або автомобільним транспортом на ділянку переробки шлаку. Чавун з окремої будівлі міксерного відділення транспортується тепловозом в цех чавуновозним ковшем 4 по естакаді, де за допомогою крана 5 заливається в конвертер. З міксера чавун подається на завантажувальний майданчик на рівні цеху по одній системі. У цьому випадку робоча площадка не повністю перекривається з завантажувальною, а ковші транспортуються краном від нульової позначки до конвертера.

Конвертерний відсік IV обладнаний конвертером 8, системою газовідведення і живильником сипучих матеріалів. У прольоті встановлений вантажно-розвантажувальний кран 9. Пульт управління конвертером розташований між колонами шлакового прольоту II і завантажувального прольоту. У деяких цехах системи газоочищення розміщені в спеціальних силових прольотах; ділянки ремонту конвертера і повітродувного обладнання - на конвертері або на завантажувальному майданчику. Розливний сталерозливний ківш 10 транспортується з конвертера по залізничній колії через промковш V, естакаду VI і проміжний проліт підготовки ковша VII в один з прольотів розливного відділення, звідки краном 14 подається на робочу естакаду 12 до кристалізатора МБЛЗ 11. Компонування МБЛЗ, показане на рисунку 1.2, називається блочною компоновкою МБЛЗ. Ківш розміщений на двомісному розливному столі, що забезпечує швидку зміну ковшів і безперервне розливання між плавками; після МБЛЗ заготовки транспортуються системою роликів 13 на перевантажувальний проліт, а потім у відділення зберігання і ремонту виливниць (кондиціонування).



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 пакетування скрапу; 14 - ділянка переливу чавуну

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

Чавун з доменної печі в сталеплавильний цех передається 600-тонним ковшем-міксером по колії, перпендикулярній осі завантажувального прольоту; 350-тонний ківш встановлений на двох самохідних візках, що рухаються по рейках на дні приямка глибиною 10 м. Відсіки для брухту розташовані під прямим кутом до осі вантажних прольотів. Брухт транспортується до відсіків залізничним і автомобільним транспортом, а потім черпаками на самохідних

візках подається на завантажувальні майданчики. Шлак з конвертерних ємностей на ділянці первинної переробки видаляється ковшами об'ємом 29 м³ на самохідних візках.

Транспортування сипучих матеріалів і феросплавів до конвертерного цеху, до приймального бункера на ділянці приймання сипучих матеріалів і до витратного бункера здійснюється наземним транспортом за допомогою стрічкового конвеєра. Ковші зі сталлю транспортуються до конвертера самохідними візками. У прольотах позапічної обробки сталі встановлено три спеціальні агрегати для стабілізації хімічного складу і температури сталі, тонкого легування, десульфурації та корекції складу вуглецю, марганцю, кремнію і алюмінію; в кінці конвертера розташована ділянка ремонту проміжних ковшів і ділянка складання МБЛЗ. Всі прольоти в дивізіоні з'єднані поперечною колією, по якій рухаються самохідні візки. Від МБЛЗ сляби транспортуються роликowymi візками до транспортно-обробного відділення допоміжного цеху. Розташування допоміжного відділення і під'їзної дороги багато в чому визначається розташуванням цеху на генеральному плані заводу [6].

1.3 Розрахунок продуктивності киснево-конвертерного цеху

1.3.1 Міксерне відділення

Міксери забезпечують рівномірність подачі чавуну в сталеплавильний агрегат і усереднюють хімічний склад і температуру чавуну незалежно від режиму роботи доменної печі. Доменні печі оснащуються міксерами ємністю 1300 і 2500 тонн. Як правило, в міксерному відділенні встановлюють два міксери. Недоліками подачі чавуну через міксерне відділення є високі капітальні та експлуатаційні витрати, значне зниження температури чавуну через додаткові переливи і транспортування у відкритих ковшах.

Сучасні комбінати віддають перевагу подачі чавуну в міксерний ківш. 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° . Чавун з доменної печі міксерним ковшем транспортується на ділянку розливання чавуну в доменному цеху, де він заливається в розливний ківш [5].

Вибір ємкості і визначення кількості міксерів

Сумарна необхідна ємність міксерів ($\sum Q_m$) може бути розрахована по формулі:

$$\sum Q_m = \frac{K_q \cdot A \cdot \tau_q \cdot 1,01}{24 \cdot \eta} \quad (1.1)$$

де A - 12980 - 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 вагається в межах 6-9 годин але не менше 6 годин);

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

1,01- коефіцієнт, що рахує утрати чавуну в міксері;

24 - кількість годин на добу;

K_q - витрата чавуну на тонну придатних злитків, т/т.

$$K_q = \frac{76}{100 \cdot 0,892} = 0,85 \text{ т/т}$$

де: 76,0 - вміст рідкого чавуну в металевій шихті, %.

Вишукуємо необхідну сумарну ємність міксерів в цеху:

$$\Sigma Q_M = \frac{0,85 \cdot 12980 \cdot 7 \cdot 1,01}{24 \cdot 0,73} = 4452 \text{ т/добу}$$

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

$$\eta_M^p = \frac{\Sigma Q_M}{Q_M} = \frac{4452}{1300} = 3,4 \text{ міксера} \quad (1.2)$$

Беремо три міксери ємністю 1300 т, тоді середній фактичний час перебування рідкого чавуну в міксері стягне:

$$\tau_{\text{ч}}^{\text{ф}} = \frac{3 \cdot 1300 \cdot 7,0}{4452} = 6,1 \text{ години.}$$

В розрахунку цеху з міксерами ємністю 1300 т прийнято, що подача рідкого чавуну з доменного цеху в міксерне відділення ведеться в ковшах ємністю 220 т. Заливка чавуну в міксери здійснюється заливальними кранами вантажопідйомністю 280+100/16 т. Кількість заливальних кранів в міксерном відділенні (при коефіцієнті їх завантаження, рівному 0,8) можна облічити по формулі:

$$n_{\text{кр.м}}^{\text{залив.}} = 0,87 \cdot A^I \cdot K_{\text{ч}} \cdot \Sigma_{\text{к}}^{\text{ч}} \quad (1.3)$$

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

$A^I = 12,98$ - добова продуктивність цеху в придатних злитках тис.т;

$K_{\text{ч}} = 0,85$ - коефіцієнт витрати чавуну на тонну придатних злитків, т/т.

Сумарна заборгованість крану на заливці однієї тони чавуну в міксер може бути розрахована:

$$\sum_K^q = \frac{1,15 \cdot \tau_3}{v_K \cdot Q_{\text{ковш}}} \quad (1.4)$$

де τ_3 - тривалість операції заливки в міксер одного ковша чавуну, хв. (за даними практики, залежно від ємкості ковша і інших конкретних умов роботи у відділенні, може бути прийнята в межах 14-18 хв.);

v_K - коефіцієнт заповнення ковша (зазвичай становить 0,8-0,9);

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

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

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

Вишукуємо потрібну кількість заливальних кранів в міксерному відділенні цеху:

$$P_{\text{кр.м.}}^{\text{зал}} = 0,87 \cdot 12,98 \cdot 0,85 \cdot 0,111 = 1,06 \text{ крана}$$

З врахуванням резервних беремо два заливальні крани вантажопідйомністю 280+100/16 т кожен.

Кількість необхідних міксерних ковшів може бути розрахована по формулі:

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

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

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

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

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

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

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

24 – кількість годин на добу;

$\Pi_{МК}^p$ - кількість міксерних ковшів, що знаходяться в ремонті і резерві.

Беремо $\Pi_{МК}^p = 4$ ковша.

$$\Pi_{МК}^{общ} = \frac{124,6 \cdot 87 \cdot 5}{280 \cdot 0,8 \cdot 24} + 4 = 14 \text{ ковшів}$$

Беремо 14 міксерних ковшів ємкістю 280 т.

1.3.2 Шихтове відділення

Кількість металобрухту в металевій шихті сучасних конвертерних печей становить до 30 % Об'ємна вага металобрухту в конвертерних цехах коливається від 0,8 до 1,4 т/м³. Металобрухт транспортується в шихтовий цех залізничним або автомобільним транспортом, завантажується безпосередньо з коліс або з шихтової ями в ковші і зберігається окремо за якістю (об'ємною вагою і рівнем забруднення). 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 заливається в ківш на самохідному візку і направляється в конвертер [3].

Визначення кількості основного устаткування шихтового двору

Витрата матеріалів на плавку:

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

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

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

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

Витрата матеріалів на добу по цеху:

$$P_{сут} = P_{пл} \cdot P_{пл}^{max} \quad (1.7)$$

Кількість на шихтовом дворі матеріалів:

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

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

Таблиця 1.2 – Запаси сирих матеріалів в цеху

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

Можна обрахувати необхідну кількість кранів на шихтовом дворі ($P_{кр.ш}$) по наступній формулі:

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

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

A - добова продуктивність цеху в придатних злитках, т;

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

1440 - число хвилин на добу;

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

Таблиця 1.3 – Сумарні витрати часу крану на тонну злитків

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

а) Кількість магнітних шихтових кранів у скрапному відділенні

$$P_{\text{кр.ш}}^M = \frac{1,15 \cdot 6565 \cdot 0,5259}{1140 \cdot 0,8} = 4,4 \text{ кранов,}$$

де $A=6565$ - максимальна добова продуктивність цеху, т.

Беремо 5 магнітних кранів вантажопідйомністю 15 т.

б) Кількості грейферних кранів у відділенні сипких матеріалів:

$$P_{\text{кр.ш.}}^{\text{гр.}} = \frac{1,15 \cdot 6565 \cdot 0,0256}{1440 \cdot 0,8} = 0,21 \text{ крана.}$$

Беремо 2 грейфери крану вантажопідйомністю 15 т.

1.3.3 Конвертерне відділення

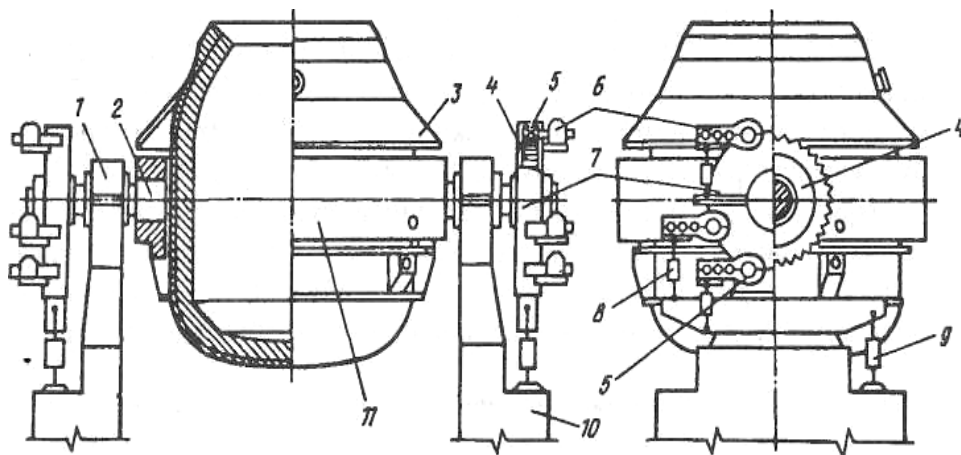
У конвертерному відділенні виконуються технічні роботи, пов'язані з виплавою сталі. Завантажувальний, конвертерний і енергетичний прольоти включають системи подачі чавуну, скрапу, сипучих матеріалів, феросплавів, кисню та інших газів у конвертер, а також пилоподібних матеріалів, якщо вони використовуються. Над конвертером розташована система збору та очищення конвертерних газів. Там же розташовані ділянки підготовки феросплавів, ремонту вагранок і обладнання для ремонту футеровки, в тому числі торкрет-устаткування.

За технічне оснащення, організацію праці та техніку безпеки відповідають майстри. Безпосередньо конвертерні агрегати обслуговують один сталевар і двоє його помічників. До їхніх обов'язків входить нагляд за розливанням чавуну і завантаженням брухту, підготовка і додавання розкислювальних і легуючих добавок, вимірювання температури металу і шлаку та відбір проб, а також управління конвертером під час розливання і вивантаження металу і шлаку. Оператор конвертера і його помічники виконують гарячі ремонтні роботи і беруть участь в очищенні від шлаку. Операції з управління продувкою виконують оператор диспетчерської конвертера і його помічник. Енергетик контролює роботу систем газовідведення, газоочищення та утилізації тепла конвертерного газу.

Конструкція конвертера. Кисневий конвертер являє собою обваловану зсередини грушоподібну посудину, футеровану зсередини, зі сталевим льоткою і горловиною у верхній частині. У порожнину конвертера вводять кисневі фурми для видалення газу, заливки чавуну, завантаження брухту і шлаку та вивантаження шлаку. Існуючі конвертерні печі мають місткість 50-400 тонн.

Конвертери відрізняються за конструкцією основного корпусу (кожуха). Корпус може мати таку ж форму, як і робочий об'єм, тобто бути звуженим знизу, без звуження знизу і мати сферичну нижню частину, що прилягає до циліндричної, або злегка звужену (нахил $\sim 6^\circ$ до вертикалі) нижню половину, яка переходить в сферичну форму.

Розміри конвертера повинні забезпечувати продувку без викидів металу, в основному з горловини, оскільки викиди знижують вихід придатної сталі і вимагають періодичної зупинки конвертера для видалення металевого настилу з горловини і вхідного отвору котла-утилізатора.



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

Рисунок 1.3 – Кисневий конвертер з двостороннім навісним багаторуховим механізмом повороту

Визначення ємності конвертера і кількості конвертерів

Беремо у цеху продуктивністю 4,5 млн.т придатних злитків на рік конвертери номінальною ємністю (садкою) 200 т.

Можна обрахувати продуктивність одного працюючого конвертера:

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_k^p \quad (1.10)$$

де 8760 - кількість годин на рік;

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

K - кількість простоїв конвертера, % від календарного часу;

m - коефіцієнт виходу придатних злитків з металозавалки;

Q_k^p - номінальне садіння конвертера (скрап+чавун), т.

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

Кількість простоїв працюючого конвертера (K_p):

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

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

Вихід придатних злитків (m). $m = 0,91 \cdot 0,98 = 0,892$ (або 89,2% від маси садки конвертера). Знаходимо річну продуктивність одного безперервно працюючого конвертера номінальною ємкістю (садінням) 200 т:

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - K)}{100 \cdot \tau_{пл}} \cdot m \cdot Q_k^p \quad (1.11)$$

$$T_k^p = \frac{8760 \cdot (100 - 3,5)}{100 \cdot 0,55} \cdot 0,892 \cdot 200 = 2750000 \text{ (2,75 млн.т)}$$

Для забезпечення заданої річної продуктивності цеху 4,5 млн.тонн буде потрібно безперервно працюючих конвертерів номінальною ємністю **200 т**:

$$\eta_k^p = \frac{T_{ц}}{T_k} = \frac{4500000}{2750000} = 1,64 \text{ конвертера. Приймаємо 2 конвертера (1.12)}$$

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

T_k - річна продуктивність одного працюючого конвертера, т додатних злитків.

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

$$Q_k^\phi = Q_k^\phi = Q_k^p \cdot \frac{\Pi_k^p}{\Pi_k^\phi} = 200 \cdot \frac{1,64}{2} = 164 \text{ т} \quad (1.13)$$

де Q_k^ϕ - фактична (уточнена) садка конвертера, т;

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

Π_k^p - розрахункова кількість безперервно працюючих конвертерів номінальної ємкості (садінням) 200 т;

Π_k^ϕ - фактична (прийнята) кількість безперервно працюючих конвертерів.

При коефіцієнті виходу рідкої сталі з металозавалки рівному 0,91, маса плавки по рідкій сталі для конвертера садкою 164 т складе:

$$M_{ж} = Q_k^\phi \cdot 0,91 = 164 \cdot 0,91 = 149,2 \text{ т} \quad (1.14)$$

При коефіцієнті виходу додатних злитків з рідкої сталі, рівному 0,98, маса плавки по додатних злитках набуде:

$$M_{сл} = Q_k^\phi \cdot 0,98 = 149,2 \cdot 0,98 = 146,2 \text{ т} \quad (1.15)$$

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

$$T_k^\phi = T_k^p \cdot \frac{Q_k^\phi}{Q_k^p} = 2750000 \cdot \frac{164}{200} = 2255000 \text{ т} \quad (1.16)$$

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

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

де 2 – кількість одночасно працюючих конвертерів;

0,55 – загальна тривалість плавки;

24 – кількість годин на добу.

Тоді максимально можлива добова продуктивність цеху по придатних злитках складе:

$$A = M_{\text{сл}} \cdot n_{\text{пл}}^{\text{max}} = 149,2 \cdot 87 = 12980 \text{ т} \quad (1.17)$$

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

1.3.4 Відділення позапічної обробки сталі

Ділянка позапічної обробки сталі конвертерного цеху складається з обладнання для вакуумування сталі, обладнання для продувки аргоном і печей для виплавки синтетичного шлаку. Для позапічної обробки використовується вакуумне обладнання періодичної дії, де рідка сталь багаторазово всмоктується з ковша у вакуумну камеру по секціях, а потім дегазується, хімічно кондиціонується, розкислюється і легується у вакуумі. Устаткування для продувки сталі аргоном продуває сталь у ковші для дегазації, очищення від неметалевих включень, коригування хімічного складу і зниження перегрітого розплаву до заданого значення шляхом додавання дрібного брухту. В даний час синтетичний шлак не виплавляється, оскільки він обробляється шляхом змішування з твердим шлаком.

1.3.5 Відділення безперервного розливання сталі

Сталь розливається в ківш, встановлений на сталевозі. Транспортер рухається по вузькоколіній колії, прокладеній під конвертером, і доставляє ківш до МБЛЗ або розливного прольоту. Перед розливанням метал продувається аргоном через футеровану фурму, яка подається в ківш зверху. Крім того, ківш може бути розміщений на сталевозі, розливному крані або спеціальному стенді обладнання для продувки аргоном і продуватися знизу через пористі елементи в нижній частині ковша. У багатьох цехах сталь обробляють синтетичним шлаком, який виплавляють в електропечі і засипають у сталерозливний ківш перед розливанням металу.

Під час розливання сталі на МБЛЗ ківш за допомогою мостового крана встановлюють на пересувну підставку на розливній платформі МБЛЗ. На цій підставці можуть бути розміщені два ковші одночасно, один з яких знаходиться в розливному положенні над проміжним ковшем. Коли ківш порожній, другий ківш замінюється заповненим на стенді, і розливання продовжується в режимі "розплав з розплаву в розплав".

У МБЛЗ сталь розливається з проміжного ковша, звідки вона потрапляє в кристалізатор. Проміжні ковші розташовані на обертовому стенді і можуть швидко змінюватися під час розливання. На робочому стенді також розташовані шлакові баки і металеві баки аварійної футеровки. Перед розливанням сталі шихта подається в кристалізатор за допомогою спеціального обладнання. Після того, як кристалізатор підготовлений до прийому сталі, на нього встановлюють попередньо розігрітий проміжний ківш. Проміжний ківш заповнюється металом зі сталерозливного ковша, після чого кристалізатор заповнюється і включається механізм витягування заготовки і повороту кристалізатора. Швидкість витягування поступово збільшується з відповідним збільшенням швидкості подачі металу в кристалізатор. Після досягнення заданої швидкості розливання швидкість витягування підтримується постійною для всіх потоків МБЛЗ; вирізани з МБЛЗ литі заготовки транспортуються на склад за допомогою рольгангів і транспортних візків.

Розрахунок продуктивності і кількості МБЛЗ

Потрібно обчислити кількість МБЛЗ для цеху продуктивністю 4,5 млн.т на рік придатних злитків. Середній розмір відливаного злитка 2000x300 мм, середня тривалість плавки 0,55 години = 33 хв. Середня вага плавки по рідкій сталі = 149,2 т.

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

Приймаємо середню (робочу) швидкість витягування $W_{\text{ср}} = 0,5$ м/хв (для злитка завтовшки 300 мм), резерв швидкості витягування 50%, тоді:

$$W_{\text{ср}}^p = 0,5 + \frac{0,5 \cdot 50}{100} = 0,75 \text{ м/хв.}$$

Час повного затвердіння злитка важимо по формулі, хв.:

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

де v – товщина заготовки, мм;

k – коефіцієнт твердіння, приймаємо 25 мм/хв.

$$\tau_{\text{к}} = \frac{300^2}{4 \cdot 25^2} = 36 \text{ хв}$$

Довжину зони вторинного охолодження рахуємо по формулі:

$$Z_{\text{втор.охол.}} = W_{\text{рез}} \cdot \tau_{\text{к}} = 0,75 \cdot 36 = 27 \quad (1.19)$$

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

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

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

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

$$\tau_1 = \frac{27+4}{1,5} = 20,6 \text{ хв}$$

Беремо час підготовки кристалізатора до роботи $\tau_2 = 10$ хв. і установки сталерозливного ковша $\tau_3 = 6,4$ хв., тоді загальний час підготовки МБЛЗ до роботи складе:

$$\sum \tau_n = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 20,6 + 10 + 6,4 = 37 \text{ хв} \quad (1.21)$$

Масова швидкість розливання на один струмок визначається по рівнянню

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

де $a = 2$, $b = 0,3$ – задані розміри перетину злитка, м;

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

$$q_p = 2 \cdot 0,3 \cdot 0,5 \cdot 7 = 2,1 \text{ т/хв}$$

Ємкість проміжного ковша беремо рівною 8% від маси рідкого металу в головному ковші, (приймаємо 20%), тоді:

$$M_{ківш}^{пр} = 0,08 \cdot 149,2 = 12 \text{ т}$$

Час наповнення проміжного ковша:

$$\tau_H^{пр.к.} = \frac{M_{ківш}^{пр}}{n_{кр} \cdot q_p} \quad (1.23)$$

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

$$\tau_H^{пр.к.} = \frac{12}{2 \cdot 2,1} = 3 \text{ хв}$$

Час розливання плавки:

$$\tau_p^{пл} = \frac{M_{к\ddot{u}вш}^{гл}}{n_{кр} \cdot q_p} = \frac{149,2}{2 \cdot 2,1} = 35,5 \text{ хв} \quad (1.24)$$

Стійкість проміжного ковша приймаємо 5 плавок.

Втрата часу на зміну проміжного ковша:

$$\tau_{см} = \frac{\tau_{ковш}^{пр}}{2} = \frac{3}{2} = 1,5 \text{ хв} \quad (1.25)$$

Час звільнення МБЛЗ від злитка визначається по формулі:

$$\tau_{зв} = \frac{Z_{втор.охол.} + Z_{т.к.}}{W_{сер}} = \frac{27+4}{0,5} = 62 \text{ хв} \quad (1.26)$$

Визначення циклу роботи установок:

а) цикл при розливанні одиночної плавки

$$\tau_{ц}^{од} = \sum \tau_n + \tau_n^{пр.к.} + \tau_p^{пл} + \tau_{зв} = 37 + 3 + 35,5 + 62 = 137,5 \text{ хв} \quad (1.27)$$

б) цикл при розливанні «плавка на плавку»

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

Загальна тривалість циклу складе, хв.:

$$\begin{aligned} \tau_{ц}^{п.п} &= \sum \tau_n + \tau_n^{пр.к.} + \Pi_{пл}^{ц} \cdot \tau_p^{пл} + \Pi_{зм}^{ц} \cdot \tau_{зм}^{пр.к.} + \tau_{зв} \\ \tau_{ц}^{п.п} &= 37 + 3 + 20 \cdot 35,5 + 3 \cdot 1,5 + 62 = 816,5 \text{ хв} \end{aligned} \quad (1.28)$$

Середня тривалість розливання однієї плавки в циклі, хв.:

$$\tau_{пл}^{ц} = \frac{\tau_{ц}^{п.п}}{\Pi_{пл}^{ц}} = \frac{816,5}{20} = 40,8 \text{ хв} \quad (1.29)$$

Середня тривалість розливання однієї плавки при розливанні 98% плавок методом «плавка на плавку» і 2% одиночних плавок складе:

$$\tau_{\text{пл}}^{\text{сер}} = 40,8 \cdot 0,98 + 137,5 \cdot 0,02 = 43 \text{ хв}$$

Розрахунок продуктивності МБЛЗ

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

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

Фактичний час роботи:

$$\frac{337 \cdot (100 - 1,5)}{100} = 332 \text{ діб}$$

Річна потужність однієї МБЛЗ при повному завантаженні:

$$\frac{332 \cdot 24 \cdot 60 \cdot 149,2 \cdot 0,98}{43} = 1625650 \text{ т рік}$$

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

149,2 – маса рідкого металу в ковші, т;

24 – кількість годин на добу;

60 – кількість хвилин на годину;

48 – середня тривалість розливання однієї плавки, хв.

Кількість МБЛЗ:

$$\frac{4500000}{1625650} = 2,77 \text{ установки. Приймаємо 3 установки.}$$

Приймаємо 1 резервну установку, тоді загальна кількість установок буде дорівнюватиме $3+1=4$.

Річна потужність усіх установок буде дорівнюватиме: $1,63 \cdot 4 = 6,52$ млн.

т

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ буде рівний:

$$\frac{4500000}{6520000} \cdot 100 = 69\%.$$

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Опис конструкції кисневого конвертера

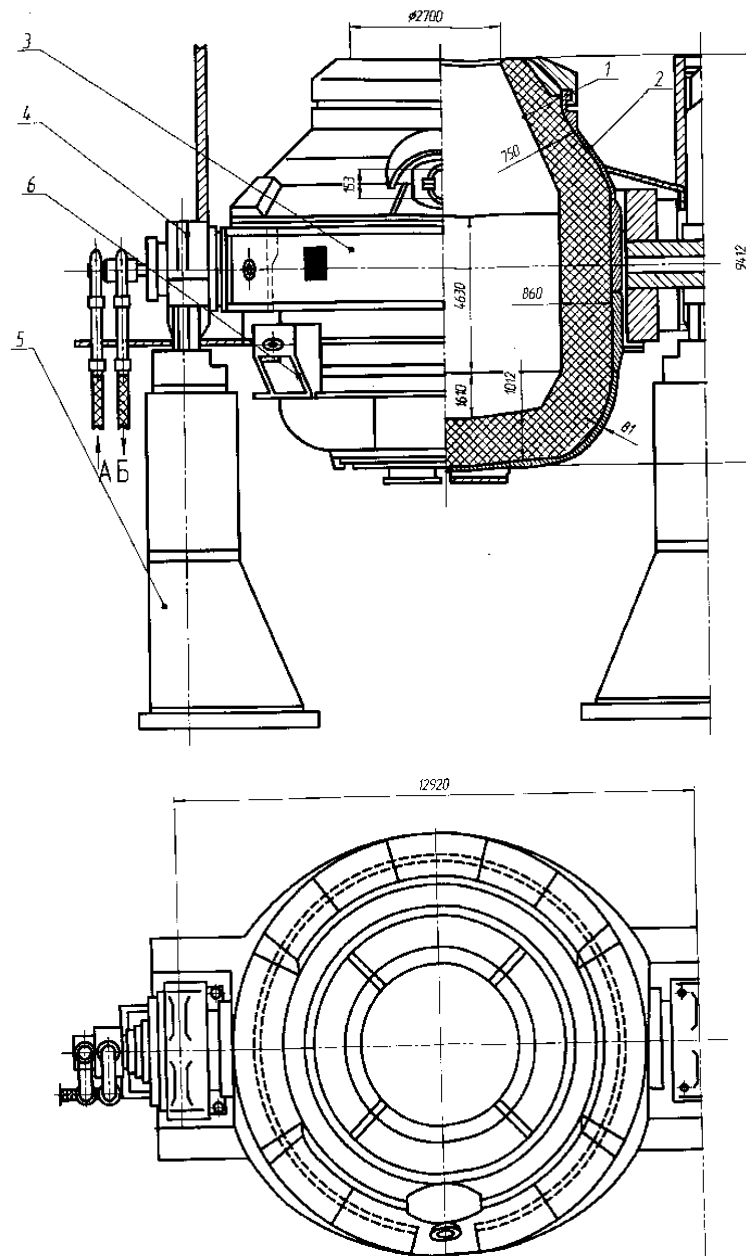
Кисневий концентратор (LD-конвертер, нім. Linz Dusenverfahren, BOF - англ. Basic Oxygen Furnace) являє собою посудину грушоподібної форми, що обертається за допомогою штиря. Апарат кисневого конвертера з верхнім дуттям показаний на рис. 2.1. Конвертер покритий зсередини вогнетривким матеріалом і має сталевий вихідний патрубков і отвори у верхній частині для входу кисневих фурм, вентиляції, подачі чавуну, подачі брухту і шлакового матеріалу і вивантаження шлаку [6-7].

Типові конструкції кисневих конвертерів - 50, 100, 130, 160, 200, 250, 350 і 400 тонн.

Розміри конвертера повинні забезпечувати видудання металу з горловини без викидів, насамперед тому, що викиди знижують вихід придатного металу і конвертер необхідно періодично зупиняти для видалення металевого настилу з горловини і вхідного отвору котла-утилізатора. Основними параметрами, що визначають робочу потужність доменної печі без викидів, є питомий об'єм (об'єм робочої порожнини на тонну сталі, м³/т) і співвідношення H/D [8] між висотою і діаметром робочої порожнини.

Для нещодавно побудованих конвертерів місткістю 100-350 т питомий об'єм приймається в діапазоні 1-0,85 м³/т, а відношення H/D - в діапазоні 1,55-1,4-1,45, яке, як очікується, буде зменшуватися зі збільшенням місткості конвертера.

Глибина статичної ванни з рідким металом становить 1,0-1,8-1,9 м і збільшується зі збільшенням ємності конвертера.



- 1 – литий шолом; 2 – захисний кожух; 3 – опорне кільце; 4 - цапфи;
 5 – опори конвертору; 6 – нижній кронштейн

Рисунок 2.1 - Кисневий конвертер із верхньою продувкою

При виборі діаметра отвору D_r більший отвір дозволяє негайно подавати сталеві відходи. У той же час, більший діаметр спричиняє втрати тепла через випромінювання, що дещо збільшує вміст азоту в сталі. Це відбувається тому, що через більший отвір в конвертер надходить більше повітря, і азот розчиняється в металі. Кут нахилу горловини до вертикалі в існуючих

конвертерах становить від 20° до 35° . Практика показала, що кут 26° і більше є неефективним, оскільки стабільність задньої частини горловини зменшується зі збільшенням нахилу. Кут нахилу дна конверта найчастіше становить $20-30^\circ$, досягаючи $35-40^\circ$ для конвертів зі знімним дном.

Горловина, яка звужується догори, прилягає до циліндричної частини, яка має звуження під нею, що закінчується сферичним дном. Конічне днище і сферична форма днища запобігають утворенню застійних зон при циркуляції металу в конвертерах з верхнім дуттям.

Корпус конвертера виготовляється зі зварних сталевих листів товщиною 20-110 мм, зварених або з окремим днищем і скріплюється болтами або клинами. Розташування горловини конвертера симетричне, так що вона входить в кисневе сопло строго по осі конвертера. Це забезпечує рівномірний відвід кисневого струменя від стінок конвертера і рівномірний знос футерівки.

Горловина піддається впливу більш високих температур і шлаку, ніж інші елементи конвертера, і може бути пошкоджена в процесі видалення застиглих бризок металу і вивантаження шлаку. З цієї причини верхня частина горловини захищена великим шоломом.

Цапфа гідротрансформатора спирається на роликові опорні підшипники, встановлені на опорній рамі. Цей підшипник дозволяє гідротрансформатору обертатися навколо осі цапфи. При цьому один підшипник є нерухомим, а інший - "плаваючим", що дозволяє йому переміщатися на 15-30 мм вздовж осі цапфи.

Кисневий конвертер оснащений окремим опорним кільцем, до якого кріпиться цапфа і фіксується корпус з зазором 150-200 мм. Зазор гарантує, що деформація від теплового розширення корпусу не передається на опорне кільце і цапфа не перекосяться. Опорне кільце являє собою конструкцію, що складається з двох півкільць і двох закріплених між ними цапф. Півкільця і пластини утримуються на місці штифтами. Півкільця виготовляються зі зварених між собою заготовок прямокутної (коробчастої) форми. Зверху до корпусу конвертера приварюється захисний кожух, який захищає кільце від

перегріву та бризок металу і шлаку. Цапфа, як правило, запресована до плити цапфи і прикріплена до опорного кільця.

Поворотний механізм обертає конвертер на 360° навколо осі шпинделя зі швидкістю 0,1-1 м/хв. Обертання конвертера необхідне для виконання технічних операцій, таких як розливання чавуну, вивантаження скрапу, вивантаження сталі та шлаку [8].

Футеровка конвертера піддається впливу високих температур і працює у важких умовах, включаючи корозійні метали і шлак, термічні напруги через коливання температури футеровки, зіткнення компонентів шихти при завантаженні і підвищені змінні навантаження. Це викликано обертанням конвертера.

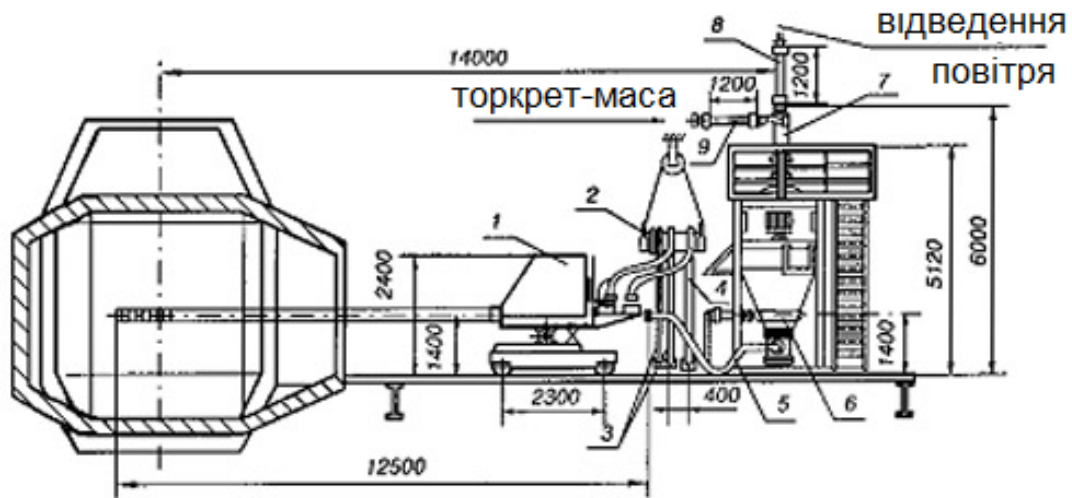
Футеровка складається з двох шарів: армуючого і фінішного. Армуючий шар товщиною 110-250 мм, що прилягає до футеровки, зменшує тепловтрати і захищає футеровку в разі вигорання робочого шару. Армуючий шар виготовляється з магнезитової або хроміт-магнезитової цегли і не потребує заміни протягом тривалого часу. Внутрішній або робочий шар зношується під час експлуатації і замінюється при ремонті футерівки. Для укладання робочого шару використовують периклазо-вуглецеві вироби. Його товщина становить 500-800 мм, залежно від продуктивності конвертера.

Футерівка заслінки зношується швидше і замінюється частіше, ніж інші футерівки. Маховик встановлюється в блоці з розплавленого магнезиту з наскрізним отвором, що утворює канал маховика. Опір польоту становить від 60 до 120 поплавців.

Довговічність футеровки визначається міцністю найбільш зношуваних частин. Для підвищення довговічності футеровки застосовуються диференційовані методи кладки (ділянки, що сильно зношуються, футеруються вогнетривом підвищеної міцності). Ідея полягає в тому, щоб уникнути перегріву металу, досягти раннього утворення високоосновного шлаку і зменшити кількість вибухів. Гарячий ремонт здійснюється методом шлакового факелу та напівсухого торкретування [9].

Суть цього методу полягає у відновленні пошкодженої частини футерівки шляхом нанесення вогнетривкого матеріалу за допомогою терморозпилювача (рис. 2.2).

Дробоструминну обробку починають протягом 4-20 хв після зносу футеровки приблизно до половини допустимого значення і наносять вогнетривкий матеріал дробоструминним способом з частотою 2-18 пострілів і товщиною шару 5-18 мм. зносостійкість підкладки може становити від 4 до 5000 ударів [9]. У сучасних цехах обов'язковим є продування розплаву киснем і нейтральним газом. У верхній частині кожного конвертера встановлені два кисневі вентиляційні отвори. Один з них - робочий, де відбувається продування, а другий - запасний, підключений до системи подачі кисню і води.



- 1 – торкрет-машина; 2 – підвіска шлангів; 3 – гнучкі рукава подачі води;
 4 – гнучкий рукав подачі кисню; 5 – гнучкий рукав подачі торкрет-маси;
 6 – камерний живильник; 7 – циклон; 8 – трубопровід скидання тиску;
 9 – трубопровід подачі торкрет-маси

Рисунок 2.2 – Обладнання для факельного торкретування

Привід підйому візка розташований на мобільній платформі, що дозволяє швидко замінити згорілий візок на запасний. Як тільки новий візок потрапляє в робочу зону, згорілу лопать під'єднують до крана і переміщують на стенд, де знімають шланги, звідки краном транспортують лопать на місце ремонту, розрізають палубу і замінюють наконечники. Замість цього на стенд

встановлюється відповідний візок, приєднується шланг, а потім встановлюється на платформу. Швидкість руху шини можна змінювати в межах від 0,1 до 1 м/с. Для підготовки лопатки за цим методом на прольоті конвертера повинен бути встановлений мостовий кран, а на території цеху - ремонтна зона.

Ключовою особливістю процесу виплавки сталі є сила удару, яка споживає менше кисню на тонну розплавленої сталі. Зазвичай швидкість продувки становить 3-4 м³/(хв т), але можна досягти і вищих значень. Збільшення швидкості продувки скорочує час продувки, але збільшує вихід відхідних газів з конвертера. Це призводить до збільшення розмірів і вартості газовідвідної труби та витрат на очищення газів [4, 5].

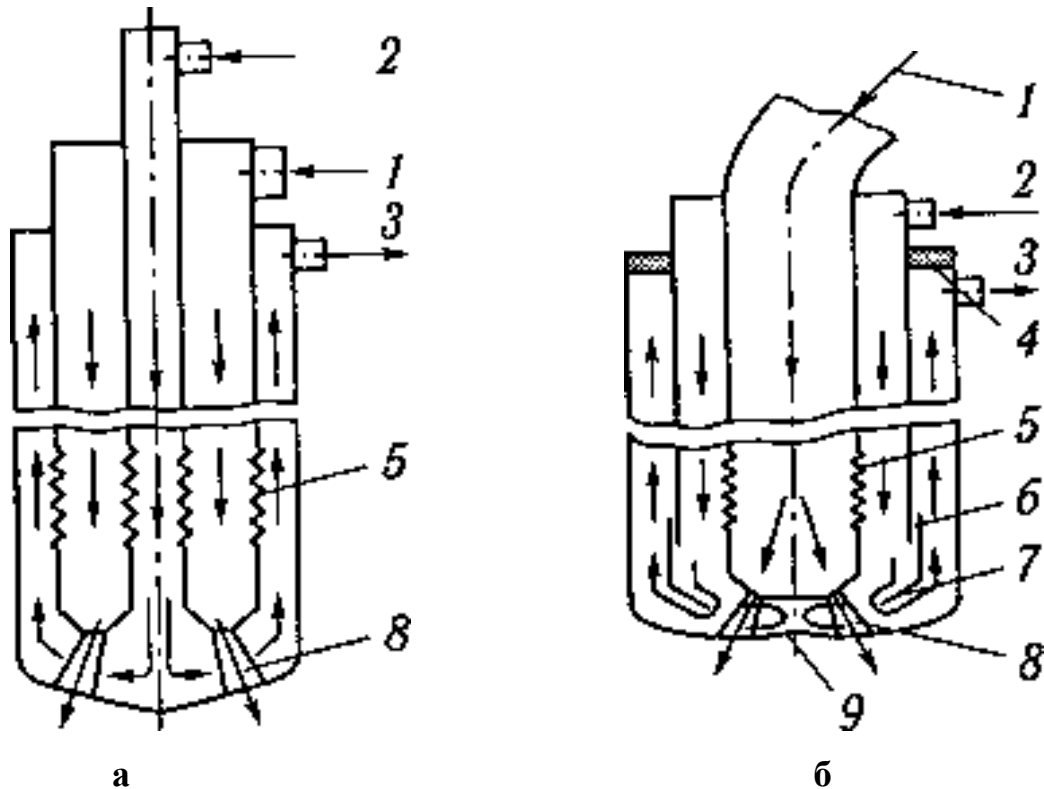
Охолодження печі забезпечується водою, що подається насосом під тиском 0,8-1,6 МПа. Вода подається до лопатки і відводиться з неї через гнучкий металевий шланг, що дозволяє лопатці вільно рухатися.

Кисень подається з магістралі під тиском 1,6-2,5 МПа через гнучкий гофрований шланг з нержавіючої сталі (металорукав), покритий захисною металевією дротяною опліткою. Перепад тиску становить 1,0-2,0 МПа, залежно від перепаду тиску на місцевому опорі перед соплом пістолета.

Кисневий інгалятор складається з трьох концентрично розташованих сталевих трубок, з'єднаних між собою (рис. 2.3). Кисень і вода подаються через порожнечі між трубками. У більшості випадків кисень подається через центральну трубку (а на рис. 2.3). Водночас вода для охолодження лопаті подається з центральної труби і відводиться з зовнішньої труби. Деякі лопаті також забезпечуються водою з центральної труби і киснем з центральної труби (рис. 2.3, б). Максимальна витрата води становить 500 м³/год.

Корпус шини витримує розплавлення від 50 до 250, залежно від конструкції, типу системи, інтенсивності охолодження та умов експлуатації. Лопатка, яка має зону теплового потоку $t_{max} \approx 2600^{\circ}\text{C}$, зазвичай виготовляється з міді, що чергується, і пригвинчується або приварюється до внутрішнього і зовнішнього циліндрів. Сопла складаються з декількох ламельних сопел (від трьох-чотирьох до шести-семи, кількість яких збільшується зі збільшенням

потужності конвертера), розгалужених у вигляді віяла. Кут нахилу сопла відносно осі зменшується зі зменшенням об'єму (19° для 7 сопел, 9° для 3 сопел).



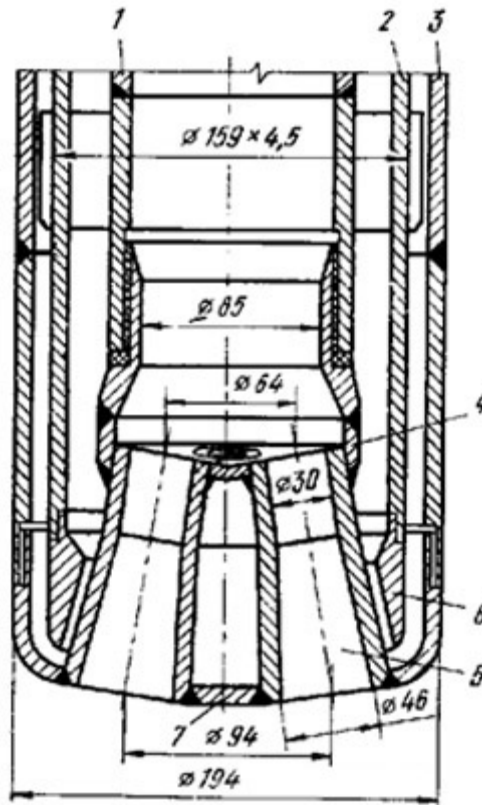
1 - підведення кисню; 2, 3- підведення й відвід води; 4 - чепцеве ущільнення; 5 - сільфонний компенсатор; 6 - телескопічне з'єднання; 7 – напрямні пристрої; 8 - сопло; 9 - виїмка

Рисунок 2.3 - Конструкції кисневих фурм із центральною подачею кисню (а) і води (б)

Висота фурм над ванною може варіюватися від 1,0 до 4,8 м над висотою нерухомого металу, що розплавляється. Ця величина зростає зі збільшенням продуктивності конвертера.

Довжина фурм 300-тонного конвертера становить 27 м [4,5].

Для перетворення енергії тиску в кінетичну енергію і забезпечення швидкості витікання кисню (>500 м/с) з сопла використовується сопло Лавалю (рис. 2.4). Це необхідно для того, щоб струмінь проникав глибоко у ванну і кисень повністю поглинався [10].



1 – 3 – сталеві труби; 4 – сопловий колектор; 5 – сопло;
6 – розподілювач води; 7 – торець головки фурми

Рисунок 2.4 – Головка чотирьох соплової кисневої фурми

Загальна компоновка конвертера як сталеплавильного агрегату визначається технічними характеристиками процесу виплавки для забезпечення максимальної продуктивності. З метою скорочення втрат часу при виконанні окремих технологічних операцій, пов'язаних із завантаженням шихти, продувкою, шлаком в процесі плавки і необхідністю введення додаткового матеріалу, вивантаженням металу для видалення газів і шлаку. Робочий простір конвертера є мобільним і за необхідності може переміщатися в різні положення, обертаючись на 360° навколо своєї осі. Таким чином, монтажний комплекс конвертера включає в себе наступні компоненти: корпус конвертера з шарнірними пальцями і механізмом обертання, систему подачі окислювального і нейтрального газів, систему відведення димових газів, систему охолодження і очищення, систему відведення шлаку і додаткових матеріалів, а також систему обслуговування і ремонту футеровки конвертера.

2.2 Розрахунок основних параметрів конвертера

Питомий об'єм конвертера, м³/т

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

Критична швидкість кисневого струменя на виході, м/с

$$W_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{2 \cdot K}{K+1} \cdot RT} = 17,4\sqrt{T} = 17,4\sqrt{363} = 332 \quad (2.2)$$

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

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

μ - молекулярна вага газу, $\mu=32$.

Тиск кисню перед соплами фурми залежно від місткості конвертера описується рівнянням, Н/м²

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

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

Критерій швидкості кисневого струменя:

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

Швидкість струменя кисню на зрізі сопла фурми, м/с

$$W_{\text{г}} = W_{\text{кр}} \cdot \lambda = 332 \cdot 0,31 = 103 \quad (1.14)$$

Початкова густина кисню, кг/м³

$$\rho_{\text{нач}} = \frac{P_{\text{нач}}}{R \cdot T} = \frac{1372000}{260 \cdot 363 \cdot 1000} = 0,01 \quad (2.5)$$

Густина кисню на виході з сопла фурми визначається виразом, кг/м³:

$$\rho_{\Gamma} = \rho_{\text{нач}} \cdot (1 - 0,167 \cdot \lambda^2)^{2,5} = 0,01 \cdot (1 - 0,167 \cdot 0,31^2)^{2,5} = 0,009 \quad (2.6)$$

Глибину ванни рідкого металу розраховуємо по формулі, м

$$H_o = \left[0,016 \cdot \sqrt{W_{\Gamma}} \cdot \rho_{\Gamma}^{0,1} \cdot \frac{V_{\text{пит}}^{0,5}}{q_{O_2}^{0,5}} \cdot \left(\frac{Q}{0,23} \right)^{0,3} \right]^{0,57} \quad (2.7)$$

$$H_o = \left[0,016 \cdot \sqrt{103} \cdot 0,009^{0,1} \cdot \frac{0,83^{0,5}}{4^{0,5}} \cdot \left(\frac{200}{0,23} \right)^{0,3} \right]^{0,57} = 0,55$$

Внутрішній діаметр конвертера, м

$$D = (0,599 - 0,00032 \cdot Q) \cdot \sqrt{\frac{Q}{H_o}} = (0,599 - 0,00032 \cdot 200) \cdot \sqrt{\frac{200}{0,55}} = 5,5 \quad (2.8)$$

Об'єм ванни рідкого металу знаходимо по формулі, м³

$$V_{\text{м}} = \frac{Q}{7} = \frac{200}{7} = 28,6 \quad (2.9)$$

де 7 – густина рідкого металу, т/м³.

Внутрішній діаметр днища конвертера визначається таким чином:

$$V_{\text{м}} = \frac{\pi \cdot H_o}{12} (D^2 + d_{\text{дн}} + D \cdot d_{\text{дн}}) \quad (2.10)$$

Це рівняння перетворюється до канонічної форми шляхом заміни:

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

$$D = B^2 - 4 \cdot AC = 0,79^2 - (4 \cdot 0,14 \cdot (-24,37)) = 14,27 \quad (2.11)$$

де D - внутрішній діаметр днища

Діаметр горловини конвертера, м:

$$d_{\Gamma} = 0,33 \cdot Q^{0,4} = 0,33 \cdot 200^{0,4} = 2,7 \quad (2.12)$$

Робочий об'єм конвертера, м³:

$$V = V_{\text{ПИТ}} \cdot Q = 0,83 \cdot 200 = 166 \quad (2.13)$$

Висоти конічної і циліндричної частини конвертера, м

$$H_{\text{К}} = \frac{V - V_{\text{М}}}{\pi \left[\frac{D^2 + d_{\Gamma}^2 + D \cdot d_{\Gamma}}{12} + \frac{D^2}{4 \cdot (0,45 + 0,001 \cdot Q)} \right]} \quad (2.14)$$

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

$$H_{\text{Ц}} = \frac{H_{\text{К}}}{0,45 + 0,001 \cdot Q} = \frac{2,73}{0,45 + 0,001 \cdot 200} = 4,2 \quad (2.15)$$

Внутрішня висота конвертера, м

$$H_{\text{В}} = H_{\text{К}} + H_{\text{Ц}} + H_{\text{О}} = 2,73 + 4,2 + 0,55 = 7,48 \quad (2.16)$$

Товщина футеровки ділянок конвертера:

- Товщина футеровки циліндричної частини, м:

$$b_{\text{фц}} = 0,142 \cdot \sqrt[3]{Q} = 0,142 \cdot \sqrt[3]{200} = 0,83 \quad (2.17)$$

- Товщина футеровки конічної частини, м:

$$b_{\text{фк}} = b_{\text{фц}} - 0,15 = 0,83 - 0,15 = 0,68 \quad (2.18)$$

- Товщина днища конвертера, м:

$$b_{\text{фдн}} = b_{\text{фц}} + 0,125 = 0,83 + 0,125 = 0,955 \quad (2.19)$$

- Товщина металевого кожуха конвертера, м:

$$b_{\text{ц}} = 0,015 \cdot \sqrt[3]{Q} = 0,015 \cdot \sqrt[3]{200} = 0,09 \quad (2.20)$$

Діаметр випускного отвору, м:

$$d_{\text{отв}} = 0,1 + 0,00033 \cdot Q = 0,1 + 0,00033 \cdot 200 = 0,166 \quad (2.21)$$

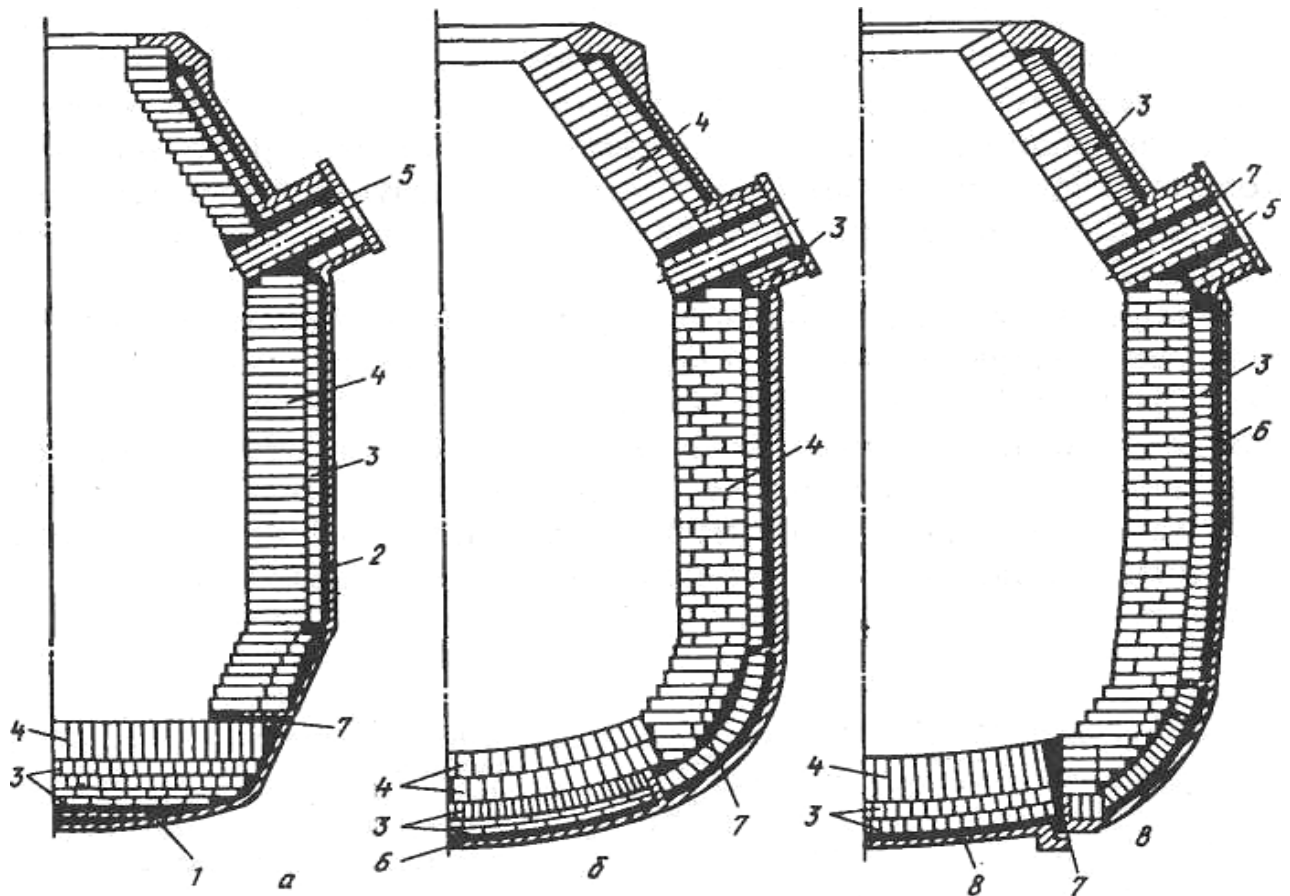
Зовнішній діаметр конвертера, м:

$$D_H = D + 2 \cdot b_{\text{фц}} + 2 \cdot b_{\text{ц}} = 5,5 + 2 \cdot 0,83 + 2 \cdot 0,09 = 734 \quad (2.22)$$

Повна висота конвертера, м:

$$H_H = H_B + b_{\text{фдн}} + b_{\text{ц}} = 7,48 + 0,955 + 0,09 = 8,53 \quad (2.23)$$

Корпус конвертера виготовлений зі зварного сталевго листа товщиною 20-110 мм, суцільнозварний або зі знімним дном, закріплений болтами або клиновими з'єднаннями. Розташування горловини конвертера симетричне, що дозволяє вставляти кисневий інгалятор строго по осі конвертера.



1 — від'ємне днище; 2 — кожух конвертера; 3 — арматурний слой футерування; 4 — робочий слой футерування; 5 — блоки з плавненого магнезиту; 6 — передарматурний слой (вогнетривка маса, азбест); 7 — вогнетривка маса; 8 — вставне днище.

Рисунок 2.5 – Футерування кисневих конвертерів з приставними (а), невідокремленими (б) і вставними (в) днищами

Горловина більш чутлива до високих температур і деформації, ніж інші елементи корпусу, і може бути пошкоджена під час видалення бризок застиглого металу і видалення шлаку. Тому верхня частина горловини захищена величезним шоломом; дно конвертерних ємностей зазвичай роблять сферичним, щоб полегшити циркуляцію металу під час верхнього дуття. Широко використовуються як відкриті, так і закриті днища. Окреме днище може бути встановлене або вставлене. Зняття та встановлення здійснюється за допомогою візка з домкратом. Зняття подини сприяє охолодженню і полегшує руйнування зношеної футерівки і подачу вогнетривкого матеріалу в порожнину конвертера для нової кладки, в порівнянні з подачею через вузьку горловину конвертера. Основним недоліком знімних подин зазвичай вважається низька міцність і надійність конструкції нижньої частини корпусу конвертера.

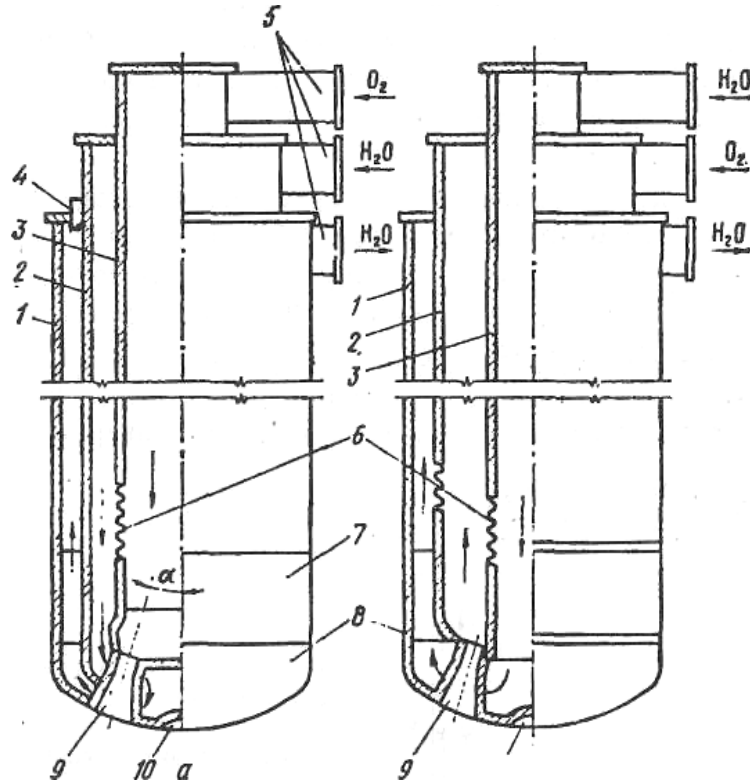
Конвертер спирається на опорні підшипники, встановлені на опорній рамі. Ці підшипники дозволяють конвертеру обертатися навколо осі цапфи, причому один підшипник фіксований, а інший "плаваючий", що дозволяє переміщення вздовж осі цапфи на 15-30 мм.

Кисневі конвертори (рис. 1.3) постачаються з окремим опорним кільцем, до якого кріпиться цапфа, а корпус фіксується з зазором 150-200 мм. Цей зазор створює деформацію, яка не передається на опорне кільце при тепловому розширенні корпусу і не викликає перекосу цапфи. Різні системи кріплення конвертера до опорного кільця, такі як підвіска або стопори, повинні забезпечувати вільне розширення корпусу.

Поворотний механізм забезпечує обертання конвертера навколо осі цапфи на 360° зі швидкістю 0,1-1 м/хв. Обертання конвертера необхідне для виконання технічних операцій, таких як розливання чавуну, завантаження скрапу і зливання сталі і шлаку.

Механізм обертання може бути одностороннім або двостороннім. Для більш рівномірної подачі кисню великі конвертери оснащуються двостороннім механізмом обертання.

Кисень подається в ємність доменної печі через вертикально розташовану лопатку з водяним охолодженням. Лопатка вводиться в порожнину доменної печі через горловину, яка строго співпадає з віссю печі. Тиск кисню перед лопаткою становить від 1,0 до 1,6 МПа.



1—3 — стальные трубы; 4 — сальниковое уплотнение; 5 — патрубки для подачи кислорода и воды; 6 - компенсатор; 7 — сменная часть наружной трубы; 8 — медная головка фурмы; 9 — сопло; 10 — выемка

Рисунок 2.6 – Многосопловые кислородные фурмы с центральной подачей кислорода (а) и воды (б)

Зазвичай фурма піднімається пропорційно продуктивності конвертера, в діапазоні від 1,0 до 4,8 м над висотою стаціонарної ванни. Підйом і опускання фурми здійснюється за допомогою механізму, пов'язаного з поворотним механізмом конвертера. Конвертер не може обертатися до тих пір, поки фурму не буде знято. Швидкість підйому і опускання фурми варіюється між 0,1 і 1 м/с. Перо виготовлене з трьох концентрично розташованих сталевих трубок, внизу яких знаходиться мідна головка з соплом (рис. 2.6). У верхній частині трубки є патрубки 5 для подачі кисню, води і дренажу.

Лопатева головка є змінною і з'єднується з трубою за допомогою зварювання або різьблення в поєднанні зі зварюванням. Головка має лавальне сопло 2, через яке кисень потрапляє в порожнину конвертера, і водорозподільник, який спрямовує воду по поверхні головки. Головку виготовляють зварюванням, іноді також литтям. Кількість сопел Лавалю в головці варіюється від трьох-чотирьох до шести-семи, збільшуючись залежно від продуктивності конвертера і кількості вдуваного кисню. Сопла розташовані таким чином, що розходяться у вигляді віяла, щоб збільшити дисперсність вдування по відношенню до об'єму ванни [1].

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Властивості та призначення сталі марки 15Г2СФ

Марганцево-ванадієва низьколегована конструкційна сталь 15Г2СФ в основному використовується в промисловому виробництві зварних конструкцій. Сталь марки 15Г2СФ характеризується хорошою зварюваністю без підігріву і не вимагає подальшої термічної обробки. Складний склад сплаву дозволяє додавати азот (до 0,012%) і миш'як (до 0,08%) для вирівнювання об'ємної частки і зменшення складу дорогих присадок. Таким чином, кількість ванадію штучно обмежена до 0,1%, що достатньо для забезпечення необхідної ударної в'язкості, дрібнозернистої структури та підвищеної зносостійкості і стійкості до втоми.

Крім того, вміст кремнію досягає 0,7%, що класифікує його як напівшвидкорізальний сплав. Додавання міді, нікелю та хрому до 0,3% забезпечує стійкість до атмосферної корозії. Про високу якість сталі свідчить низька концентрація шкідливих домішок сірки та фосфору (до 0,04%). Одночасне додавання марганцю, азоту і хрому підвищило межу плинності і тимчасовий опір до 560 МПа, при цьому пластичність металу залишається високою (відносне подовження при розриві до 18%).

Таблиця 3.1 - Хімічний склад сталі марки 15Г2СФ

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	V	N	Cu	As
0.12 - 0.18	0.4 - 0.7	1.3 - 1.7	до 0.3	до 0.04	до 0.035	до 0.3	0.05 - 0.1	до 0.012	до 0.3	до 0.08

Технологічні властивості сталі марки 15Г2СФ:

Технологічні властивості сталі відображають її здатність приймати певні деформації, подібні до тих, які готовий сталевий виріб матиме при подальшій обробці або в умовах подальшої експлуатації.

Зварюваність: без обмежень.

Таблиця 3.2 - Механічні властивості при $T=20^{\circ}\text{C}$ сталі 15Г2СФ

Сортамент	Розмір, мм	Межа короткочасної міцності s_B , Мпа s_B , МПа	Межа пропорційності (межа плинності для залишкової деформації), s_T [МПа]	Відносне подовження при розриві d_5 , [%]
Лист, ГОСТ 19282-73	10 - 20	560	400	18
Прокат	5 - 9	560		18

3.2 Технологія виробництва сталі у конвертері

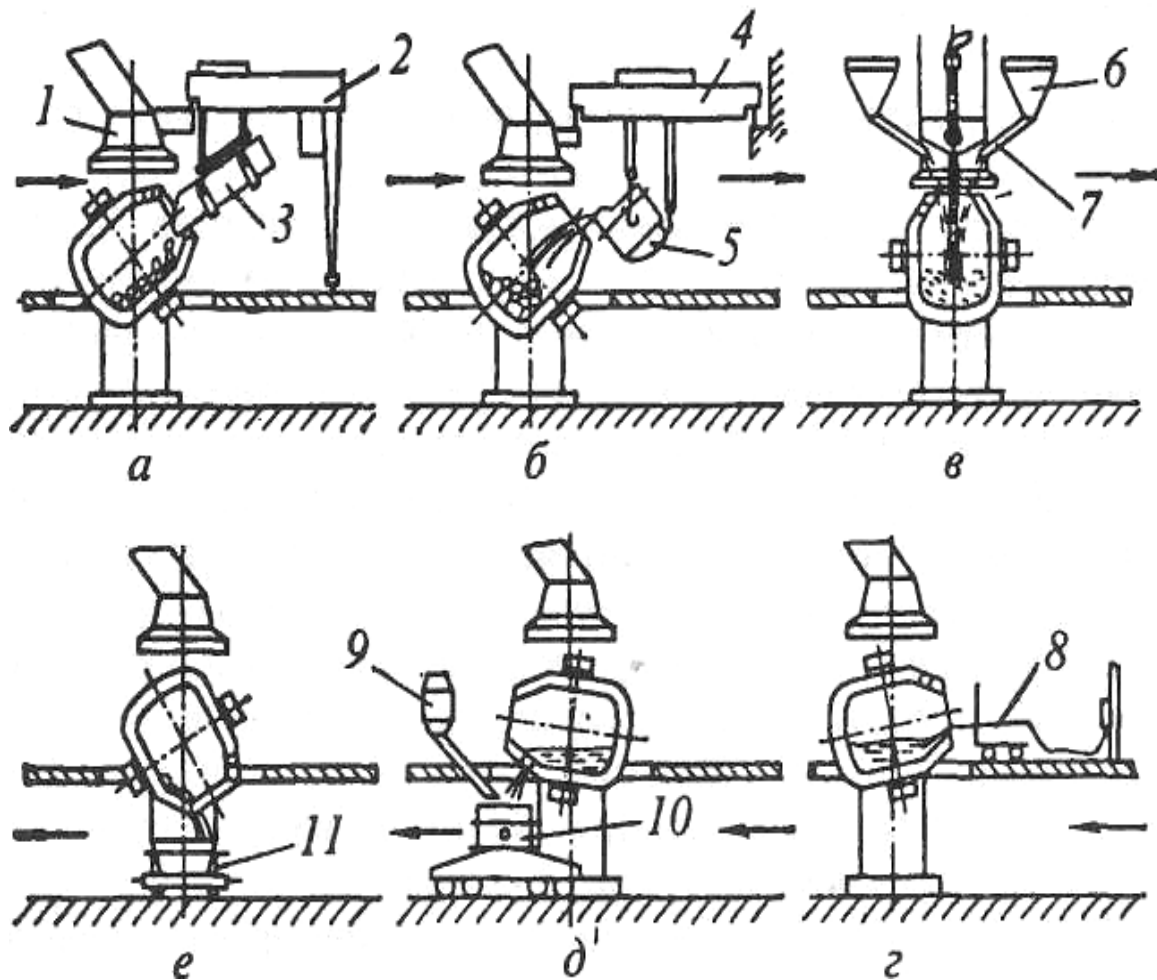
1. завантаження брухту. До 25-27% від маси металевої шихти (у більших кількостях, якщо застосовуються спеціальні технічні прийоми) завантажуються в похилий конвертер (рис. 3.1, а) за допомогою ковшів. Об'єм ковшів досягає 110 м^3 і розрахований на завантаження одним або двома ковшами. Це пов'язано з тим, що більша кількість ковшів, як правило, збільшує час завантаження і розчинення. Час завантаження становить 2-4 хвилини. Для сприяння шлакоутворенню частина брухту, спожитого в процесі виплавки, може бути введена в конвертер після або перед завантаженням брухту.

Заливка чавуну: рідкий чавун при температурі $1300-1450^{\circ}\text{C}$ заливається в конвертер з похилим ковшем одним ковшем на 2-3 хвилини (рис. 3.1, б).

2. продувка. Після заливки конвертер повертають у вертикальне робоче положення, зверху вводять перо і включають подачу кисню для початку продувки (рис. 3.1, в). На початку продувки перо встановлюють на підвищенні (до 4,8 м від поверхні ванни в нерухомому стані) для сприяння шлакоутворенню і через 2-4 хвилини опускають на оптимальну висоту (1,0-2,5 м в залежності від продуктивності і технології конвертера).

Протягом першої третини часу продувки вапно подається в конвертер двома-трьома окремими порціями. Флюорит і іноді інші флюси (наприклад,

залізна руда, окатиші, боксити) додаються разом з першою частиною конвертерного матеріалу, що вводиться після початку продувки. Витрата надлишкової шихти розраховується для досягнення основи шлаку 2,7-3,6, що зазвичай становить 6-8% від ваги сталі.



1 - газовідвід; 2 - напівпортальна завантажувальна машина; 3 - совок; 4 - мостовий кран; 5 - заливальний ківш; 6 - бункер; 7 - тічка; 8 - термопара; 9 - бункер для феросплавів; 10 - сталерозливний ківш; 11 - шлакова чаша (ківш)
Рисунок 3.1 – Технологічні операції конвертерної, плавки: завантаження лома (а), заливання чавуну (б), початок продувки (в), замір температури (г), злив металу (д), злив шлаку (е)

Продування для досягнення заданого вмісту вуглецю в металі займає 12-18 хвилин. Чим менша швидкість подачі кисню, що використовується на конкретному заводі, тим швидше вона відбувається, в межах від 2,5 до 5 м³/(т/хв).

Під час продувки в основному відбуваються такі металургійні процеси:

(а) окислення компонентів рідкого металу киснем, що подається. Окислюється надлишок вуглецю, весь кремній, близько 70% марганцю і невелика кількість (1-2%) заліза. Газоподібні продукти окислення вуглецю (СО і невелика кількість СО₂) видаляються з конвертера через горловину (вихідний газ конвертера), а інші оксиди стають шлаком;

б) утворення шлаку. Через кілька секунд після початку продувки починає утворюватися основний шлак з продуктів окислення металевих компонентів (Si, Mn, Fe, Fe₂O₃) і розчинених оксидів (СаО), а також з оксидів, що потрапляють зі шлаку міксера, іржі залізного брухту і розчиненої футеровки. Основність шлаку підвищується під час процесу продувки в міру розчинення перенесеного шлаку, досягаючи від 2,7 до 3,6;

в) дефосфоризація та десульфурзація. Утворений основний шлак видаляє деякі шкідливі домішки в шихті, включаючи більшу частину фосфору (до 90%) і невелику кількість сірки (до 30%);

г) тепло, що виділяється в результаті екзотермічної реакції окислення компонентів рідкого металу, нагріває метал до необхідної температури (1600-1660°C) перед випуском

д) плавлення металобрухту за рахунок тепла реакції екзотермічного окислення; зазвичай цей процес завершується протягом перших двох третин часу продувки

е) вторинний і небажаний процес випаровування заліза в зоні під піччю через високі температури (2000-2600°C) і видалення парів окислення відпрацьованими газами з конвертера, що призводить до втрат заліза і вимагає очищення від газового пилу конвертера.

4. відбір проб, вимірювання температури, очікування аналізу та корекція. Продувку слід завершити, коли вуглець буде окислений до необхідного вмісту в виплавленій марці сталі. До цього моменту метал повинен бути нагрітий до необхідної температури, а фосфор і сірка повинні бути видалені до допустимих меж для відповідної марки сталі.

Момент завершення продувки приблизно відповідає необхідному вмісту вуглецю в металі і визначається кількістю спожитого кисню, тривалістю продувки і показаннями комп'ютера. Після завершення продувки яруси виймаються з горна доменної печі, а горно вирівнюється. З горловини конвертера відбирають пробу металу і відправляють на аналіз, а також вимірюють температуру за допомогою занурювальних термопар (рис. 3.1, г). Якщо аналіз і вимірювання температури показують, що метал відповідає заданим параметрам, розплав випускають. Якщо є надлишок вуглецю, його окислюють за допомогою короткої тривалості дуття; якщо температура недостатня, дуття проводять при більш високому положенні лопаток для окислення заліза і виділення тепла для нагрівання ванни; якщо температура занадто висока, подають теплоносій, такий як легкий брухт, руда, вапно або вапно, і витримують 3-4 хвилини після подачі для коригування. Після завершення коригувальних дій розплав випускається.

Відбір проб і аналіз займає 2-3 хвилини. Коригувальні роботи небажані, оскільки збільшують час простою конвертера.

5. вивантаження. Метал зливається через безшлаковий ківш у сталерозливний ківш. Це досягається в похилих конвертерах (рис. 3.1, д) за рахунок того, що в ківш поміщають більш важкий метал, що перешкоджає потраплянню шлаку зверху. Такий спосіб вивантаження виключає перемішування металу і шлаку в ковші та перехід фосфору і заліза зі шлаку в метал. Час обробки становить 3-7 хвилин.

За цей час феросплави з бункера 9 подаються в ківш, де розкислюються і легуються. У старих цехах всі феросплави завантажуються так, щоб забезпечити необхідний вміст елементів, що підлягають розкисненню і додаванню (Mn і Si, а також інші елементи в легованих сталях). Наприкінці виробництва в ківш додають невелику кількість шлаку (1-2%), щоб захистити метал від швидкого охолодження. У новому позапічному цеху в ківш вводять сплави, що містять низькоокислювальні елементи (Mn, Cr і іноді Si), після чого ківш транспортують до агрегату позапічної обробки, де під час усередненої продувки аргон

вводять елементи з високою спорідненістю до кисню (наприклад, Si, Al, Ti, Ca), щоб знизити рівень карбонізації. У цьому випадку під час вивантаження останньої порції металу з конвертера відбувається "зрізання" шлаку і запобігається потрапляння до металу конвертерного шлаку, що містить фосфор, який мігрує в метал, і оксиди заліза, які окислюють елементи, що вводяться в метал під час позапічної обробки. Для захисту металу від охолодження і окислення в ківш завантажують гранульований доменний шлак, вермикуліт, вапно або флюорит для утворення шлакової кришки.

6. вивантаження шлаку в шлаковий ківш (чашу) 11 (рис. 3.1, е) здійснюється з горловини при нахиленому конвертері в протилежний від промковша бік (вивантаження з промковша неприпустимо, тому що шлак розплавляє футеровку промковша). Видалення шлаку займає 2-3 хвилини; загальний час плавки для конвертера ємністю 100-350 тонн становить 40-50 хвилин [1].

3.3 Розрахунок матеріального та теплового балансів плавки сталі 15Г2СФ

Плавка проводиться за один прийом без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на 100 кг металеві шихти.

1. Склад металеві частини шихти, %

Матеріал	C	SiO ₂	Mn	P	S
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Скрап	0,28	0,3	0,4	0,05	0,04

2. Склад неметалевої частини шихти та футерування, %

Матеріал	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	H ₂ O	CO ₂
Вапно	2,00	-	2,00	86,00	2,00	-	-	2,00	6,00
Плавиковий шпат	5,00	-	1,00	8,00	-	-	79,50	0,496	6,00
Футерівка	5,00	8,00	3,00	2,00	70,00	12,00	-	-	-

3. Склад сталі 15Г2СФ, %

Елемент	C	Si	Mn	V	P	S
ДСТУ	0,12-0,18	0,40-0,70	1,30-1,70	0,005-0,1	До 0,035	До 0,040
Розрахунок	0,15	0,55	1,50	0,01		

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

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,56	0,576	0,416	0,048	0,040
Скрап	0,06	0,060	0,080	0,010	0,008
Усього	3,62	0,636	0,496	0,058	0,048

5. Кількість та склад шлаку

5.1. Беремо, що 0,3% від маси металевої частини шихти становить зношування футеровки, витрата плавикового шпату також складе 0,3%. З металевої частини шихти в шлак перейде 100% Si, 80% Mn, 50% S, 90% P.

5.2. Приймаємо, що з неметалевої частини шихти в шлак перейдуть усі оксиди, крім H_2O і CO_2 .

6. Витрата вапна

6.1. Відповідно до вимог десульфурзації та дефосфорації основність шлаку має існувати від 2,5 до 3,5. Беремо основність 3,0. Тоді флюсуюча здатність вапна буде:

$$0,86 - 0,02 \cdot 3,0 = 0,8 \text{ CaO вапна}$$

6.2. Шихтою (без вапна) і футеруванням вноситься SiO_2 в шлак, кг:

металевою частиною шихти $0,636 \cdot 60/28 = 1,3629$

футеруванням $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

плавиковим шпатом $0,05 \cdot 0,03 = 0,015$

Усього буде внесено SiO_2 : 1,3929 кг.

6.3. Для отримання заданої основності необхідно CaO, кг:

$$1,3929 \cdot 3,0 = 4,1786$$

6.4. Вноситься СаО, кг:

плавиковим шпатом: $0,3 \cdot 0,08 = 0,024$

футеруванням: $0,3 \cdot 0,02 = 0,006$

6.5. За вирахуванням СаО, що вноситься плавиковим шпатом і футеровкою, знадобиться вапна, кг:

$$(4,1786 - 0,024 - 0,006) / 0,8 = 5,1857$$

7. Встановлюємо складові шлаку.

7.1. Вноситься SiO₂ вапном, кг:

$$5,1857 \cdot 0,02 = 0,1037$$

7.2. Вноситься СаО вапном, кг:

$$5,1857 \cdot 0,86 = 4,4597$$

7.3. Вноситься MgO, кг:

вапном $5,1857 \cdot 0,02 = 0,1037$

футеруванням $0,3 \cdot 0,70 = 0,21$

7.4. Вноситься Al₂O₃, кг:

вапном $5,1857 \cdot 0,02 = 0,1037$

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

футеруванням $0,3 \cdot 0,03 = 0,009$

7.5. Вноситься Cr₂O₃ футеруванням, кг:

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

7.6. Вноситься оксиди марганцю металеву частину, кг:

$$0,496 \cdot 71/55 \cdot 0,8 = 0,5122$$

7.7. Вноситься P_2O_5 металевою частиною, кг:

$$0,058 \cdot 142 / 62 \cdot 0,9 = 0,1196$$

7.8. Вноситься оксиди заліза футеровкою, кг:

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

7.9. Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг:

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

7.10. Складові шлаку, кг:

Джерела шлаку	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	CaF_2
мет.шихта	1,3629	0	0	0	0	0,024	0,5122	0,1196	0	0
вапно	0,1037	4,4597	0,1037	0,1037	0	0	0	0	0	0
пл.шпат	0,015	0,024	0	0,003	0	0	0	0	0	0,2385
футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	0	0	0	0,024	0
Усього	1,4966	4,4897	0,3137	0,1157	0,036	0,024	0,5122	0,1196	0,024	0,2385

8. Маса оксидів шлаку без Fe_2O_3 складе: 7,3460 кг

8.1. Виходячи з практичних даних, беремо наступні вмісти оксидів заліза в шлаку: $Fe_2O_3 = 4\%$, $FeO = 12\%$.

Отже маса шлаку без оксидів заліза є 84%. Звідси сумарна маса шлаку:

$$7,3460 / 0,84 = 8,7452 \text{ кг}$$

В тому числі оксидів заліза: $8,7452 - 7,3460 = 1,3992 \text{ кг}$

їх: $Fe_2O_3 = 8,7452 \cdot 0,04 = 0,3498 \text{ кг}$

$FeO = 8,7452 \cdot 0,12 = 1,0494 \text{ кг}$

9. Беремо, що кількість заліза, що у шлаку як корольків, втрати з викидами і чад заліза являтиме 3%, тобто 3 кг.

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

$$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 = 112/160 \cdot (0,3498 - 0,024) = 0,2281$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{FeO} = 1,0494 \cdot 56/72 = 0,8162$$

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

$$3,0 - 0,2281 - 0,8162 = 1,9557$$

10. Вихід рідкої сталі при вмісті вуглецю, що дорівнює 0,15 кг і за вирахуванням чаду елементів набуде, кг:

$$100 - (3,62 - 0,15 + 0,636 + 0,496 \cdot 0,8 + 0,058 \cdot 0,9 + 0,048 \cdot 0,5 + 3,0) = 92,425 \text{ кг}$$

11. Кількість домішок, що залишилися в металі, кг:

$$\text{C} = 0,15$$

$$\text{Si} = \text{сліди}$$

$$\text{Mn} = 0,496 \cdot 0,2 = 0,0992$$

$$\text{P} = 0,058 \cdot 0,1 = 0,0058$$

$$\text{S} = 0,048 \cdot 0,5 = 0,0240$$

12. Склад металу, %

C	Si	Mn	P	S
0,1623	сліди	0,1073	0,0063	0,0260

13. На підставі практичних даних беремо, що 10% вуглецю окислюється до CO_2 та 90% до CO . Тоді:

$$\text{вигорить вуглецю} \quad 3,62 - 0,15 = 3,47 \text{ кг}$$

$$\text{окислиться до CO} \quad 3,47 \cdot 0,1 = 0,347 \text{ кг}$$

$$\text{окислиться до CO} \quad 3,20 \cdot 0,9 = 3,1194 \text{ кг}$$

$$\text{утворюється CO}_2 \quad 0,347 \cdot 44/12 = 1,2709 \text{ кг}$$

$$\text{утворюється} \quad 3,1194 \cdot 28/12 = 7,2786 \text{ кг}$$

14. Встановлюємо кількість дуття.

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

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad (0,3498-0,024) \cdot 48/160 = 0,0977$$

$$\text{FeO} \quad 1,0494 \cdot 16/72 = 0,2332$$

14.2. Необхідно кисню на окислення домішок, кг:

$$\text{C-CO}_2: \quad 1,2709 \cdot 32/44 = 0,9243$$

$$\text{C-CO}: \quad 7,2786 \cdot 16/28 = 4,1592$$

$$\text{Mn-MnO}: \quad 0,5122 \cdot 16/71 = 0,1154$$

$$\text{Si-SiO}_2: \quad 1,3629 \cdot 32/60 = 0,7269$$

$$\text{P-P}_2\text{O}_5: \quad 0,1196 \cdot 80/142 = 0,0674$$

14.3. Взагалі знадобиться кисню на окислення заліза та домішок, кг:

$$0,0977 + 0,2332 + 0,9243 + 4,1592 + 0,1154 + 0,7269 + 0,0674 = 6,3241$$

14.4. Необхідно технічного кисню при 95% його засвоєнні:

$$6,3241/0,95 = 6,66$$

14.5. Необхідно дуття при чистоті кисню 99,5%, кг:

$$6,66/0,995 = 6,6904$$

15. Склад та кількість відпрацьованого газу.

15.1. Отримано CO₂, кг:

$$\text{від горіння вуглецю} \quad 1,2709$$

$$\text{із вапна} \quad 5,1857 \cdot 0,06 = 0,3111$$

$$\text{із шпату:} \quad 0,3 \cdot 0,06 = 0,0180$$

$$\text{всього:} \quad 1,6600 \text{ кг, або } 1,6600 \cdot 22,4/44 = 0,815 \text{ м}^3$$

15.2. Формується пара води з вологи шихти:

$$5,1857 \cdot 0,02 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,1052 \text{ кг або } 0,1052 \cdot 22,4/18 = 0,131 \text{ м}^3$$

15.3. Формується азот з дуття:

$$6,6904 \cdot 0,005 = 0,0335 \text{ кг, або } 0,0335 \cdot 22,4/28 = 0,027 \text{ м}^3$$

15.4. Кількість кисню, що залишився, дуття:

$$6,6904 - 0,0335 - 6,3241 = 0,3328 \text{ кг, або } 0,3328 \cdot 22,4/32 = 0,233 \text{ м}^3$$

16. Кількість та склад відпрацьованого газу

	кг	м ³	%
CO ₂	1,6600	0,815	11,6
CO	7,2786	5,823	82,9
H ₂ O	0,1052	0,131	1,9
N ₂	0,0335	0,027	0,4
O ₂	0,3328	0,233	3,3
Усього	9,3501	7,028	100

17. Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
чавуну та брухту	100	металу	92,425
вапна	5,1857	шлаку	8,7452
плавикового шпату	0,3	відхідних газів	9,3501
руйнування футерування	0,3	корольків заліза та викидів	1,9557
дуття	6,6904		
Усього	112,476	Усього	112,476

Нев'язка = 0.

18. Розкислення сталі

18.1. Склад сталі перед розкисленням:

	C	Si	Mn	P	S
Вага, кг	0,15	0	0,0992	0,0058	0,0240
Склад %	0,1623	0	0,1073	0,0063	0,0260

18.2. Беремо, що в готовій сталі має бути:

0,55% Si, 1,5% Mn та 0,01% V.

18.3. Розкислення та легування металу проводимо феросилієм та феромарганцем у ковші при зливі металу. Ванадій вводимо як феррованадій.

Хімічний склад розкислювачів та легуючих, %

Марка	C	Si	Mn	V	P	S
ФС45	0,1	45	0,4	0	0,05	0,02
ФМн1,0	1,0	2,0	90,0	0	0,3	0,03
ФВд1	0,8	3,50	0	35,0	0,25	0,10

18.4. Для одержання сталі заданого складу необхідно внести:

0,55% Si, 1,3927% Mn та 0,01% V.

18.5. Беремо чад феросплавів 20%. Тоді їх необхідно, кг:

ФМн1,0: $1,3922 \cdot 92,425 / (0,9 \cdot 0,8 \cdot 100) = 1,7877$

ФС45: $0,65 \cdot 92,425 / (0,8 \cdot 0,45 \cdot 100) = 1,4120$

ФВд1: $0,01 \cdot 93,425 / (0,8 \cdot 0,35 \cdot 100) = 0,0330$

18.6. Вага сталі після розкислення, кг:

$$92,425 + 1,7877 \cdot 0,8 + 1,4120 \cdot 0,8 + 0,0330 \cdot 0,8 = 95,0112.$$

18.7. Перейде в метал, кг:

вуглецю:

$$1,7877 \cdot 0,8 \cdot 0,01 + 1,4120 \cdot 0,8 \cdot 0,001 + 0,0330 \cdot 0,8 \cdot 0,008 = 0,0156$$

кремнію:

$$1,7877 \cdot 0,8 \cdot 0,02 + 1,4120 \cdot 0,8 \cdot 0,45 + 0,0330 \cdot 0,8 \cdot 0,035 = 0,5379$$

марганцю:

$$1,7877 \cdot 0,8 \cdot 0,9 + 1,4120 \cdot 0,8 \cdot 0,004 = 1,2917$$

ванадія:

$$0,0330 \cdot 0,8 \cdot 0,35 = 0,0092$$

сірки:

$$1,7877 \cdot 0,8 \cdot 0,0003 + 1,4120 \cdot 0,8 \cdot 0,0002 + 0,0330 \cdot 0,8 \cdot 0,001 = 0,0007$$

фосфору:

$$1,7877 \cdot 0,8 \cdot 0,003 + 1,4120 \cdot 0,8 \cdot 0,0005 + 0,0330 \cdot 0,8 \cdot 0,0025 = 0,0049.$$

18.8. Кількість у сталі, кг:

вуглецю: $0,15 + 0,0156 = 0,1656$

марганцю: $0,0992 + 1,2917 = 1,3909$

кремнію: $0,5379$

ванадія: $0,0092$

сірки: $0,0007 + 0,024 = 0,0247$

фосфору: $0,0049 + 0,0058 = 0,0107.$

18.9. Склад готової сталі після розкислення:

	C	Si	Mn	P	S	V	Fe	Σ
вага, кг	0,1656	0,5379	1,3909	0,0107	0,0247	0,0092	92,8722	95,0112
склад, %	0,17	0,57	1,46	0,01	0,026	0,010	97,75	100

Сталь одержаного складу відповідає вимогам ДСТУ для марки 15Г2СФ

19. Тепловий баланс

19.1. Надходження тепла

19.1.1. Фізичне тепло чавуну при 1350 °С:

$$Q_1 = (0,178 \cdot 1200 + 52 + 0,2 \cdot (1350 - 1200)) \cdot 80 = 23648,00 \text{ ккал (99,014 МДж)},$$

де 0,178 - середня теплоємність чавуну до $T_{пл}$, ккал/кг·град,

1200 - температура плавлення чавуну, ккал/кг

52 - теплота плавлення чавуну, ккал/кг

0,20 - середня теплоємність рідкого чавуну, ккал/кг град.

19.1.2. Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок, ккал:

$$C \rightarrow CO_2 \quad 8137 \cdot 0,3470 = 2820,284$$

$$C \rightarrow CO \quad 2498 \cdot 3,1194 = 7792,261$$

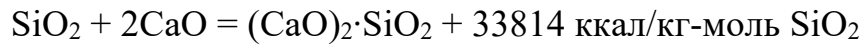
$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 7423 \cdot 0,636 = 4721,028$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 1758 \cdot 0,8 \cdot 0,496 = 697,574$$

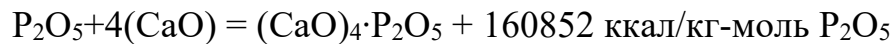
$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 5968 \cdot 0,9 \cdot 0,058 = 311,530$$

$$Q_2 = 16342,677 \text{ ккал (68,427 МДж)}$$

19.1.3. Виділиться тепло за реакціями утворення силікатів кальцію з умови, що всі оксиди кремнію та фосфору зв'язуються з CaO:



$$162,848 \text{ МДж/кг-моль}$$



$$673,626 \text{ МДж/кг-моль}$$

$$Q_3 = 33814 \cdot 1,4482/60 + 160852 \cdot 0,1196/142 = 978,845 \text{ ккал (4,098 МДж)}$$

19.2. Витрати тепла.

19.2.1. Фізичне тепло сталі

$$Q'_1 = (0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot (1620 - 1500)) \cdot 92,425 = 31378,29 \text{ ккал (131,381 МДж)}$$

де 0,167 - теплоємність твердої сталі, ккал/кг·град

1500 - температура плавлення сталі, °С

65 - теплота плавлення сталі, ккал/кг·град

1620 - температура рідкої сталі на випуску, °С

92,425 - вихід рідкої сталі до розкислення, кг

19.2.2. Фізичне тепло шлаку визначаємо з умови, що температура шлаку дорівнює температурі металу та дорівнює 1620°С

$$Q'_2 = (0,298 \cdot 1620 + 50) \cdot 8,7452 = 4659,114 \text{ ккал (19,508 МДж)}$$

де 8,7452 - кількість шлаку, кг

19.2.3. Беремо, що температура газів, що відходять, дорівнює 1450°С, тоді газу внесуть тепла, ккал:

$$CO_2 \quad 814 \cdot 0,815 = 663,04$$

$$CO \quad 506 \cdot 5,823 = 2946,38$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 632 \cdot 0,131 = 82,75$$

$$\text{O}_2 \quad 528 \cdot 0,233 = 123,02$$

$$\text{N}_2 \quad 499 \cdot 0,027 = 13,35$$

$$Q'_3 = 3828,54 \text{ ккал (16,03 МДж)}$$

19.2.4. Тепло, що утрачається з корольками заліза та викидами:

$$Q'_4 = 0,20 \cdot 1620 \cdot 1,9557 = 633,650 \text{ ккал (2,653 МДж)}$$

де 0,20 – теплоємність рідкої сталі

19.3. Тепловий баланс

Надходження тепла	ккал	МДж	%	Витрата тепла	ккал	МДж	%
Фізичне тепло чавуну	23648,00	99,01	57,72	Фізичне тепло сталі Q_1	31378,29	131,38	76,59
Окислення домішок Q_2	16342,68	68,43	39,89	Втрати зі шлаком Q_2	4659,11	19,51	11,37
Шлакоутворення Q_3	978,84	4,10	2,39	Втрати з газами Q_3	3828,54	16,03	9,34
				Втрати з корольками	633,65	2,65	1,55
				Надлишок (нестача) тепла Q_5	469,93	1,97	1,15
Усього	40969,52	171,54	100,00	Усього	40969,52	171,54	100,00

19.3.1. Тепловий баланс демонструє надлишок тепла 1,97 МДж. Для коректування температури необхідно додати у ванну охолоджувач – залізну руду чи скрап. Беручи охолоджувальну здатність залізняку 5,5 МДж/кг, одержуємо, що необхідно додати в конвертер 0,36 кг руди на 100 кг металеві шихти. На об'єм конвертера, тобто. на 160 т, потрібно 0,57 т залізняку. У разі вживання як охолоджувача сталевого брухту, приймаючи його охолоджувальну здатність рівною 1,41 МДж/кг, здобуваємо, що його знадобиться $1,97/1,41 = 1,4$ кг на 100 кг металошихти. На весь обсяг конвертера це являтиме 2,2 т брухту.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Безпека технологічних процесів і обладнання

Конвертерне виробництво є одним з найнебезпечніших виробництв у металургійній промисловості і тому має низку проблем з охороною праці.

Близько 50% нещасних випадків у конвертерних цехах стаються під час основних технологічних операцій, 20% - під час ремонту та налагодження обладнання і майже стільки ж - під час вантажно-розвантажувальних робіт. На технічні причини припадає близько 40%. До них відносяться розплавлений метал і шлак, рухомі машини і механізми, зміщення ваги через підйомно-опускні механізми, електричний струм, полум'я та інші термічні фактори.

Робітники також можуть зіткнутися з рухомим складом, якщо відсутні сигнали про подачу матеріалу, якщо колія рухомого складу не має необхідного огородження або якщо габарити рухомого складу не пристосовані до габаритів рухомого складу. Вагон також може бути зачеплений навантажувальною технікою під час розвантаження (завантаження) матеріалів.

Вибухонебезпечний брут становить значний ризик для персоналу, який перебуває на завантажувальному майданчику. Вибухонебезпечний брут може вибухнути при необережному і неправильному поводженні з ним, що може призвести до травмування уламками, які розлітаються, і повітряними вибухами.

Під час роботи міксеру існує ризик опіків чавуном, зокрема при заливанні в міксер, зливанні в ківш, скочуванні шлаку та отруєнні робочими газами. Опіки чавуном спричиняються перебуванням людей у небезпечній зоні під час зливання чавуну. Розливи чавуну та опіки можуть статися, якщо ківш переповнений чавуном або якщо проба відбирається мокрою ложкою або наповнюється мокрим стаканом для відбору проб.

Розлив чавуну також може статися при неправильному зачепленні ковша за гак крана, при різкій зміні швидкості або напрямку руху ковша з рідким чавуном або при різкому нахилі ковша під час зливання чавуну.

Під час завантаження можуть статися травми, такі як защемлення машини купами мульчі, ящиками, контейнерами або штабелями вогнетривкої цегли, перекидання або наїзд завантажувальної машини, опіки при гасінні полум'я в печі, ураження електричним струмом при дотику до візка завантажувальної машини. У цьому відношенні завантажувальні машини кранового типу є більш небезпечними через їх велику робочу зону. У деяких місцях при обслуговуванні печей такими завантажувальними машинами дуже складно забезпечити габарити під'їзду, що завжди є небезпечним і вимагає уваги відповідальної особи.

Вибухи в конвертерних цехах відбуваються через контакт розплавленого металу або шлаку з водою або вологими матеріалами, а також через бурхливі хімічні реакції під час продування, розкислення і розливання сталі.

Потенційними місцями контакту води з розплавленим металом або шлаком є кисневі інгалятори з водяним охолодженням, кесони і каміни. Найпоширеніший випадок потрапляння води в конвертер з охолоджувальної води кисневого вантажу - це вигорання мідної зовнішньої оболонки. Стінки промковша легко горять, коли вони контактують з рідким металом або шлаком, або коли розплавлений метал розбризкується на поверхню промковша. Великі потоки води, що потрапляють в конвертер з палаючого промковша на поверхню шлаку або металу, можуть призвести до вибухів, в той час як невеликі потоки води, що випаровуються, можуть утворювати тверду кірку на поверхні, викликаючи контакт між водною масою і розплавленим металом.

Найбільшу небезпеку становить потрапляння вологого матеріалу під шар розплавленого металу під час розливання сталі в ківш. Коли вологий матеріал потрапляє під метал, він охолоджує прилеглий шар металу і утворює тверду кірку, під якою вода випаровується і розкладається, утворюючи шумну суміш. Під впливом тепла кірка плавиться. У цьому випадку вибух відбувається не відразу, а наприкінці заповнення ковша сталлю або на початку розливання сталі у форму. Наявність води на робочому майданчику біля конвертера, в шлаковому піддоні або на робочому майданчику під конвертером є ще однією небезпекою, а скидання шлаку в мокрий піддон або метал, що випадає з конвертера на мокру

поверхню, розливається або вихлюпується, може призвести до вибуху. Невеликі вибухи з розбризкуванням розплавленого металу можуть також відбуватися під час відбору проб.

Вибухи в чавуноливарному виробництві можуть відбуватися не тільки в печі конвертера, але і під час розливання металу в ківш у виливниці і після розливання металу. Ці вибухонебезпечні процеси викликаються розкислювачами, такими як феромарганець і феросиліцій, оскільки їх збільшення в ковші завжди порушує рівновагу між компонентами ванни. Неприпустимо подавати розкислювачі в порожній ківш до тих пір, поки метал не виділиться. Розкислювачі слід подавати не відразу в заповнений ківш, а поступово і невеликими порціями. Під час подачі розкислювача в ківш персонал повинен знаходитися на безпечній відстані.

4.2 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів

У процесі киснево-конвертерного виробництва утворюються такі шкідливі виробничі фактори теплові викиди від технологічного обладнання та розплавленого металу і шлаку; гази, що утворюються при продувці конвертера, роботі газових пальників котлів-утилізаторів, сушці відремонтованих корпусів конвертерів і футеровки сталерозливних ковшів; транспортування сипучих матеріалів, продувці конвертера, нагнітанні чавуну з ковша в конвертер, вивантаженні сталі і шлаку з конвертера вивантаження; пил, що утворюється при руйнуванні футеровки конвертера і ковшів; шум, що генерується системою вентиляції в сервісному приміщенні; вібрації, електричні струми та іонізуюче випромінювання, що генеруються важкою конструкцією.

Джерелами теплових викидів є корпус конвертера і гаряча горловина, відпрацьовані гази, розплавлений чавун, розплавлена сталь і шлак. У розливному прольоті велика кількість тепла і нагрівальних газів генерується розплавленим металом, що подається в промковші. Інтенсивність випромінювання в цих зонах коливається від 350 до 10500 Вт/м². Температура повітря під час деяких операцій

може бути дуже високою навіть на відстані 2-3 м від джерела тепла, особливо влітку (до 45-50°C), коли температура зовнішнього повітря становить +23°C.

Коли променева енергія потрапляє на людину, вона в першу чергу вражає незахищені частини тіла (обличчя, руки та шию). Якщо людина тривалий час перебуває в зоні теплового випромінювання або систематично піддається впливу високих температур, в організмі швидко порушується тепловий баланс, руйнується система терморегуляції, активізується робота кровоносної та дихальної систем, підвищується потовиділення, організм втрачає необхідні солі, що призводить до судом, теплового переохолодження та перегріву. Перегрів може викликати головний біль, шум у вухах, спотворення кольору, нудоту, блювоту і підвищення температури.

Пил, що викидається з конвертерів, має щільність 4,3 г/см³; середня кількість пилу в конвертерному газі становить 25-30 кг/т. Близько 80% його частинок мають розмір до 5 мкм; лише 5-15% пилу мають частинки розміром більше 1 мкм. Такий пил розноситься повітряними потоками на великі відстані від конвертера і довго не осідає.

Пил виділяється під час перевантаження, просіювання, підготовки шихти, завантаження шихти в піч, вибивання футерівки ковша, ремонту футерівки, укладання конвертера і сталерозливного ковша, розриву і ремонту футерівки.

Пил потрапляє в організм оператора через дихальні шляхи. Токсичність пилу проявляється у вигляді подразнення шкіри, очей, ясен і вух. Потрапляючи в легені, пил може викликати професійні захворювання, такі як пневмоконіоз; частинки пилу в діапазоні розмірів 0,1-5 мкм не виводяться з організму і накопичуються в легенях, на відміну від інших фракцій частинок.

Джерелами шуму на заводі є працюючі конвертери, технологічне обладнання (наприклад, мостові крани, насоси, навантажувачі), форсунки

вантажних автомобілів, які втрачають кисень зі швидкістю звуку, а також системи вентиляції.

Максимальний рівень звукового тиску, що сприймається вухом, становить 130 дБ. Будь-яке підвищення звукового тиску вище цього рівня викликає больові відчуття.

Нормативне значення гранично допустимого рівня шуму, що впливає на операторів диспетчерських пунктів, становить 80 дБА; фактичне значення - 77 дБ, що не перевищує допустимого значення.

Шум може змінювати зорову чутливість і заважати концентрації уваги, ускладнюючи точну роботу і вербальну комунікацію. Щоденний вплив може призвести до втрати слуху - професійного захворювання, основним симптомом якого є поступова втрата слуху на обидва вуха. Шум також впливає на різні відділи головного мозку і змінює нормальні процеси вищої нервової діяльності.

Повітря в конвертерному цеху насичене оксидом вуглецю, діоксидом азоту, діоксидом сірки та хромовим ангідридом. Фактичний вміст цих газів у повітрі перевищує гранично допустимі концентрації в кілька разів. Конвертери є основним джерелом забруднення повітря на робочих місцях, де виділяються гази.

Гази, як і пил, через органи дихання потрапляють в організм операторів у диспетчерській, які контролюють виробничий процес. Найнебезпечнішим газом є чадний газ, який утворюється в результаті фізико-хімічних реакцій під час плавки і на виході з печей. Оксид вуглецю дуже токсичний і хімічно з'єднується з гемоглобіном у крові, тим самим знижуючи концентрацію кисню у вдихуваному повітрі.

Не менш шкідливою є також насиченість повітря діоксидом сірки та діоксидом азоту, що утворюються в робочих просторах конвертерних печей.

Діоксид азоту чинить руйнівну дію, розбавляючи вміст кисню нижче рівня, необхідного для нормального тканинного дихання. Коли вміст кисню в повітрі

досягає 16%, починається задишка і прискорене серцебиття, при 12% - дихання стає дуже важким, а при 8% - людина втрачає свідомість.

Таблиця 4.1 – Карта умов праці на робочому місці конвертерщика

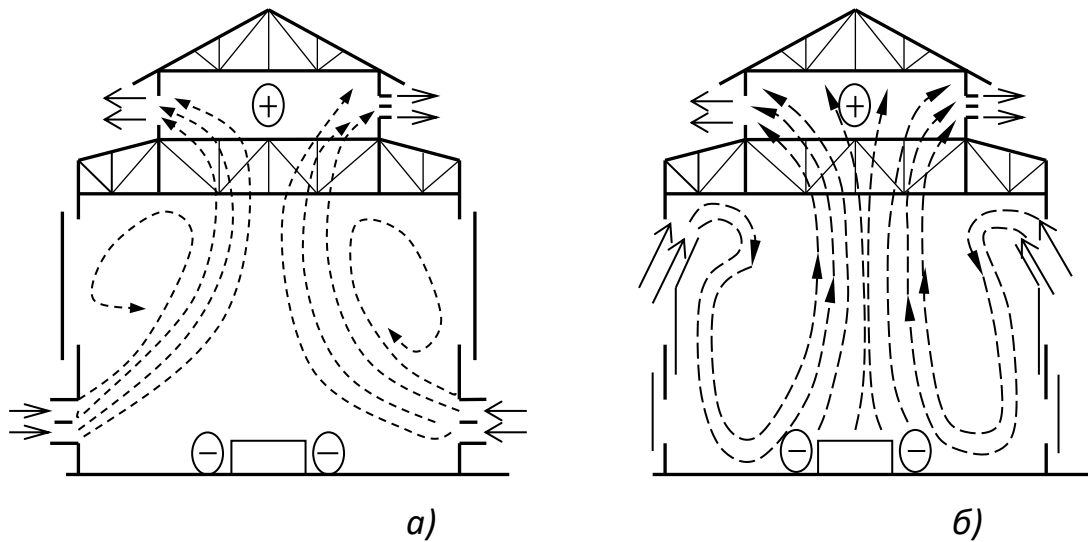
Фактори виробничого середовища та праці	Нормат. значення ПДК, ПДУ	Фактич. значення	Шкідливі і небезпечні умови і характер праці			Час дії фактору, %
			I	II	III	
1 Шкідливі хім. речовини г/м ³						
I клас						
Ангидрид хромовий	0,01	0,012	1,2	3,8		84,2
Оксид Mn (аер. конд)	0,05	0,19				84,2
III-IV класи						
Азоту діоксид	2,0	3,3		4,7		84,2
Ангидрид сірчистий	10,0	18,0				
Оксид вуглецю	20,0	25,0				
2 Пил переважно фіброгенну дії. Вміст діоксиду Si 3,16%	4	134,9			33,7	84,2
3 Шум, дБА	80	78,678			-	-
4 Мікроклімат у приміщенні:						
- t ⁰ C повітря;	15-26	40,5				
- швид. руху повітря;	0,2-0,6	0,27				
- відносна вологість повітря;	35	42				84,2
- інфрачервоне випромінювання.	140	5270			5270	
5 Статичне навантаження. Величина навантаження за зміну з участю м'язів тулуба і ніг	130000	252956	252956			
6 Робоча поза Нахили корпусу, переміщення в просторі	101	Вимуш. нахили більш 300 223	Вимуш. нахили 223			
7 Напруженість організатор. функцій Зір		Сліпуча дія розплавл. Me та шлаку				

4.3 Заходи щодо поліпшення умов праці

Опалення та вентиляція

Вентиляція є основною вимогою для контролю загазованості, пилу та залишкового тепла в конвертерному цеху.

Аерація з витяжними ліхтарями і прецизійними ротаційними аераційними панелями для асиміляції відпрацьованого тепла в будівлях ділянки безперервного розливання слябів, вентиляція електрошитової і душових в робочій зоні, близькій до ділянки розливання сталі, з використанням центрального кондиціонування з підгрівом повітря в холодну пору року; газорізальні машини, обладнання для підгріву футеровки, Для видалення пароповітряної суміші з бункера вторинного охолодження змішаного газу з установки сушіння шлаку передбачено місцеве відсмоктувальне обладнання без очищення. Над обладнанням печі-ковша встановлені відсмоктувачі для уловлювання і видалення небезпечних чинників для газоочисного обладнання.



a – теплий період року; *б* – холодний період року

Рисунок 4.1 – Схема аерації цеху за рахунок різної щільності повітря

Конвертерний процес характеризується великими залишковими тепловиділеннями, а об'єми повітрообміну можуть досягати декількох мільйонів кубометрів на годину, що вимагає величезних капітальних вкладень і високого енергоспоживання для механічної вентиляції, тому використовується природна вентиляція (аерація). Аерація передбачає наявність отворів у стінах будівлі,

аераційних ліхтарів на даху та обладнання для зміни потоку повітря для забезпечення постійного ефекту аерації.

У теплу пору року аерацію можна використовувати протягом усього періоду. Аерацію можна використовувати і в холодну пору року, коли температура вхідного повітря досить висока, а в робочій зоні надмірно жарко. У цьому випадку подача зовнішнього повітря на робоче місце повинна бути на висоті не менше 4 м від підлоги. Простір між щитом і ліхтарем повинен бути закритий на повну висоту через кожні 100 м з обох кінців аерованого ліхтаря і по всій довжині ліхтаря.

Опалення конвертерного цеху здійснюється локальними системами опалення конвертерного цеху та інших об'єктів, таких як вбудовані приміщення ділянки безперервного розливання слябів, насосні станції, відстійники, склади феросплавів і ремонтні майстерні конвертерного устаткування. В якості систем опалення були використані гладкотрубні реєстри та радіатори MS-1440-108.

Освітлення

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

Вдень природне світло надходить через світлові прорізи та зверху. У нічний і денний перехідні періоди в зонах обслуговування основних технічних вузлів використовується загальне рівномірне штучне освітлення з частковим розміщенням світильників по ділянках.

Напруга мережі робочого і аварійного освітлення - 380/220 В, а для обслуговування -36 В і -12 В. Мережі групового освітлення у виробничих прольотах повинні використовувати термостійкі проводи в зонах, що піддаються впливу високих температур.

Для підключення переносних світильників при ремонті та обслуговуванні обладнання передбачені розетки. Для забезпечення безпеки працівників і безперервності технологічних процесів передбачено аварійне освітлення для

евакуації та безперервності роботи в місцях, визначених нормативними документами.

Виробничий шум, виробнича вібрація

Робота обладнання супроводжується інтенсивним шумом, який значно погіршує робоче середовище. Робота, що виконується в шумному середовищі, є більш складною, ніж робота в тиші. Шум впливає на зорову чутливість, заважає концентрації уваги і ускладнює виконання точних робіт. Шум впливає на психіку і серцево-судинну систему людини, викликаючи зміни в нервовій системі, головні болі, запаморочення і зниження концентрації уваги. Шум може викликати швидку втому і зниження працездатності.

Значного зниження шуму можна досягти шляхом якісного складання окремих компонентів машини, їх динамічного балансування і своєчасного профілактичного обслуговування. Шум можна зменшити, розмістивши на шляху шуму ізолюючі перешкоди, такі як стіни, перегородки, стелі, звукоізоляційні кожухи та екрани. Коли звукові хвилі вдаряються об перешкоду, вони частково відбиваються, заломлюються або поглинаються і можуть частково подолати перешкоду.

Амортизатори зі сталевих пружин, гуми та інших еластичних матеріалів ефективні проти вібрацій. Використовуються композитні амортизатори з гуми і металу, пружин і пластику, опорні віброізолятори з гідравлічними шарнірами і пневматичні гумові амортизатори.

Засоби індивідуального захисту (ЗІЗ) використовуються на робочих місцях, де шум і вібрація не можуть бути знижені до прийняттого рівня технічними засобами або де це недоцільно з технічних або економічних причин.

Виробничі випромінювання

Основними джерелами тепла є розплавлений чавун у ковші (1250°C), сталеві дзеркала в ковші, конвертер і конвертер (1600°C), факел полум'я з горловини конвертера під час продувки, сталь і шлак під час розливання в ковші,

струмені сталі під час розливання ковша і виливниць, а також самі виливниці (температура виливниць близько 300°C).

Більша частина тепла в конвертерному цеху генерується інфрачервоним випромінюванням, але в багатьох випадках це тепло частково перетворюється в конвективне, тобто інфрачервоне випромінювання поглинається і нагрівається навколишніми поверхнями (покриттям підлоги, машинами, обладнанням, будівельними конструкціями), тим самим сприяючи утворенню вторинних джерел променевого і конвективного тепла, розсіяного по всьому приміщенню. Основний тепловий вплив на працівників.

Основний тепловий вплив на працівників надає інфрачервоне випромінювання, на частку якого припадає 65-90% від загального обсягу тепла, що виділяється в конвертерних цехах. Найсильніше інфрачервоне випромінювання спостерігається від горловини конвертера, коли він нахиляється для огляду, ремонту, завантаження, відбору проб, вимірювання температури і вивантаження шлаку і металу.

Найменша інтенсивність (300-600 ккал/(м²-г)) спостерігається від зовнішніх стінок конвертерних печей, які відносно не нагріваються завдяки хорошій вогнетривкій футеровці.

Найпоширенішим і найпростішим методом захисту від радіації є екранування. Екранування використовується для захисту джерела випромінювання або для захисту робочого місця від енергії випромінювання. Екрани бувають різних конструкцій, включаючи одношарові, багатошарові, прозорі, непрозорі, з повітряним або водяним прошарком [20].

Електробезпека

Конвертерні цехи є особливо небезпечними приміщеннями, оскільки електрообладнання розташоване на різній висоті і працює при високих температурах навколишнього середовища, в присутності металевих пилю і газів.

Електропостачання конвертерного цеху здійснюється через цехову підстанцію, яка відповідає за подачу, трансформацію і розподіл електроенергії в

цеху. Підключення на підстанції вимагає використання високовольтного обладнання (масляні вимикачі, роз'єднувачі, трансформатори струму і т.д.), які зібрані в камері або шафі комплексу розподільчих пристроїв. Для кожної одиниці розподільчого обладнання, що приймається, має бути виділено одну або дві камери або шафи КРП.

Електроенергія передається і розподіляється в конвертерному цеху за допомогою кабелів, проводів або шинопроводів. Кабелі в цеху прокладаються в каналах, тунелях і трубах, відкрито вздовж стін, за перехідними містками на висоті ферм і вздовж підкранових колій. Сталеві труби з кабелями і проводами можуть прокладатися відкрито (уздовж стін і колон) або приховано (в стелі, стінах і фундаменти). Дроти в місцях, де до них можна доторкнутися, повинні бути захищені сіткою.

Електроустановки в конвертерних цехах дуже різноманітні. Вона включає синхронні та асинхронні електродвигуни змінного струму, електрофільтри та інше обладнання напругою понад 1000 В, електродвигуни, апаратуру управління, кранове електрообладнання та внутрішньоцехові електромережі напругою до 1000 В.

Усі струмоведучі частини електричних машин і апаратури управління (а також струмопроводи до них) повинні бути закриті і належним чином захищені для запобігання випадковому дотику до них. Електродвигуни повинні бути закриті кришкою, що щільно прилягає до корпусу, оскільки вони виділяють велику кількість пилу на робочому місці.

Електричні мостові крани в конвертерних цехах оснащені складним електрообладнанням. Електрообладнання крана є особливо небезпечним під час обслуговування, оскільки воно встановлене на високих місцях, наприклад, на металевих фермах або металевих основах.

Щоб запобігти механічним пошкодженням, кранові дроти повинні бути прокладені в сталевих трубах. Блок управління повинен бути відгороджений від робочого місця оператора або знаходитися в шафі, щоб запобігти випадковому контакту з компонентами проводів, що знаходяться під напругою.

Кран повинен бути обладнаний пристроєм, який автоматично відключає дроти візка, встановленого на мосту, при виході машиніста з кабіни. Вимикачі, що підводять живлення до візка, повинні бути обладнані пристроєм для блокування їх у відключеному положенні.

Усі металеві корпуси електрообладнання та електрообладнання крана повинні бути надійно заземлені. У разі живлення від кабелів візка заземлення корпусів електрообладнання вважається достатнім, якщо вони з'єднані з металоконструкцією крана. Стиги рейок повинні бути надійно з'єднані для утворення безперервного електричного кола.

Електрична мережа в цеху складається з кабелів або ізольованих проводів. Ізольовані проводи, що містяться в металевих трубах, використовуються для відведення від ліній електропередач.

Кабелі в конвертерних цехах повинні прокладатися в каналах, розміщених в підлозі і накритих знімними кришками з вогнетривкого матеріалу. Глибина кабельного каналу повинна становити 40-60 см (з урахуванням габаритних розмірів з'єднувальних муфт і трійників). Відстань між силовими кабелями, прокладеними в кабельному каналі, повинна бути 35 мм і не менше діаметра кабелю; якщо кабелі напругою до 1000 В і кабелі напругою понад 1000 В (до 6000 В) прокладаються разом, відстань між ними повинна становити 250 мм. Прокладка кабелів у водотоках або тунелях з газопроводами заборонена.

Повітряні кабелі на території конвертерного цеху повинні бути незахищеними або захищеними кабелями на ізоляторах і знаходитися на висоті не менше 6 м над рівнем землі для кабелів напругою до 1000 В і 7 м над рівнем землі для кабелів напругою понад 1000 В (до 10 кВ). Якщо дроти прокладені через дах, відстань від проводів до будь-якої частини даху повинна бути не менше 2 м. При напрузі вище 1000 В дозволяється застосовувати тільки алюмінієві багатожильні проводи перерізом не менше 35 мм² і проводи перерізом не менше 16 мм² з інших матеріалів (мідні, сталеві алюмінієві).

Для захисту працівників від ураження електричним струмом металеві неструмоведучі частини електроустановок на робочих місцях (корпуси

електричних машин, трансформаторів, інструменти, прилади тощо) повинні бути обладнані системою захисного заземлення. Всі освітлювальні прилади, металеві розподільні коробки, кришки розподільних щитів і т.д. також повинні бути підключені до системи захисного заземлення.

Для захисту працівників, які обслуговують електрообладнання на заводі, повинні використовуватися стандартні захисні засоби, прилади та інструменти. Такі засоби захисту можна розділити на основні та додаткові. Електрична ізоляція основних захисних засобів здатна надійно витримувати робочу напругу обладнання при його контакті з активними лініями. До основних засобів захисту відносяться ізолюючі штанги та ізолюючі кліщі.

Додаткові засоби захисту підсилюють ефективність основних засобів захисту та забезпечують безпеку при контактній та кроковій напрузі. До них відносяться діелектричні рукавички і боти, килимки і доріжки, а також ізолюючі підставки [24].

Розрахунок захисного заземлення

Необхідно розрахувати заземлюючий провідник електроустановок напругою до 1000 В з ізолюваною нейтраллю. Ця установка складається з силового трансформатора (380/4 В) і блоку управління.

Опір розтікання струму (вертикальний R_v і горизонтальний R_g) електродів визначається за формулою:

$$R_v = \frac{\rho}{2\pi l_B} \left(\ln \frac{2l_B}{d_B} + \frac{1}{2} \cdot \frac{4t_B + l_B}{4t_B - l_B} \right) \quad (4.1)$$

$$R_g = \frac{\rho}{2\pi l_\Gamma} \cdot \ln \frac{2l_\Gamma^2}{dt_\Gamma} \quad (2.23)$$

де ρ – питомий опір ґрунту;

l_B – довжина вертикального електроду;

l_Γ – довжина горизонтального електроду;

t_B – глибина заглиблення у ґрунт вертикального електроду;

t_r – глибина заглиблення у ґрунт горизонтального електроду;

d_b – діаметр вертикального електроду;

d_r – еквівалентний діаметр горизонтального електроду:

$$d_r = 0,5h = 0,5 \cdot 40 = 20\text{мм.}$$

Відстань між вертикальними електродами беремо 5 м, а їх кількість 10 штук, тоді сумарна довжина вертикального електроду набуде 50 м.

Прийнятий заземлювач контурний, число вертикальних електродів $n = 10$ шт, а відношення $a/l_b = 5/5 = 1$, встановлюємо коефіцієнти використання електродів заземлювача:

$$R_b = \frac{100}{2\pi \cdot 5} \left(\ln \frac{10}{0,012} + \frac{1}{2} \cdot \frac{4 \cdot 3,3 + 5}{4 \cdot 3,3 - 5} \right) = 24,9 \text{ Ом}$$

$$R_r = \frac{100}{2\pi \cdot 50} \cdot \ln \frac{50^2}{0,02 \cdot 0,8} = 3,8 \text{ Ом}$$

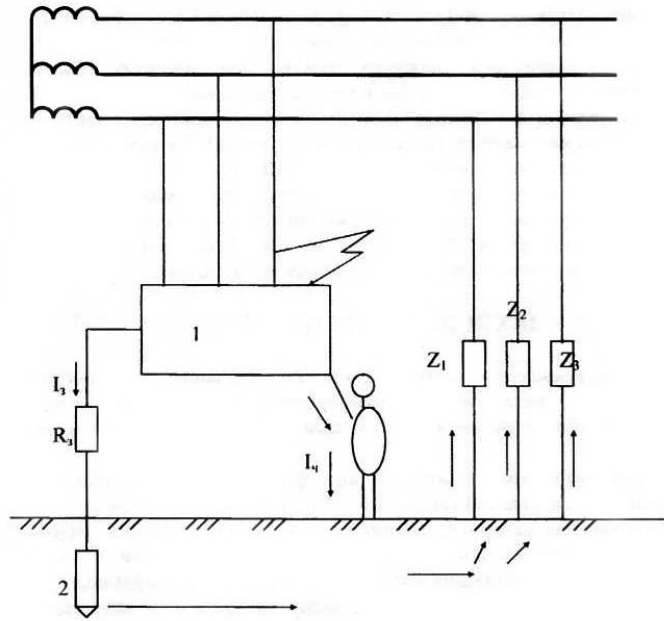
вертикальних $\eta_b = 0,56$, горизонтального $\eta_r = 0,34$.

Відтак встановлюємо опір розтіканню прийнятого групового заземлювача:

$$R = \frac{R_b \cdot R_r}{R_b \cdot \eta_r + R_r \cdot \eta_b \cdot n} \quad (4.2)$$

$$R = \frac{24,9 \cdot 3,8}{24,9 \cdot 0,34 + 3,8 \cdot 10 \cdot 0,56} = 3,18 \text{ Ом}$$

Отже, проектуємий заземлювач – контурний, складеться з 10 вертикальних стержневих електродів довжиною 5 метрів і діаметром 12 мм та горизонтального електроду у вигляді сталльної полоси довжиною 50 метрів розрізом 4×40мм, заглиблених у землю на 0,8 метри.



1 – заземлене обладнання; 2 – заземлювач;

$I_з$ – струм, що іде через заземлювач; $I_ч$ – струм, що іде через людину;

$R_з$ – опір заземлення; Z_i – повний опір ізоляції фази

Рисунок 4.2 – Захисне заземлення

Пожежна безпека

Використання ковшів і виливниць з вологими матеріалами заборонено, тому що при виділенні металу (шлаку) неминуче відбувається викид або розсіювання металу (шлаку). Тому в зоні розливання не можна розміщувати горючі матеріали. Всі електричні кабелі та гідравлічне обладнання в зонах заливки металу і зливу шлаку повинні бути захищені від механічних пошкоджень, променевого тепла і падаючих бризок металу і шлаку.

Легкозаймісті гази в трубопроводах і обладнанні становлять вибухо- і пожежонебезпечну небезпеку в конвертерному виробництві.

Місцями, де гази можуть займатися, є витоки на газопроникних швах, погано вентильовані приміщення з обладнанням під тиском і газопроводи з горючими газами, куди може потрапляти повітря і утворювати вибухонебезпечні суміші. Вимкнення печі збільшує ризик газового вибуху, оскільки потік газу припиняється, газ, що залишився в мережі, охолоджується і зменшується в

об'ємі, створюючи розрідження і дозволяючи повітрю проникати всередину. Щоб уникнути вибуху під час зупинки печі, газовий тракт повинен бути забезпечений паром.

За допомогою потужних струменів води, пари, стисненого повітря або азоту відсікають полум'я, перекривають газовий тракт густим розчином глини, забивають в отвори газового тракту пробки і затикають їх азбестом, накладають пластирі з азбестової тканини і одночасно рясно змочують їх водою, знижують тиск газу до 500 Па, заповнюють газопровід паром тощо. Можна гасити пожежу в каналі подачі газу. Після гасіння полум'я газу необхідно стежити за тим, щоб газ не виходив в атмосферу, щоб не отруїти газ або не створити вибухонебезпечну газоповітряну суміш.

При зупинці печі на лінії подачі коксового газу існує небезпека вибуху через самозаймання легкозаймистих відкладень. Ця небезпека усувається подачею пари в газопровід. Спонтанне займання вибухових речовин відбувається через 15 хвилин після потрапляння повітря в газовий тракт. Тому протягом перших п'яти хвилин слід провести інтенсивну продувку.

Електроустановки, вентиляційні системи, обладнання та освітлювальні прилади у вибухонебезпечних зонах конвертерних цехів встановлюються у вибухозахищеному виконанні. Самовільна заміна ламп, вимикачів та іншого електрообладнання категорично неприпустима, оскільки може призвести до вибуху.

Щоб уникнути пожеж на газопроводах, забороняється: використання смолоскипів для обігріву газопроводів і запірної арматури, а також для пошуку витоків газу; використання дерев'яних заглушок для закриття фітінгів і отворів газопроводів; споживання газу при падінні тиску в газопроводі нижче 500 Па, зберігання горючих матеріалів поблизу газопроводів; підпалювання газу, що виділяється при продувці газопроводів.

Металеві та шлакові ковші повинні подаватися тільки в сухому стані. Щоб уникнути розливу металу і шлаку, ковші не повинні бути заповнені до верхнього краю на відстань, зазначену в цеховій інструкції. Електричні кабельні установки

повинні бути надійно захищені від розплавленого металу і шлаку.

Кабельне обладнання, як правило, зосереджене на підстанціях, у кабельних підвалах, тунелях і галереях. Розподільні щити та панелі управління також піддаються ризику. Тому в кабельних підвалах і тунелях встановлюють стаціонарні системи пожежогасіння. Потужні вуглекислотні та порошкові вогнегасники встановлюються там, де вони постійно перебувають на чергуванні.

Характерною особливістю доменних печей є те, що вони споживають велику кількість кисню, який подається в цех із зовнішньої мережі. При цьому кисень подається в точку розширення кисню під надлишковим тиском, як правило, 3,5 МПа, а в цех надходить під надлишковим тиском 1,6 МПа.

Як найактивніший неметал, кисень безпосередньо взаємодіє з більшістю елементів. Майже всі реакції між киснем та іншими речовинами супроводжуються екзотермічними реакціями.

Горючі речовини зазвичай більш небезпечні в атмосфері з високою концентрацією кисню, не кажучи вже про чистий кисень. Вони мають нижчі температури займання, більші площі займання, швидше і повніше згоряють. Горючі та багато негорючих речовин стають горючими в кисні. Масла та жири дуже легко самозаймаються в атмосфері стисненого кисню. Якщо масло потрапить на механізми, такі як клапани і редуктори, які працюють в кисневому середовищі, станеться вибух. Для гасіння речовин, що горять у кисневому середовищі, необхідно подавати вогнегасні речовини підвищеної концентрації.

Небезпеку становлять також легкозаймисті сторонні предмети, випадково потрапили в кисневий трубопровід під час монтажу. Ретельне видалення сторонніх предметів з труб, компенсаторів і клапанів є важливою частиною технічного нагляду за монтажем кисневих трубопроводів.

Організація димовидалення у конвертерному цеху

1. Для безпечної евакуації людей з конвертерних цехів на ранніх стадіях пожежі передбачаються системи аварійної вентиляції для видалення диму в разі пожежі.

2. У системах протидимного вентиляції передбачається наступне.

- Радіальні вентилятори з електродвигунами, розрахованими на категорію приміщення, встановлюються на одній шахті;
- повітроводи і шахти повинні бути виконані з негорючих матеріалів і мати межу вогнестійкості 0,75 години;
- Автоматичні та дистанційно керовані димові клапани повинні бути виготовлені з негорючих матеріалів з межею вогнестійкості 0,5 години;
- Дим повинен виводитися в атмосферу на висоті не менше 2 м над покрівлею за допомогою парасольок для систем зі штучним спонуканням і дефлекторів для систем з природним спонуканням;
- Устя шахт повинні знаходитися на висоті не менше 9 м від підлоги і на відстані не менше 3 м по вертикалі і 2 м по горизонталі від будівельних конструкцій робочого місця.

3. У вестибюлі - біля воріт - перед люфтом на майданчик під землею слід передбачити бездимний повітрозабірник для подачі зовнішнього повітря на випадок пожежі, якщо ця шахта ліфта не вентилюється.

4. Втрата диму визначається з розрахунку відповідно до формули:

$$G_d = 1,1 \cdot G \cdot A_d, \text{ кг/рік} \quad (4.3)$$

де G – витрати повітря, що надходить в приміщення, складає 9000 кг/рік на 1 м^2 дверей евакуаційних виходів, є 2 виходи;

A_d – площа дверей приміщення, м^2 ;

$$A_d = 2 \cdot (1 \cdot 2,5) = 5 \text{ м}^2$$

$$G_d = 1,1 \cdot 9000 \cdot 5 = 49500 \text{ кг/рік}$$

2. Кількість димових клапанів визначається за формулами, беручи більшу з величин:

$$N_1 = 27,5 \cdot 10^{-4} G_d / (A_{\text{вп}} \cdot U \cdot \gamma); \quad (4.4)$$

$$N_2 = 100 \cdot A_{\text{п}} \cdot N_1 / G_{\text{д}}; \quad (4.5)$$

де $G_{\text{д}}$ – витрати диму, кг/рік;

$A_{\text{вп}}$ – площа вільного перетину димового клапану, приймаємо $0,2 \text{ м}^2$;

U – швидкість руху диму у відкритому клапані, приймаємо 20 м/с ;

$A_{\text{п}}$ – площа приміщення, 300 м^2 ;

γ – питома вага диму, приймаємо 4 Н/м^3 при горінні мінеральних мастил і газів;

$$N_1 = 27,5 \cdot 10^{-4} \cdot 49500 / (0,2 \cdot 20 \cdot 4) = 8,5, \text{ приймаємо } 8 \text{ шт.};$$

$$N_2 = (100 \cdot 300 \cdot 8) / 49500 = 5 \text{ шт}$$

$$n = N_1 / N_2 = 8/5 = 1,6; \text{ приймаємо } 2 \text{ – число "димових зон" у цеху.}$$

У цеху кількість «димових зон» складає - 2. У кожній димовій зоні слід розміщувати 8 димових клапанів, об'єднуючи їх у групи, які примикають до витяжних повітроводів або димової шахти. Відстань між групами клапанів приймається не менше 10 м. Для кожної димової зони слід проектувати окремі витяжні системи з штучним спонуканням. Площа вільного перетину димової шахти при видаленні диму з природним спонуканням повинна бути не менш $0,5 \text{ м}^2$.

ВИСНОВКИ

1. Спроектовано киснево-конвертерний цех річною продуктивністю 4,5 млн. тонн на рік. Конвертерний цех має прольоти: міксерний, шихтовий, конвертерний, розливний, відділення позапічної обробки сталі.

Кількість конвертерів складає 2, ємність кожного за масою рідкої сталі 200 тонн. Кількість міксерних ковшів 14 по 280 тонн кожний. Кількість магнітних шихтових кранів у скрапному відділенні - 5 вантажопідйомністю 15 тонн кожний, грейферних кранів у відділенні сипучих матеріалів - 2 вантажопідйомністю 15 тонн кожний.

2. Розливу сталі пропонується проводити на МБЛЗ, що дає наступні переваги: значне скорочення витрати металу на 1 т готової продукції в результаті зменшення відходів донної і головної частини злитків з 12-35% до 3-5%; поліпшення умов праці в розливному прольоті унаслідок виключення робіт з підготовки виливниць до розливання, оброблення злитків і т. і.; зниження капітальних і експлуатаційних витрат у зв'язку з ліквідацією обтискних станів. Прийнято кількість машин безперервного лиття радіального типу чотири установки, річна потужність усіх установок 6,52 млн. тонн.

3. Розглянута у проекті марганцовованадієва низьколегована конструкційна сталь 15Г2СФ знайшла переважне застосування у промисловому виробництві зварних конструкцій. Метал марки 15Г2СФ відрізняється гарною зварюваністю без підігріву і не потребує подальшої термообробки.

4. Проведено аналіз шкідливих і небезпечних чинників на пічному прольоті, який дав змогу запропонувати наступні заходи щодо поліпшення умов праці: захисне заземлення електроустановки – заземлювач контурний, складається з 10 вертикальних стержневих електродів та горизонтального електроду у вигляді сталюї полоси, заглиблених у землю на 0,8 метри; устаткування димовидалення в цеху – кількість «димових зон» 2, у кожній з них 8 димових клапанів.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

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

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