

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виплавки конструкційних сталей
в умовах конвертерного цеху

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-18-163
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

Д.О.Гаврильєва

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Воляр Р.М.

(посада, ім'я та прізвище, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

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

(посада, ім'я та прізвище, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2023

До документа
17.05.23

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

« 28 » 12 20 23 року



ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Гаврильсвій Дар'ї Олександрівні

(прізвище, ім'я, по батькові)

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

керівник роботи Воляр Роман Миколайович, к.т.н., доц.

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

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

2 Строк подання студентом роботи 19.05.2023


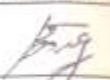





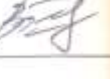
3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію виробництва конструкційних марок сталей в киснево-конвертерному цеху

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) 10 креслень

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент _____
(підпис)

Д.О.Гаврильєва

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____



(підпис)

Р.М.Воляр

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____



(підпис)

Ю.О.Белоконь

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 82 с., 19 табл., 11 рис., 20 джерел

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

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

В загальній частині представлена характеристика та фізико-хімічні основи виробництва сталі марки 16Г2АФД.

В конструкційній частині наведений опис кисневого конвертера та проведений розрахунок його геометричних параметрів.

В технологічній частині представлена організація основних робіт в цеху; проведений розрахунок необхідної кількості обладнання; розглянуті питання технології виплавки, розкислення, легування та позапічної обробки сталі; проведений розрахунок матеріального та теплового балансів процесу виплавки сталі марки 16Г2АФД в кисневому конвертері.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проаналізовані основні проблеми охорони праці та техногенної безпеки в виробничих умовах конвертерного цеху.

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

ЗМІСТ

	С.
ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	11
1.1 Характеристика сталі марки 16Г2АФД	11
1.2 Фізико-хімічні основи виробництва сталі марки 16Г2АФД.....	12
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	18
2.1 Опис конструкції кисневого конвертера комбінованого дуття.....	18
2.2 Розрахунок характеристик конвертеру	25
2.2.1 Розрахунок ванни конвертера	25
2.2.2 Визначення висоти робочого простору конвертера	28
2.2.3 Визначення діаметра горловини конвертера.....	28
2.2.4 Визначення висоти шоломової частини конвертера	30
2.2.5 Діаметр сталевипускного отвору.....	30
2.2.6 Об'єм робочого простору конвертерів.....	31
2.2.7 Футеровка конвертера.....	32
2.2.8 Корпус конвертера	32
2.3 Розрахунки кисневої фурми, сопла Лаваля та параметрів кисневого потоку	33
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	38
3.1 Будова конвертерного цеху	38
3.2 Організація основних робіт.....	40
3.2.1 Доставка та завантаження брухту	40
3.2.2 Подача та заливка чавуну	43
3.2.3 Випуск та передача сталі на розлив	44
3.2.4 Збирання шлаку	44
3.3 Розрахунок необхідної кількості основного та допоміжного обладнання	46
3.4 Розкислення й легування плавки	49
3.5 Позапічна обробка сталі на установці піч-ківш.....	50
3.5.1 Основні вузли установки.....	51

3.5.2 Технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК	52
3.5.3 Усереднення хімічного складу і температури сталі в ковші	54
3.5.4 Вимоги до обладнання установки	54
3.5.5 Послідовність виконання операцій на УПК	55
3.6 Загальні положення про МБЛС	56
3.7 Матеріальний та тепловий баланс процесу виплавки сталі марки 16Г2АФД в кисневому конвертері	58
3.7.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки	58
3.7.2 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки.....	62
3.7.3 Розкислення сталі	67
3.7.4 Розрахунок теплового балансу	68
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	71
4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища при роботі у конвертерному цеху	71
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища цеху	73
4.3 Заходи з електробезпеки.....	74
4.4 Заходи пожежної безпеки.....	75
4.5 Технічні заходи виробничої санітарії	77
4.5.1 Освітлення виробничих приміщень	77
4.5.2 Опалення і вентиляція	78
4.5.3 Виробничий шум.....	79
ВИСНОВКИ.....	80
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	81

ВСТУП

Виробництво сталі в конвертерах не тільки гарантує отримання сталі з високою продуктивністю плавильного агрегату, але й дозволяє гармонізувати роботу всього технологічного ланцюга виробництва до максимально ефективної технічної системи від заливання сталі до отримання заготовок. За останні 20 років світове виробництво конвертерної сталі безпрецедентно зросло.

До початку військових дій 2022 р. в Україні у роботі перебувало 21 з 28 діючих доменних печей (75%), 18 конвертерів з 21-го (86%), 8 мартенівських печей з 9-ти (89%) та 5 електропечей з 16-ти (31%). Крім того, 7 доменних печей перебували на тривалій консервації (не працювали більше одного року).

Виробництво в довоєнний період складало:

- Чавуну - 23,6 млн тонн (108% до 2015 року);
- Сталі - 24,2 млн тонн (106%);
- Прокату - 21,4 млн тонн (106%).

Перше дослідження отримання сталі за допомогою вдування кисню згорі було проведено в 1939 році інженером М.І.Мозговим. У промислових масштабах процес використання кисню вперше був запроваджений у 1950-х роках на заводі в Австрії (Лінц і Дановіце). Зараз у світі працює понад 250 цехів з конвертерами різної потужності [1].

Активний розвиток процесів кисневої конверсії пояснюється тим, що вони мають багато переваг перед мартенівськими та електросталеплавильними процесами. Основні з них:

1) більша продуктивність одного агрегату (годинна продуктивність мартенівських печей і електродугових печей не перевищує 140 т, а для великих конвертерів досягає 400-500 т);

2) менші капітальні витрати, тобто витрати на будівництво заводу. Це пояснюється простотою конвертера і можливістю скорочення кількості плавильних установок, встановлених на заводі;

3) зниження витрат на перерозподіл, включаючи електроенергію, паливо, вогнетрив, заміну обладнання та зарплати;

- 4) процес більш зручний для автоматизації контролю процесу плавлення;
- 5) завдяки чітко визначеному ритму викиду розплаву роботу конвертера можна легко поєднати з безперервною розливкою [2].

На даний момент конвертерний процес дає досить широкий асортимент сортованих сталей - низьковуглецевих, середньовуглецевих, низьколегованих з вмістом вуглецю до 0,30%. Завдяки продувці чистим киснем сталь містить 0,002-0,005% азоту. Іншими словами, це те саме, що й маршова сталь. Також наявний надлишок тепла дозволить конвертеру переробляти великі обсяги брухту, що, безумовно, знизить собівартість сталі.

Узагальнюючи основні техніко-конструктивні особливості сучасних конвертерних цехів, можна виділити наступні характерні моменти:

- сучасні конвертерні цехи, як правило, обладнані двома великими конвертерами ємністю 150-315 тонн кожен. Це дозволяє узгодити основний потік навантаження з високою питомою продуктивністю плавильного агрегату;
- зменшення втрат енергії, втрат заліза, вогнетривів та інших витратних матеріалів, одночасно зменшуючи викиди CO₂ та пилу, ефективну переробку металобрухту та технічних відходів, утилізацію технічних відходів та переваги для навколишнього середовища. Пріоритет надаватиметься технічним рішенням, спрямованим на зменшення негативного впливу, розвиток транспортних систем тощо;
- комбінована продувка киснем зверху і нейтральним газом знизу стала найпопулярнішою в світі. Нижня форсунка може видувати не тільки аргон або азот, а й CO₂ або CO з інтенсивністю до 0,1 м³/(т·хв);
- підвищити ефективність конвертерної плавки на сучасних конвертерах, як контролювати положення та конструкцію верхнього сопла, швидкість нагнітання кисню, підвищити ефективність процесу розчинення вапна та оптимізувати параметри нагнітання аргону з нижнього сопла, і під час плавлення використовуються оперативні прогнози вмісту вуглецю;
- однією з найважливіших стратегій у технології та дизайні конвертерів є досягнення високої стабільності робочої футеровки;

- технологія десульфурзації чавуну в ковші стає все більш популярною для стабілізації процесу плавлення в конвертері та скорочення його часу;
- своєчасне виявлення та зрізання шлаку під час технічної передачі металу з конвертера в ківш є практично обов'язковою технічною операцією, що забезпечує підвищення якості металопродукції, що випускається;
- агрегати комплексної позапічної обробки сталі типу «ківш-піч». Це нагрівання металу, продування сталі аргоном, рафінування, доведення за хімічним складом, старіння. Практика виробництва конвертерів, сумісних з режимом впорскування, на МБЛЗ набуватиме все більшого поширення;
- застосування в технічному ланцюжку високопродуктивних МБЛЗ, максимально сумісних з технічним ритмом виробництва сталі в конвертерах.

Наведена серія рішень значно сприяла розробці так званої модульної схеми будівництва конвертерних цехів. Це включає поєднання окремих процесів плавлення сталі в конвертері та квазібезперервного впорскування в технологічному ланцюжку «Конвертер - Піч-Ківш – МБЛЗ». Насправді такі конструкції мають певний ресурс енергозбереження. Але це вимагає максимальної ритмічної роботи конвертерів і оптимальної схеми руху вантажів, що досягається при використанні двох конвертерів [2].

Окрім військових дій та їх наслідків, українська металургійна галузь накопичила низку невирішених проблем, незважаючи на те, що донедавна Україна входила до десятки світових лідерів за виробництвом сталі. Перед металургами нашої країни стоїть завдання модернізувати сталеливарне виробництво та покращити техніко-економічні показники, щоб зробити свою продукцію більш конкурентоспроможною.

Для нашої країни найбільш справедливим і економічно доцільним є заміна куничного процесу при виплавці сталі будівництвом або реконструкцією цехів із встановленням кисневих конвертерів. Крім того, одним із головних запасів для підвищення стабільності є створення комплексів непрофільної переробки та безперервного закачування сталі на існуючих і нових металургійних заводах.

Тому метою даної випускової кваліфікаційної роботи є проектування киснево-конвертерного цеху і розробка технології виплавки конструкційної сталі марки 16Г2АФД в кисневому конверторі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Характеристика сталі марки 16Г2АФД

Зварні металоконструкції використовуються в багатьох галузях промисловості, таких як будівництво, машинобудування, котлобудування, будівництво мостів і суднобудування. Крім того, що використовувані у виробництві сталі повинні відповідати експлуатаційним вимогам (мати відповідні механічні властивості), всі вони повинні бути зварюваними.

Сталь — сплав заліза з вуглецем (до 1,7%). Для отримання потрібних властивостей в сплав додають легуючі елементи. Змінюючи кількість вуглецю та легуючих елементів, можна отримати різні структури та фазовий склад сталі, що гарантує різні властивості, включаючи зварюваність.

Основним матеріалом для зварних конструкцій є низьковуглецева сталь (С < 0,25%). Для зварних конструкцій використовуються деякі середньовуглецеві сталі, але не високовуглецеві.

На відміну від сталі звичайної якості, конструкційна сталь піддається термічній обробці. Їх поділяють на дві групи. До першої групи відносяться сталі з нормальним вмістом марганцю, до другої — сталі з підвищеним вмістом марганцю. Для зварних конструкцій застосовуються відповідні марки сталі 10, 15, 20, 12К, 15К, 20К і сталі 10Г, 15Г, 20Г. У цьому випадку цифри представляють кількість вуглецю в сотих частках відсотка. Сталі 10, 15 і 20 призначені для деталей і елементів конструкцій з високою пластичністю при температурах від -40 до +450°C і сталей з індексом «Г» після термічної обробки відповідальних частин. Без термообробки - для зварних конструкцій. Види поставки: похилий і фасонний прокат, сталевий лист (товстий і тонкий), прутки, смуги, труби. Сталі з індексом «К» застосовуються в котлобудуванні для елементів котлів, посудин, що працюють при тисках і температурах до 450°C.

Хімічний склад і властивості сталі 16Г2АФД наведено в табл. 1.1-1.5.

Таблиця 1.1 – Характеристика сталі 16Г2АФД

Марка	16Г2АФД
Класифікація	Сталь конструкційна для зварних конструкцій
Доповнення	Сталь легована марганцово-ванадієва з азотом та міддю; За ГОСТ 27772-88 відповідає сталі для будівельних конструкцій С440Д
Використання	Виготовлення прокату підвищеної міцності та підвищеної стійкості проти атмосферної корозії, що застосовується в конструкціях загального призначення зі звареними, клепанними та болтовими з'єднаннями

Таблиця 1.2 - Види постачання сталі 16Г2АФД

В22 - Сортовий та фасонний прокат
В23 - Листи та смуги
В33 - Листи та смуги
В62 - Труби сталеві та з'єднувальні частини до них

Таблиця 1.3 - Хімічний склад у % матеріалу 16Г2АФД (ГОСТ 19281-2014)

С	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	V	N	Cu	As
0.14 - 0.2	0.3 - 0.6	1.3 - 1.7	до 0.3	до 0.035	до 0.03	до 0.4	0.08 - 0.14	0.015 - 0.025	0.15 - 0.3	до 0.08

Таблиця 1.4 – Технологічні властивості матеріалу 16Г2АФД

Зварюваність:	без обмежень
---------------	--------------

Таблиця 1.5 – Механічні властивості при T=20°C матеріалу 16Г2АФД

Сортамент	Розмір, мм	Межа короткочасної міцності s_b , МПа	Межа пропційності s_T , МПа	Відносне подовження при розриві d_5 , %
Лист, ГОСТ 19282-73	4	600	450	20
Лист, Клас міцності 390, ГОСТ 19281-2014	до 50	510	390	19

1.2 Фізико-хімічні основи виробництва сталі марки 16Г2АФД

В основі конвертерного процесу лежить обробка розплаву газоподібним окислювачем без додаткового зовнішнього підведення тепла. Процес плавлення здійснюється за рахунок хімічного тепла екзотермічної реакції та фізичного тепла, яке вносить рідкий чавун.

Розроблена роками процесу геометрія робочого простору конвертера забезпечує обробку розплав за допомогою окисних газів з дуже високою інтенсивністю без значних втрат металу. На великій реакційній поверхні, яка виникає в процесі видування, реакція окислення домішок протікає з високою швидкістю, що призводить до високої продуктивності обладнання.

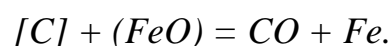
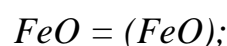
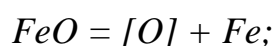
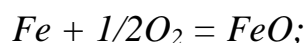
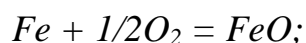
Коротко розглянемо фізико-хімічні реакції, що відбуваються в процесах виробництва сталі, такі як окислення домішок, шлакоутворення, десульфуріяція, дефосфорація, розкислення та легування.

Окислення домішок і шлакоутворення

На першому етапі плавлення, якщо концентрація домішок (C, Si, Mn, P) досить висока, інтенсивність (швидкість) окислення цих домішок визначається інтенсивністю надходження кисню (тобто обмежена). шляхом зовнішнього масообміну). Чим вище інтенсивність обдування, тим вище швидкість окислення домішок.

Під час видування надлишок вуглецю окислюється киснем і кремнієм, переважно марганцем і деякою кількістю заліза. Однак зауважте, що невелика частина домішок окислюється внаслідок прямої взаємодії з газоподібним киснем.

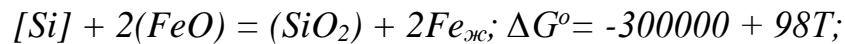
Окислення більшості домішок відбувається за більш складною схемою. Спочатку в зоні контакту струменя кисню з металом окислюється залізо $Fe + 1/2O_2 = FeO$. Це пов'язано з тим, що концентрація заліза набагато більше, ніж у інших елементів. Оксид заліза частково розчиняється в металі: $FeO = [O] + Fe$ і частково розчиняється в шлаку $FeO = (FeO)$, кисень, розчинений у металі та шлаку, окисляє інші складові рідкого чавуну. буде Наприклад, окислення вуглецю відбувається за такою схемою:



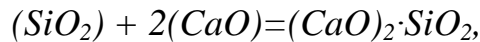
Таким чином, для продування у конвертері характерне пряме окислення заліза у зоні контакту кисневого струменя з металом (у «первинній реакційній зоні») та окислення решти складових металу за рахунок вторинних реакцій на межі з первиною реакційною зоною та у іншому об'ємі ванни.

Окислення кремнію

Кремній завдяки високій спорідненості до кисню інтенсивно окиснюється у перші хвилини продування киснем за реакціями:



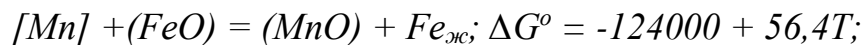
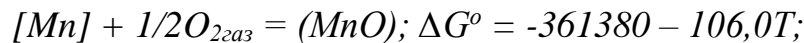
Кремнезем, що утворюється, взаємодіє з CaO, утворюючи силікати:



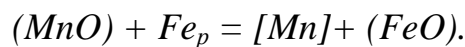
В результаті підвищення основності шлаку, підвищення міцності силікату кальцію і зниження концентрації вільного SiO₂ в шлаку кремній практично повністю окислюється протягом перших 3-5 хвилин продування. Процес видування непомітно витягує метал зі шлаку навіть у періоди інтенсивного зневуглицювання.

Окислення марганцю

До 3-5 хвилини продування окислюється близько 70 % марганцю, що міститься у чавуні за реакціями:



Зростання величини ΔG° при підвищенні температури свідчить про можливість перебігу зворотного процесу – відновлення марганцю:



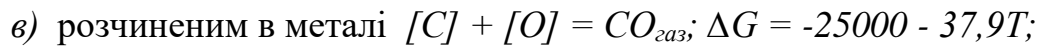
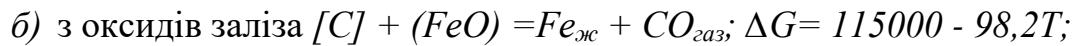
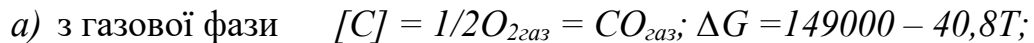
Цей процес отримав назву «марганцевий горб». Після закінчення продування, коли окислення заліза стає інтенсивним, вміст оксиду заліза в шлаку збільшується і спостерігається вторинне окислення марганцю.

Кінцевий вміст марганцю в металі в основному залежить від вмісту в чавуні і збільшується з підвищенням температури металу і зниженням окислення шлаку в кінці видування. Іншими словами, відновлення марганцю є найбільш значним у другій половині розчинення, де вуглець сильно окислюється, а температура ванни та основність шлаку високі.

Окислення вуглецю

Окислення вуглецю у кисневому конвертері відбувається переважно до CO; до CO₂ окислюється менше 10-15 % вуглецю, що міститься у чавуні.

Вуглець, розчинений в металі, окислюватиметься киснем:

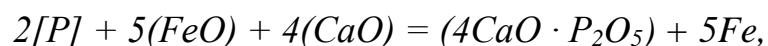


Окислення кремнію і марганцю інтенсивне на початку дуття, а швидкість окислення вуглецю відносно повільна (0,10-0,15%/хв), коли температура ванни невисока. Згодом із підвищенням температ

ури спорідненість між вуглецем і киснем зростає, а споживання кисню, необхідного для окислення марганцю та кремнію, зменшується (%/хв). Після закінчення продування вона знову зменшується за рахунок зменшення вмісту вуглецю в металі. Роль реакцій зневуглицювання в кисневих конвертерних плавильних заводах дуже висока, тривалість окислення вуглецю визначає тривалість видування, а вивільнені бульбашки CO відповідають за видалення азоту та водню з металу та забезпечують сильне змішування. Шлак, що сприяє поліпшенню дефосфорації та десульфурзації.

Дефосфорація

Дефосфорація — тобто видалення з металу у шлак фосфору, здійснюється за екзотермічною реакцією (виділяється 767 290 Дж/моль)



$$\lg K = 40067/T - 15,06$$

Для успішного перебігу шлаку необхідні підвищена основність і окислюваність, а також низькі температури. У кисневих конвертерах створені сприятливі умови для видалення фосфору зі шлаку.

Дефосфорація починається відразу після початку продування. Це пояснюється швидким початком утворення лужного шлаку з високим вмістом заліза. Оскільки реакція дефосфорації супроводжується виділенням тепла, дефосфорація найактивніше відбувається в першій половині продування при відносно низькій температурі.

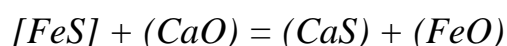
Кінцевий вміст фосфору в металі залежить від кількості шлаку і повноти реакції дефосфорації. Зазвичай він характеризується коефіцієнтом розподілу фосфору $(P_2O_5)/[P]$ між шлаком і металом. Це значення в умовах кисневого конвертера коливається від 40 до 80-100 і в цих межах зазвичай є вищим, що призводить до вищої лужності та окислення шлаку та нижчих температур металу в кінці видування. Крім того, покращене змішування металу та шлаку сприяє більш повному процесу дефосфоризації та збільшенню значення $(P_2O_5)/[P]$. При цьому чим більше час контакту між металом і шлаком, тим швидше утворюється шлак.

Велике значення має і кількість шлаку. Чим більше маса шлаку, тим повніше дефосфорація. Тобто при тому самому значенні коефіцієнта розподілу фосфору в шлак надходить більше фосфору. Тому збільшення вмісту фосфору в чавуні зазвичай збільшує кількість конвертерного шлаку.

Як правило, якщо чавун має вміст фосфору менше 0,15-0,20%, то метал наприкінці видування буде містити менше 0,02 фосфору.

Десульфуріяція

Десульфуріяція в кисневому конвертері відбувається протягом усього процесу видування і в основному здійснюється шляхом видалення сірки з металу всередині шлаку. При цьому частина сірки (5-10%) видаляється у вигляді SO_2 в результаті окислення продувкою киснем.



$$\lg K = - 5693/T + 1,528$$

Для видалення сірки потрібен високоосновний шлак і низький вміст у ньому оксиду заліза. Оскільки конвертерний шлак містить значну кількість FeO (7-20%), розгортання сіркоочистки обмежене (30-40%). Так, переробка чавуну нормального складу дає в кінці операції метал з вмістом сірки 0,02-0,040%. Для звичайних марок сталі цей показник можна вважати задовільним. При виплавці сортових сталей вміст сірки не повинен перевищувати 0,035%, тому випуск металів з конвертера в ківш, а також позапічні операції сіркоочистки слід продовжувати. По-друге, ступінь десульфуріяції зростає зі збільшенням кількості шлаку, а прискорене шлакоутворення та збільшення часу продування також сприяють десульфуріяції.

Вплив температури на ступінь десульфурації: Оскільки реакція поглинання сірки супроводжується дуже незначним тепловим ефектом, зміни температури не роблять помітного впливу на зміщення її рівноваги. Однак підвищення температури ванни конвертера знижує в'язкість шлаку і сприяє дифузії компонентів, що беруть участь в реакції десульфурації, що значно покращує десульфурацію.

Розкислення сталі

Після завершення плавлення велика кількість кисню розчиняється в конвертерній сталі. Отже, необхідною операцією після доведення складу металу до заданого хімічного складу за вуглецем є операція розкислення, тобто видалення кисню, розчиненого в розплавленій сталі, і виділення з неї відповідних металів.

Розкислення сталі здійснюється методом глибокого шару в ковші при випуску металу. При плавці нерухомої сталі разом з потоком металу в ківш вводять розкислювачі в такому порядку: спочатку додають феромарганець або силікомарганець, потім феросиліцій і, нарешті, алюміній.

Додавання поглинача кисню починається після того, як ківш заповнюється приблизно на $1/4$ рідким металом, і закінчується, коли ківш заповнюється на $2/3$. Це запобігає потраплянню поглинача кисню в шлак і його спалюванню. При розрахунку кількості розкислювача слід враховувати відходи, які становлять 10-25% марганцю, 15-25% кремнію при розкисленні м'якої сталі. Витрата алюмінію 0,15-0,20 кг на тону сталі.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Опис конструкції кисневого конвертера комбінованого дуття

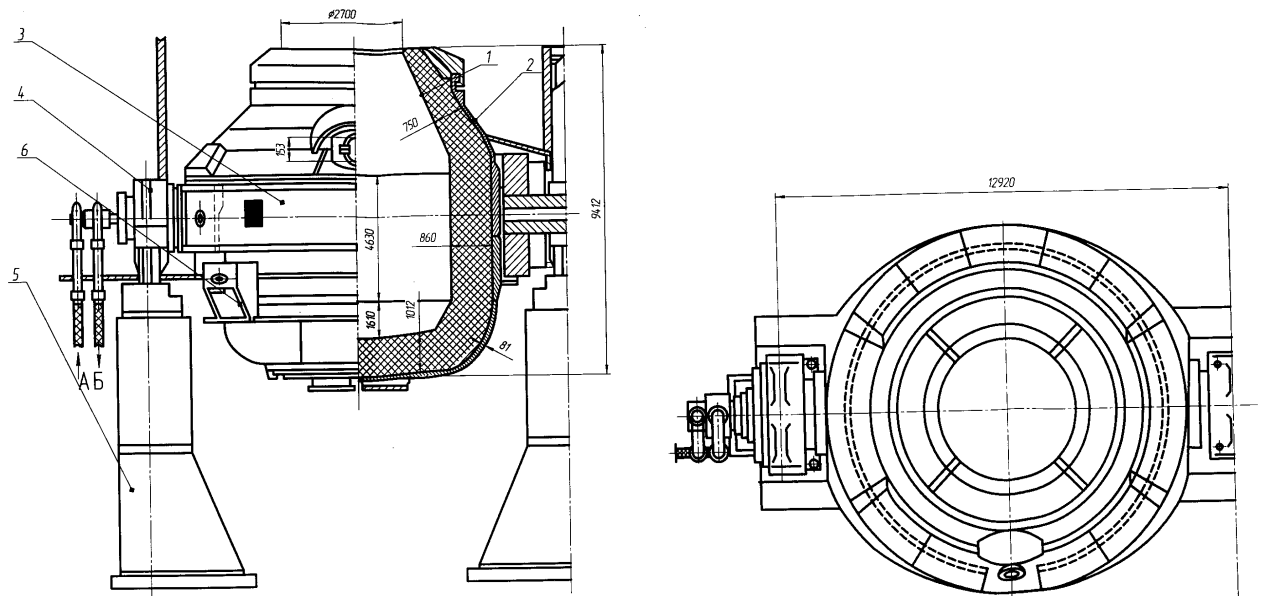
Кисневий конвертер (LD конвертер з німецької Linz Dusenverfahren, BOF – з англійської Basic Oxygen Furnace) являє собою посудину, що повертається на цапфах, грушоподібної форми. Пристрій кисневого конвертера верхнього дуття показано на рис. 2.1. Конвертер футерований зсередини вогнетривами і обладнаний льоткою для випуску сталі й отвором зверху для введення в порожнину кисневої фурми, відводу газів, заливання чавуну, завантаження брухту й шлакоутворюючих і зливу шлаку [6-7].

Типові конструкції кисневих конвертерів мають тоннаж 50 т, 100 т, 130 т, 160 т, 200 т, 250 т, 350 т і 400 т.

Розміри конвертеру повинні перш за все забезпечувати продувку без викидів металу через горловину, оскільки викиди зменшують вихід придатного і потребують періодичної зупинки конвертера для видалення настилів металу з горловини і вхідної частини котла-утилізатора. Основні параметри, що визначають можливість роботи конвертеру без викидів – питомий об'єм (об'єм робочої порожнини, що приходить на 1 т рідкої сталі, $\text{м}^3/\text{т}$) і відношення висоти робочої порожнини до її діаметру H/D [8].

Для конвертерів, що будують у останні роки, ємністю 100-350 т величину питомого об'єму приймають у межах 1-0,85 $\text{м}^3/\text{т}$, а H/D від 1.55 до 1.4-1,45, причому в цих межах вони повинні знижуватись по мірі збільшення ємності конвертеру.

Глибина ванни рідкого металу в спокійному стані вимірюється від 1,0 до 1,8-1,9 м, зростаючи зі збільшенням ємності конвертеру.



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 завантажувати залізний брухт одразу. У той же час більший діаметр спричиняє втрати тепла випромінюванням і трохи збільшує вміст азоту в сталі. Це пояснюється тим, що більше повітря потрапляє в конвертер через більші отвори, і його азот розчиняється в металі. Кут нахилу горловини до вертикалі в існуючих конвертерах коливається від 20° до 35° . Ґрунтуючись на практичних даних, ми виявили, що збільшення цього кута вище 26° є неефективним, оскільки стабільність задньої частини ший зменшується зі збільшенням нахилу. Кут у нижній частині конвертора часто становить 20-30 градусів, досягаючи 35-40 градусів для конвертів зі знімним дном.

Шийка, звужуючись догори, примикає до циліндричної частини, нижче якої є звуження, що завершується кулястою основою. Звуження днища і сферична форма днища запобігають утворенню застійних зон при циркуляції металу в конвертерах з верхньою продувкою.

Корпус конвертера виготовлений із зварних сталевих пластин товщиною 20-110 мм, зварених або виконаних з окремим днищем, яке кріпиться болтами

або клиновими з'єднаннями. Положення горловини конвертера симетричне, що дозволяє йому входити в кисневу насадку строго по осі конвертера. При цьому забезпечується рівномірне видалення струменів кисню від стінок конвертера, що забезпечує рівномірний знос футеровки.

Горловина піддається впливу більш високих температур і шлаку, ніж інші елементи корпусу, і може бути пошкоджена під час видалення застиглих металевих бризок і в процесі евакуації шлаку. Тому верхню частину шиї захищає величезний шолом.

Цапфовий гідротрансформатор спирається на роликові опорні підшипники, закріплені на опорній рамі. Підшипник забезпечує можливість повороту гідротрансформатора навколо осі цапфи. При цьому один підшипник нерухомий, а інший «плаває», що дозволяє йому переміщатися на 15-30 мм уздовж осі цапфи.

Кисневий конвертер оснащений окремим опорним кільцем, на якому кріпиться цапфа і фіксується кожух із зазором 150-200 мм. Завдяки зазору деформації, що виникають при температурному розширенні корпусу, не передаються на опорне кільце і цапфа не перекошується. Опорне кільце являє собою конструкцію, що складається з двох півкільць і двох закріплених між ними цапф. Півкільця і пластини фіксуються шпильками. Півкільця виготовляють із зварних заготовок прямокутного (коробчатого) перерізу. Над ними до корпусу перетворювача приварена захисна кришка, яка захищає кільця від перегріву та попадання крапель металу чи шлаку. Цапфа зазвичай запресована в пластину цапфи та прикріплена до опорного кільця.

Обертний механізм обертає перетворювач на 360° навколо осі шпинделя зі швидкістю від 0,1 до 1 м/хв. Обертання конвертера необхідне для виконання таких технічних операцій, як лиття чавуну, скидання брухту, скидання сталі та шлаку [8].

Футеровка конвертера піддається впливу високих температур і працює в таких важких умовах, як дія металу і шлаку, що її роз'їдають, термічні напруги внаслідок температурних коливань футерування, зіткнення частин шихти під час заряджання та збільшення змінних навантажень. Це викликано обертанням конвертера.

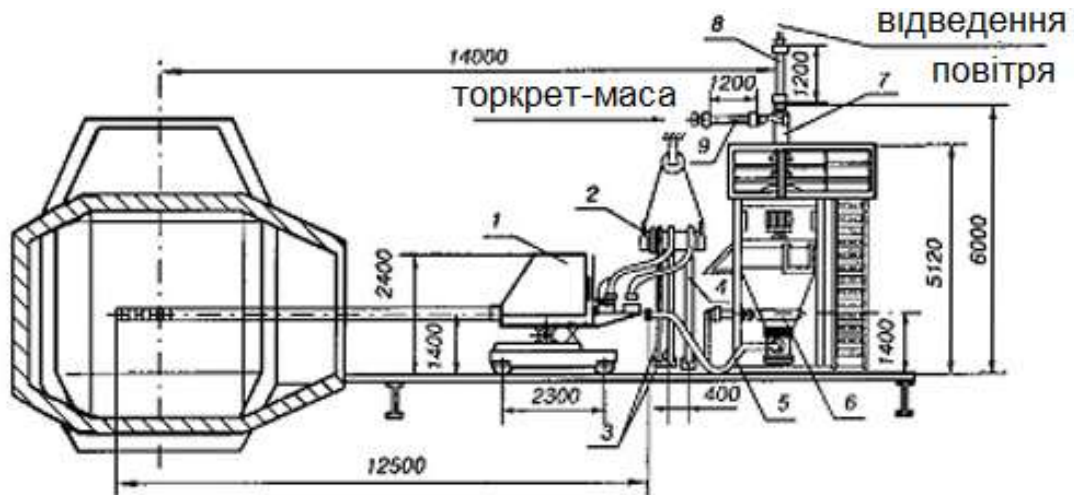
Підкладка має двошарову структуру армування та обробки. Армуючий шар товщиною 110-250 мм, що примикає до обшивки, знижує тепловтрати і захищає обшивку в разі вигорання робочого шару. Арматурний шар виконується з магнезитової або хромітомагнезитової цегли і не потребує заміни протягом тривалого часу. Внутрішній або робочий шар зношується в процесі експлуатації і замінюється при ремонті футеровки. Для укладання робочого шару використовуються периклазові карбонові вироби. Його товщина 500-800 мм в залежності від потужності конвертера.

Футеровку льотки зроблені з урахуванням того факту, що вони зношуються швидше та потребують заміни частіше, ніж інші накладки. Мушка поміщається в блок плавленого магнезиту з наскрізними отворами, які утворюють канал мушки. Опір польоту від 60 до 120 поплавків.

Довговічність підкладки визначається міцністю найбільш зношених ділянок. Для підвищення довговічності футеровки застосовують диференційований спосіб кладки (місця підвищеного зносу футерують вогнетривами високого опору). Намагаються уникнути перегріву металу, добитися раннього утворення високоосновних шлаків і зменшити кількість вибухів. Застосовують гарячий ремонт шлакофакельним і напівсухим торкрет-бетонним методами [9].

Його суть полягає у ремонті пошкоджених ділянок футеровки шляхом нанесення вогнетривкої маси, що виконується за допомогою напилювальної машини (рис. 2.2).

Дробеструйне оброблення починають після того, як футерівка буде зношена приблизно до половини допустимої величини, протягом 4-20 хвилин, з частотою 2-18 поплавків і товщиною шару 5-18 поплавків, нанесеного методом дробеструйної обробки. Довговічність підкладки може становити до 4-5000 плавок [9]. У сучасних цехах обов'язкова продування розплаву киснем і нейтральними газами. Дві кисневі фурми розташовані над кожним конвертером. Робоча фурма, де здійснюється продувка, і запасна фурма, підключена до системи подачі кисню та 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

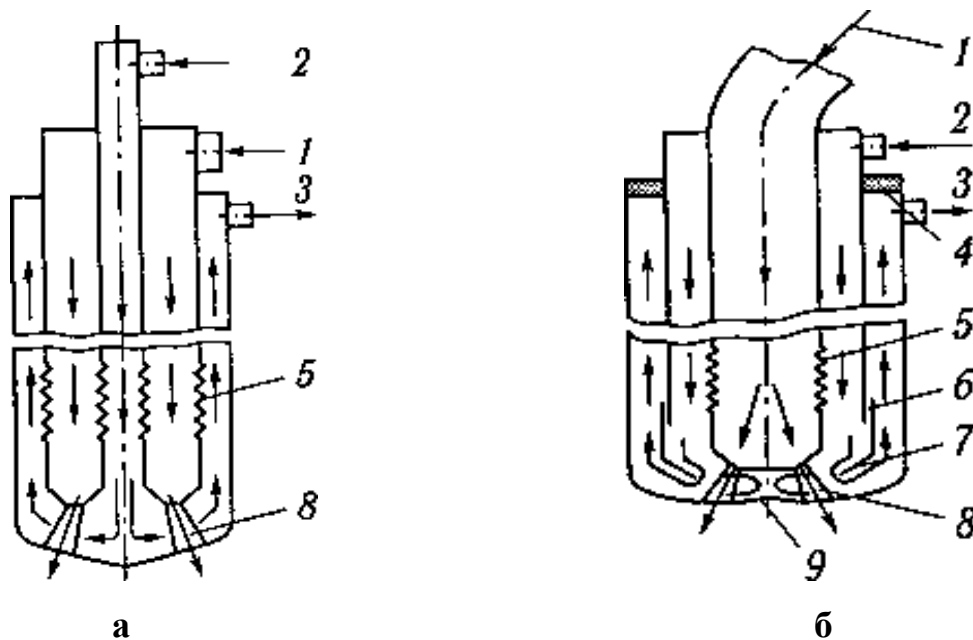
Привід підйому фурми розташований на рухомій платформі, рух якої дозволяє швидко замінити згорілі фурми на запасні. Після того, як нова фурма займе майстерню, згоріла фурма під'єднується до крана та переміщується на підставку, де знімається шланг, а звідти фурму краном переміщують до ремонтної зони, де розрізають палубу. Замість цього на підставку встановлюється відповідна фурма, до неї прикріплюється шланг, а потім прикріплюється до платформи. Ви можете змінювати швидкість руху фурми від 0,1 до 1 м/с. Така схема підготовки фурми пов'язана з необхідністю встановлення високопідйомного крана на прольоті конвертера та облаштування ремонтної зони на цеху.

Ключовою особливістю технології виробництва сталі є сила удару, тобто споживання кисню на тону розплавленої сталі незначне. В основному інтенсивність продувки становить 3-4 м³/(хв т), але можуть бути досягнуті і більші значення. Збільшення інтенсивності продувки скорочує її тривалість, але також збільшує вихід слідів газу з конвертера. Це збільшує розмір і вартість газовідвідних трубок і вартість очищення газу [4, 5].

Охолодження топки здійснюється водою, що подається насосом під тиском 0,8-1,6 МПа. Вода подається до фурми і відводиться з неї через гнучкий металевий шланг, що дозволяє фурмі вільно рухатися.

Подача кисню з магістральної лінії здійснюється під тиском 1,6-2,5 МПа за допомогою гнучких гофрованих шлангів з нержавіючої сталі (металеві рукави), покритих захисним металевим дротяним обплетенням. Через втрату тиску на місцевій опорі перед соплом пістолета воно становитиме 1,0-2,0 МПа.

Киснева фурма складається з трьох з'єднаних між собою сталевих трубок, розташованих концентрично (рис. 2.3). Повітряний зазор між трубами використовується для подачі кисню і води. У більшості випадків кисень подається по центральній трубі (рис. 2.3, а). При цьому вода для охолодження фурми подається із середньої труби і відводиться із зовнішньої труби. Використовують також фурми, які подають воду з центральної труби і кисень з центральної труби (рис. 2.3, б). Витрата води до 500 м³/год.



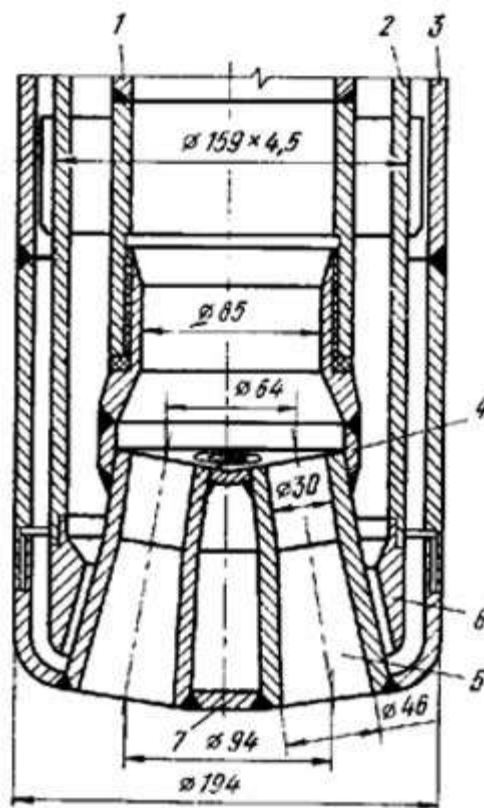
1 - підведення кисню; 2, 3- підведення й відвід води; 4 - чепцеве ущільнення; 5 - сільфонний компенсатор; 6 - телескопічне з'єднання; 7 – напрямні пристрої; 8 - сопло; 9 - виїмка

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

Корпуси фурми витримують від 50 до 250 плавов, залежно від конструкції, типу системи, інтенсивності охолодження та умов експлуатації. Наконечники фурм в зоні теплового потоку $t_{\max} \approx 2600^\circ\text{C}$ зазвичай виготовляються з чергування міді і прикручуються або приварюються до внутрішньої і зовнішньої труб. Форсунки мають кілька форсунок типу сопла Лаваля (від 3-4 до 6-7, збільшуються зі збільшенням потужності конвертера), розгалужених у формі віяла. Кут нахилу форсунки відносно осі форсунки зменшується зі зменшенням об'єму (від 19° для 7-ми форсунок до 9° для 3-х форсунок).

Висота фурми над ванною може варіюватися від 1,0 до 4,8 м від висоти нерухомого металу під час плавлення. Це значення зростає зі збільшенням потужності перетворювача.

Довжина фурми конвертера 300 т становить 27 м [4,5].



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

Рисунок 2.4 – Головка чотирьох соплової кисневої фурми

Для перетворення енергії тиску в кінетичну і забезпечення швидкості виходу кисню (>500 м/с) із сопла використовується сопло Лаваля (рис. 3.4). Це не-

обхідно тому, що струмінь проникає глибоко у ванну і кисень повністю засвоюється [10].

Загальна компоновка конвертера як сталеплавильного агрегату визначається технічними особливостями плавки, які забезпечують максимальну продуктивність. Викид металів з метою скорочення втрат часу при виконанні окремих технічних операцій, пов'язаних із завантаженням шихти, продуванням, шлакоутворенням в процесі плавки і необхідністю введення додаткового матеріалу, а також газовідведенням і скиданням шлаку. Робочий простір перетворювача стає мобільним і може займати різні позиції за потреби, обертаючись на 360° навколо своєї осі. Таким чином, до складу монтажного комплексу перетворювача входять наступні компоненти: корпус конвертера з шарнірно-шкворневим і поворотним механізмом, системи подачі окисних і нейтральних газів, системи видалення, охолодження і очищення димових газів, шлакоутворення і додаткових матеріалів, а також технічне обслуговування і ремонт футеровок конвертера.

2.2 Розрахунок характеристик конвертеру

Садка конвертеру, G , т $= 250$;

Витрати чавуну на плавку, $M_{\text{чав}}$, т $= 195$;

Витрати брухту на плавку, $M_{\text{л}}$, т $= 55$;

Витрати феросплавів, $M_{\text{ф}}$, т $= 8$;

Інтенсивність продувки, I_{O_2} , $\text{м}^3/\text{хв.}$ $= 1200$;

Засіб продувки – комбінований ($O_2 + Ar$), засіб розливання – МБЛЗ

2.2.1 Розрахунок ванни конвертера

Допустимі кисню витрати на одне сопло фурми g_o , які визначаються ванни гідродинамікою та стійкістю футеровки днища, обчислюємо:

$$g'_{O_2} = 3,8k_z^{-3}G^{0,75}, \text{ м}^3/\text{хв.}, 1 \text{ сопло}, \quad (2.1)$$

$$\text{де } k_z = (1,56-1,2) \cdot 10^{-3}G, \text{ – коефіцієнт запасу по глибині ванни.} \quad (2.2)$$

$$k_z = 1,4 * 0,001 * 250 = 0,375$$

$$g'_{O_2} = 0,38 * (0,35)^{-3} * (250)^{0,75} = 453 \left(\frac{M^3}{XB} \right).$$

Розраховуємо число сопел у фурмі. У фурмі кількість сопел дорівнюється цілому числу n:

$$n' = \frac{I_{O_2}}{g'_{O_2}} \quad (2.3)$$

$$n' = \frac{1200}{453} = 2,65 \approx 3 (\text{штуки}).$$

На одне сопло фурми фактичні витрати кисню складають:

$$g_{O_2} = \frac{I_{O_2}}{n} \quad (2.4)$$

$$g_{O_2} = \frac{1200}{3} = 400 \left(\frac{M^3}{XB} \right), \text{ на 1 сопло фурми.}$$

Кут нахилу сопла до вертикалі мінімальний складає:

$$\alpha \geq 3n \quad (2.5)$$

$$\alpha \geq 3 * 3 = 9^\circ.$$

Об'єм ванни, що вміщує рідкий метал, складає, при формі ванни зрізаного конусу:

$$V_B = k_\phi * \frac{\pi}{4} * D_B^2 * H_B \quad (2.6)$$

або

$$V_B = \frac{\pi}{12} H_B D_B^2 \left[1 - \frac{D_d}{D_B} + \left(\frac{D_d}{D_B} \right)^2 \right] \quad (2.7)$$

З рівнянь 2.6 та 2.7, зазначив $x = \frac{D_d}{D_B}$, маємо $x^2 + x - (3k_\phi - 1) = 0$. Звідки отриму-

ємо:

$$\frac{D_d}{D_B} = -0,5 \pm \sqrt{0,25 + (3k_\phi - 1)} \quad , \quad (2.8)$$

де k_ϕ – середнє статистичнє значення форми, і для конвертерів верхнього та комбінованого дугтя складає $= 0,88$, тому

$$\frac{D_d}{D_B} = -0,5 + \sqrt{0,25 + (3 * 0,88 - 1)} = 0,875$$

Інше вирішення даного рівняння не має фізичного змісту, тому його не рахуємо, а просто відхиляємо.

Знаходимо глибину ванни конвертеру використовуючи статистичну модель:

$$H_B = 0,386 * G^{0,27} \quad (2.9)$$

$$H_B = 0,386 * (250)^{0,27} = 1,714(м) \quad ,$$

Тому D_B розраховуємо по формулі:

$$D_B = \left(\frac{4G}{k_\phi \rho \pi H_B} \right)^{1/2} \quad , \quad (2.10)$$

де ρ – густина рідкого металу, $= 7 \text{ т/м}^3$. Тоді:

$$D_B = \left(\frac{4 * 250}{0,88 * 7 * 3,14 * 1,71} \right)^{1/2} = 5,5(м) \quad .$$

А об'єм ванни конвертеру складає по формулі 2.7:

$$V_B = \frac{3,14}{12} * 1,71 * 5,5^2 [1 - 0,875 + 0,875^2] = 36,14(м^3) \quad .$$

2.2.2 Визначення висоти робочого простору конвертера

Умовний вільний об'єм конвертера (над поверхнею ванни) і його висота визначаються інтенсивністю продування на сопло, складом і кількістю шлаку і умовами його спінювання. Аналітичні розрахунки об'ємного зростання в рідких шлакових металевих ваннах практично неможливі. Статистична модель встановлює залежність між висотою робочого простору та глибиною ванни, яка є засобом доставки кисню [4].

Розрахунок висоти робочого простору необхідно виконувати для комбінованої продувки за формулою

$$\frac{H_p}{H_B} = 5,39 \pm 0,16(\text{м}) \quad (2.11)$$

Звідки отримуємо

$$H_p = 5,45H_B = 5,45 * 1,71 = 9,34(\text{м}).$$

2.2.3 Визначення діаметра горловини конвертера

Конструктивно максимальний діаметр горловини визначається умовами випуску сталі, що видно з рисунку 2.5.

Рідка ванна (метал та шлак) повинні розміщатися до зрізу горловини конвертера, що гарантує від переливу шлаку крізь горловини при випуску сталі [5].

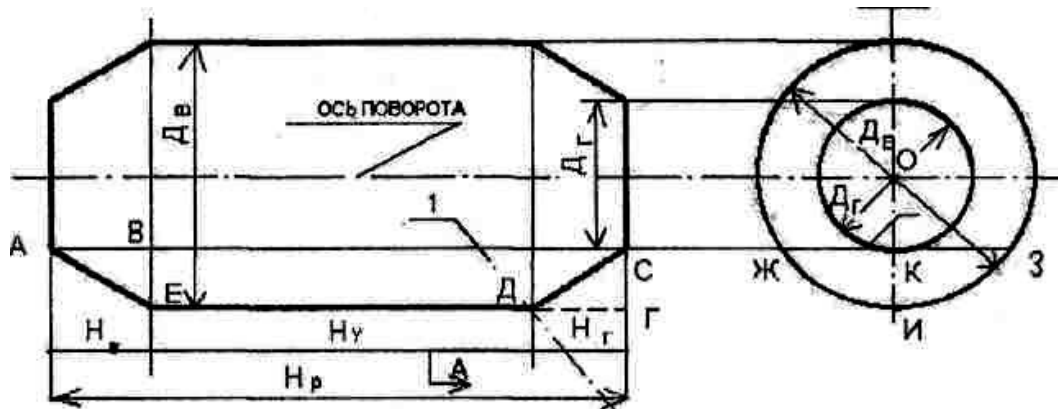
Об'єм рідкої ванни наприкінці плавки складає (рисунок 2.5 АВСДЕ)

$$V_p \approx 0,9 \frac{G}{\rho_m} + \frac{M_{ш}}{\rho_{ш}} = \frac{G}{\rho_m} (0,9 + \frac{M_{ш}}{G} * \frac{\rho_m}{\rho_{ш}}) \quad (2.12)$$

При $\frac{M_{ш}}{G} \approx 0,15$, $\rho_m = 7 \text{ т/м}^3$ та $\rho_{ш} \approx 3 \text{ т/м}^3$ маємо

$$V_p = 1,25 \frac{G}{\rho_m} \quad (2.13)$$

$$V_p = 1,25 \frac{250}{7} = 62,5(\text{м}^3)$$



1 – рівень рідкої ванни

Рисунок 2.5 – Положення конвертера при випуску сталі:

Прийняв форму рідкої ванни, як переріз циліндра (рис 2.5 ВСГДЕ) довжиною $H_p - H_v$, визначимо площину сегменту ЖКЗИ (рисунок 2.5 А-А)

$$F_c \approx V_p / (H_p - H_v) = 2/3 \text{КИ} * \text{ЖЗ} \quad (2.14)$$

З рисунку 2.5 видно, що $\text{КИ} = 0,5(D_B - D_G)$, а $\text{ЖЗ} = 2 \left[\left(\frac{D_B}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_G}{2} \right)^2 \right]^{1/2}$.

Звідки маємо:

$$F_c = \frac{D_B^2}{3} (1-x)(1-x^2)^{1/2}, \quad (2.15)$$

де $x = D_G/D_B$.

Відносно x рівняння (2.15) вирішується графічним методом, або чисельним методом [4].

Діаметр горловини приймається по статистичним моделям

$$D_G = (0,4 \dots 0,6) D_B, \quad (2.16)$$

Тобто

$$D_G = 0,5 * 5,5 = 2,75(\text{м}).$$

2.2.4 Визначення висоти шоломової частини конвертера

Висота шоломної частини конвертера визначається за умови отримання максимального об'єму робочого простору конвертера та конструктивної стійкості футеровки. Допустимий кут нахилу вагонки до вертикалі 25-30°. Його перевищення призводить до руйнування кладки, а її зменшення призводить до зменшення робочого простору конвертера та висоти циліндра, де розташоване опорне кільце конвертера [5].

Вибравши значення $\alpha=30^\circ$, розраховуємо

$$H_{ш} = \frac{D_B - D_r}{2 \operatorname{tg} \alpha} \quad (2.17)$$

$$H_{ш} = \frac{5,5 - 2,75}{2 \operatorname{tg}(\frac{\pi}{6})} = 2,38(\text{м}).$$

2.2.5 Діаметр сталевипускного отвору

Сталевипускний отвір являє собою циліндричний або шоломо-конічний перетин, розміщений перпендикулярно корпусу конвертера. Вісь отвору лежить в площині, перпендикулярній осі обертання перетворювача, на стику циліндричної частини футеровки і шоломної частини [4].

Розмір отвору повинен забезпечувати тривалість випуску сталі для конвертерів ємністю 250 т 6-9 хв.

Діаметр отвору розраховується за формулою:

$$d_{от} = 0,182 D_{пр} (\mu \pi)^{-0,5} \left(\frac{H}{2g}\right)^{0,25}, \quad (2.18)$$

де $D_{пр}$ – приведений діаметр дзеркала ванни (рисунок 2.5);

H – довжина по вертикалі від зрізу горловини до зовнішнього зрізу сталі випускного отвору, м;

μ – коефіцієнт витрат, дорівнюється 0,6...0,8.

$$d_{\text{от}} = 0,182 * 2,47(3,14 * 0,7)^{-0,5} \left(\frac{6,96}{2 * 9,81} \right)^{0,25} = 0,234(\text{м}).$$

Отвір конвертера виготовляють із спеціальних вогнетривних трубок, які мають стандартні розміри. Діаметри трубок 140, 160, 180, 200, 220, 250 та 300 мм [2].

Тому вибираючи з приведеного ряду стандартних розмірів приймаємо $d_{\text{от}}=250$ мм.

2.2.6 Об'єм робочого простору конвертерів

Висота циліндричної частини конвертера

$$H_{\text{ц}} = H_{\text{р}} - H_{\text{в}} - H_{\text{г}} \quad (2.19)$$

$$H_{\text{ц}} = 9,34 - 2,38 - 2,9 = 4,06(\text{м}).$$

Об'єм циліндричної частини

$$V_{\text{ц}} = \frac{\pi}{4} H_{\text{ц}} D_{\text{в}}^2 \quad (2.20)$$

$$V_{\text{ц}} = \frac{3,14}{4} * 4,06 * 5,45^2 = 96,2(\text{м}^3).$$

Об'єм шоломової частини

$$V_{\text{ш}} = \frac{\pi}{12} (D_{\text{в}}^2 + D_{\text{г}}^2 + D_{\text{в}} D_{\text{г}}) \quad (2.21)$$

$$V_{\text{ш}} = \frac{3,14}{12} (5,45^2 + 2,75^2 + 5,45 * 2,75) = 13,8(\text{м}^3).$$

Об'єм робочого простору конвертера

$$V_{\text{рп}} = \sum V \quad (2.22)$$

$$V_{\text{рп}} = 13,8 + 96,2 + 36,14 = 146,13(\text{м}^3).$$

Питомий об'єм конвертеру

$$V_{\text{пит}} = \frac{V_{\text{рп}}}{G} \quad (2.23)$$

$$V_{\text{шт}} = \frac{146,13}{250} = 0,58 \left(\frac{\text{м}^3}{\text{т}} \right).$$

2.2.7 Футеровка конвертера

Футеровка конвертера має армуючий шар і робочий шар. Іноді між ними укладають шар вогнетриву товщиною 50-60 мм. Армуючі шари виконують із звичайної магнезитової або хромомagneзитової цегли, що встановлюються в один або два ряди по краях лицьової кладки. Отже, розмір армуючого шару вагонки становить 115 мм або 230 мм. На циліндричній частині конвертера розміщений армуючий шар. Для конвертерів $G > 250$ т армуючий шар можна також розмістити в зоні шолома.

Робочий шар виконується з магнеєвого або доломітового вогнетриву, цегли 75x150x(300, 360, 420) мм або блоку 125x125x (300, 360, 420 мм).

Робочий шар влаштовують послідовно блоками з розплавленого заповнювача довжиною 700-1000 мм. Товщина футеровки циліндра розраховується наступним чином [2].

$$T_y = 0,142\sqrt[3]{G} \quad (2.24)$$

$$T_y = 0,142\sqrt[3]{250} \approx 0,9(\text{м}).$$

Ця величина є орієнтиром для проектування облицювання з урахуванням товщини армуючого шару і типорозміру цегли або блоків.

Товщина футеровки шоломної частини конвертера на 115-150 мм менше циліндричної частини і на 150-500 мм товщі внизу.

2.2.8 Корпус конвертера

Корпус конвертера зварений з листового прокату низьколегованої нестайрної сталі. Товщина тіла різна. Максимальна товщина циліндричного або торідального нижнього листа, прикріпленого до опорного кільця.

Шоломна частина і лист днища товщі в 1,2-1,5 рази. Товщину корпусу циліндричної частини можна приблизно розрахувати [5].

$$T_{ц} = 0,015G^{1/3} \quad (2.25)$$

$$T_{ц} = 0,015 * (250)^{1/3} = 0,095(\text{м}) .$$

2.3 Розрахунки кисневої фурми, сопла Лаваля та параметрів кисневого потоку

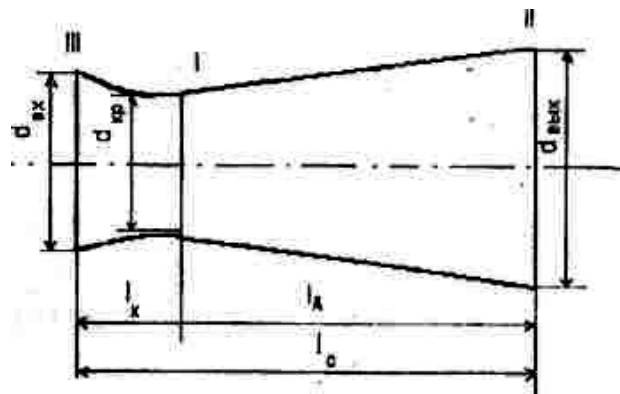
Розрахунки турелей виконуються для наступних цілей:

- Визначення кількості форсунок та їх розмірів для забезпечення заданого споживання кисню;
- визначення витрати води на охолодження форсунок і на основі цього – вибір труб для виготовлення фурм.

Вихідні дані:

садка конвертера G, т	=250;
інтенсивність продувки іо ₂ , м ³ /хв.	=1200;
тиск кисню перед соплом P ₀ , МПа	=1,2;
тиск за соплом P _{вих} , МПа	=0,106;
температура кисню t, °С	=25.

Необхідно обрахувати: конструктивні розміри сопла (рисунок 2.6) та параметри кисневого струму на перерізі сопла. Схема сопла Лаваля показана на рисунку 2.6.



I-критичний переріз сопла; II – вихідний переріз сопла; III- вхідний переріз сопла

Рисунок 2.6 – Схема сопла Лаваля

Масові затрати кисню у будь-якому перерізі сопла константні і складають

$$m_{O_2} = \rho_{O_2} g_{O_2} / 60 = \rho_i V_i f_i \left(\frac{\text{кг}}{\text{с}} \right), \quad (2.26)$$

де ρ_i , V_i , f_i – відповідно густина, швидкість кисню, будь-який переріз сопла, $\text{кг}/\text{м}^3$, $\text{м}/\text{с}$, м^2 .

$$\rho_{O_2} = \frac{P_n M}{RT_o} - \text{густина } _ \text{кисню} \left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right) \quad (2.27)$$

$$\rho_{O_2} = \frac{1200000 * 0,032}{8,314 * 298} = 15,5 \left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right).$$

Тоді

$$m_{O_2} = 15,5 * 300 / 60 = 77,5 (\text{кг}).$$

Для критичного перерізу сопла визнаємо:

Швидкість

$$V_{кр} = \sqrt{\frac{2k}{k+1}} \sqrt{\frac{RT_{кр}}{M}}, \frac{\text{м}}{\text{с}} \quad (2.28)$$

Температуру

$$T_{кр} = T_o \left(1 - \frac{k-1}{k+1} \right), \text{К} \quad (2.29)$$

Тиск

$$P_{кр} = P_o \left(\frac{2}{k+1} \right)^{\frac{k}{k-1}}, \text{Па} \quad (2.30)$$

Густина

$$\rho_{th} = \frac{P_{кр} M}{RT_{кр}}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \quad (2.31)$$

де $k = \frac{C_v}{C_p}$ – стала адіабати і дорівнює $= 1,4$

Тоді

$$T_{кр} = 298 \left(1 - \frac{1,4-1}{1,4+1}\right) = 248(K)$$

$$V_{кр} = \sqrt{\frac{2 * 1,4}{1,4+1}} \sqrt{\frac{8,314 * 248}{0,032}} = 274,36 \left(\frac{M}{c}\right)$$

$$P_{кр} = 12 \left(\frac{2}{1,4+1}\right)^{1,4/1,4-1} = 6,34(amM)$$

$$\rho_{кр} = \frac{6,34 * 10^5 * 0,032}{8,314 * 248} = 9,825 \left(\frac{KГ}{M^3}\right).$$

З рівнянь (2.28)...(2.31) вишукуємо площу та діаметр критичного перерізу сопла:

$$f_{кр} = \frac{m_{O_2}}{\rho_{кр} V_{кр}} \quad (2.32)$$

$$f_{кр} = \frac{77,5}{9,825 * 274,36} = 0,028748(M^2)$$

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4f_{кр}}{\pi}} \quad (2.33)$$

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4 * 0,028748}{3,14}} = 0,019$$

Для вихідного сопла визнаємо:

Швидкість

$$V_{вих} = \varphi \sqrt{\left[\frac{2k}{k+1} \frac{RT_o}{M} \left[1 - \left(\frac{P_{вих}}{P_o} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right] \right]} \quad (2.34)$$

$$V_{вих} = 0,96 \sqrt{\frac{2 * 1,4}{1,4+1} \frac{8,314 * 298}{0,032} \left[1 - \left(\frac{0,106}{1,2} \right)^{\frac{1,4-1}{1,4}} \right]} = 408 \left(\frac{M}{c}\right).$$

Температуру

$$T_{вих} = T_{кр} \left(\frac{P_{вих}}{P_{кр}} \right)^{\frac{k-1}{k}} \quad (2.35)$$

$$T_{вих} = 248 \left(\frac{0,106}{1,2} \right)^{\frac{1,4-1}{1,4}} = 149(K).$$

Густину

$$\rho_{\text{вих}} = \rho_{\text{кр}} \left(\frac{T_{\text{вих}}}{T_{\text{кр}}} \right)^{\frac{1}{\kappa-1}} \quad (2.36)$$

$$\rho_{\text{вих}} = 0,9825 \left(\frac{149}{248} \right)^{\frac{1}{1,4-1}} = 0,274 \left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right).$$

де $\varphi = 0,95 \dots 0,98$ – коефіцієнт швидкості.

Обчислюємо площу та діаметр вихідного перерізу сопла:

$$f_{\text{вих}} = \frac{m_{\text{O}_2}}{\rho_{\text{вих}} V_{\text{вих}}} \quad (2.37)$$

$$d_{\text{вих}} = \sqrt{\frac{4f_{\text{вих}}}{\pi}} \quad (2.38)$$

$$f_{\text{вих}} = \frac{7,75}{0,274 * 408} = 0,069 (\text{м}^2)$$

$$d_{\text{вих}} = \sqrt{\frac{4 * 0,069}{3,14}} = 0,029 (\text{м})$$

Діаметр вихідного перерізу сопла встановлюємо за умов, що швидкість кисню при виході у сопло відповідає швидкості в трубці фурми. Природно ця величина знаходиться у діапазоні $V_{\phi} = 50 \dots 100$ м/с. Тоді

$$d_{\text{вх}} = \sqrt{\frac{4m_{\text{O}_2}}{\pi \rho_{\text{вх}} V_{\phi}}} \quad (2.39)$$

$$\rho_{\text{вх}} = \frac{P_0 M}{RT_0} \quad (2.40)$$

$$\rho_{\text{вх}} = \frac{120000 * 0,032}{8,314 * 298} = 1,55 \left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right)$$

$$d_{\text{вх}} = \sqrt{\frac{4 * 7,75}{3,14 * 1,55 * 100}} = 0,025 (\text{м}).$$

Обраховуємо відношення $\frac{d_{\text{вх}}}{d_{\text{кр}}}$. Його значення слід бути $1,2 \dots 1,6$.

$$\frac{d_{\text{вх}}}{d_{\text{кр}}} = \frac{0,025}{0,019} = 1,328.$$

Кут розкриття дифузора складає $\alpha_d = 8 \dots 12^\circ$. Довжина дифузора

$$l_d = (d_{\text{вих}} - d_{\text{кр}}) / 2 \operatorname{tg} \frac{\alpha_d}{2} \quad (2.41)$$

$$l_d = \frac{0,029 - 0,019}{2 \operatorname{tg} \left(\frac{10}{2} \right)} = 0,57(\text{м}).$$

Кут розкриття конфузора не повинен бути більше ніж 40° і природно складає $20 \dots 30^\circ$. Довжина конфузора

$$l_k = \frac{d_{\text{вх}} - d_{\text{кр}}}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha_k}{2}} \quad (2.42)$$

$$l_k = \frac{0,025 - 0,019}{2 \operatorname{tg} \left(\frac{25}{2} \right)} = 0,135(\text{м}).$$

Довжина сопла рівняється

$$l_c = l_k + l_d \quad (2.43)$$

$$l_c = 0,57 + 0,135 = 0,705(\text{м}).$$

Специфічні розміри сопла Лаваля: довжина дифузору і конфузору 57 та 13,5 см відповідно. Кути розкриття дифузору і конфузору 10 та 26 градусів відповідно. Загальна довжина сопла 70,5 см. Критичний діаметр 19 мм.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

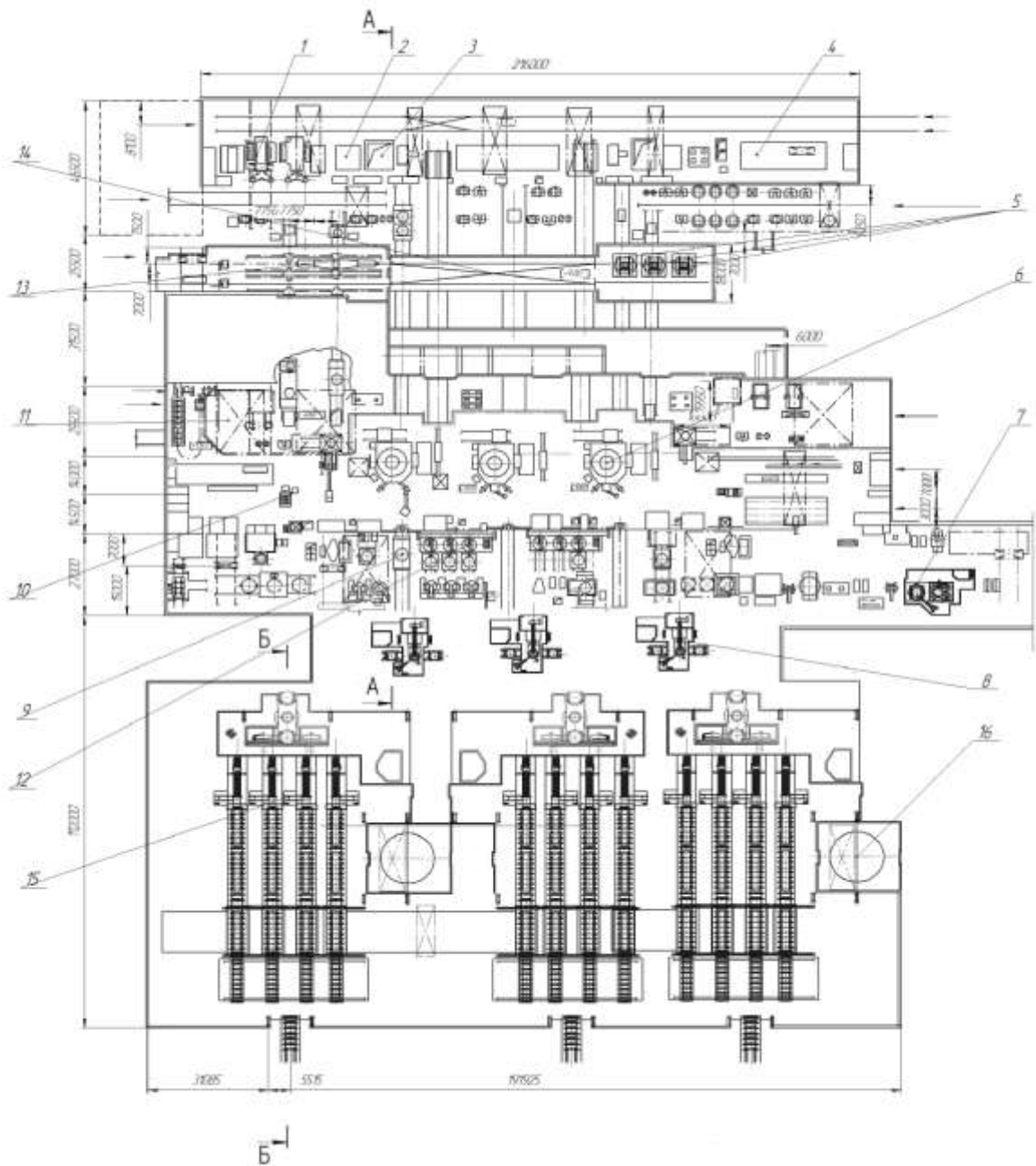
3.1 Будова конвертерного цеху

Основними виробничими цехами конвертерного цеху є головний корпус, цех верхнього змішувача, цех верхнього завантаження магнітних матеріалів, нижній цех сипучих матеріалів, цех зачистки зливків і підготовки виливниць. Основний корпус (рис. 3.1, 3.2) складається з кількох прольотів: підготовки шихти, міксерного, завантажувального, конвертерного, ковшового та ВБРС. У прольоті конвертера встановлені три конвертери (відстань між ними 18 м), фурми з механізмами їх переміщення, система завантаження сипучих матеріалів і відведення й очищення конвертерного газу. Перетворювач і вантажний проліт заблоковані робочою платформою.

Навантажувальний проліт обладнаний мостовим наливним краном. На робочому місці вздовж конвертера прокладено дві залізничні колії для чавунних колій і одну колію для подачі брухту в ківш. Нижче конвертера прокладено поперечну ширококоліїну колію в напрямку закачувального прольоту та залізничної колії з вигнутою ділянкою поза будівлею для виходу на зовнішню колію.

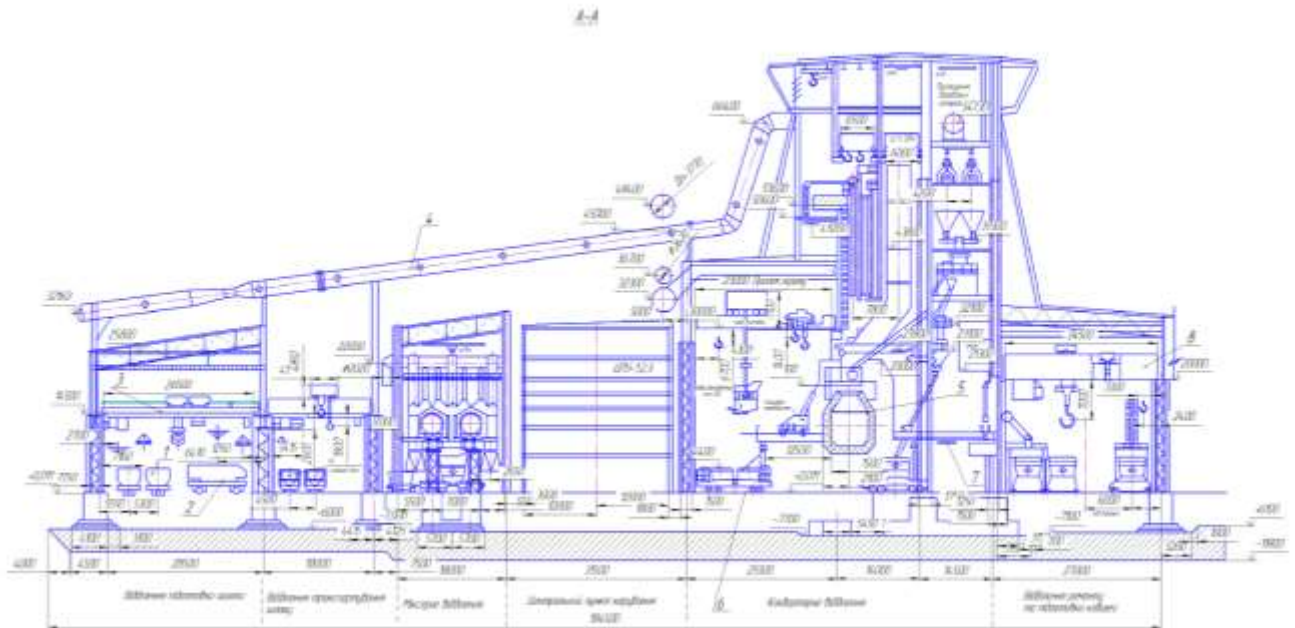
Розплавлений чавун подається в конвертер сталевозами з верхнього змішувального відділення поруч із завантажувальним прогоном. Інжекційний ківш піднімається з чавунної вантажівки, заповнюється чавуном за допомогою крана, а сталевий брухт із відділення магнітних матеріалів подається по дорозі до завантажувального прогону шістьма візками, на вершині яких знаходяться черпаки 14 з об'ємом брухту $3,5 \text{ м}^3$ розм. бічне положення. Скидання завантаженого брухтом черпака в гідротрансформатор здійснюється рейковим механізмом під робочою платформою або механізмом на візку.

Сталь вивантажується в ковші, встановлені на сталевих конвеєрах, які потім транспортуються до прольоту заповнення. Шлак зсипають у ковші, прикріплені до несамохідних шлакотранспортерів, і виносять із млина локомотивами поперечно-криволінійних шляхів.



1 – кран мостовий завальний; 2; 4 – стенд для совків; 3 – яма для скрапу;
 5 – міксер; 6 – конвертер; 7 – вакууматор; 8 – піч-ківш; 9 – сталевоз;
 10 – сатуратор; 11; 14 – кран мостовий; 12 – устаткування для сушки ковшів;
 13 – чавуновоз; 15 – МБЛЗ; 16 - кристалізатор

Рисунок 3.1 – План киснево-конвертерного цеху



- 1 – совки для скрапу; 2 – скраповоз; 3 – кран магнітно-грейферний;
 4 – газовідводний тракт; 5 – конвертер; 6 – самохідний шлаковоз;
 7 – кришка сталевозу; 8 – кран мостовий ливарний

Рисунок 3.2 – Розріз киснево-конвертерного цеху

3.2 Організація основних робіт

3.2.1 Доставка та завантаження брухту

Доставка брухту. Сталевий брухт завантажують в совки в шихтових відділеннях або прольотах і іноді в цехах скрапопереробних, звідки совки доставляють в завантажувальний проліт. Совки ємністю від 9 до 110 м³ мають довжину 6,5-14,5 м, у зв'язку з чим при транспортуванні вони повинні розташовуватися вздовж рейкових колій; совки об'ємом 50-70 м³ можна перевозити залізничним транспортом, а для совків об'ємом 100-120 м³ необхідні ширококоліїні колії та відповідно самохідні рейкові візки. Під час завантаження совок, що нахиляється, повинен бути розташований поперек завантажувального прольоту, тому при доставці совків по поздовжніх шляхах необхідний їх розворот на 90 град.

У існуючих цехах можна виділити такі способи доставки совків з брухтом у завантажувальний проліт:

- з верхнього шихтового відділення по поздовжній рейковій естакаді в торці завантажувального прольоту, де краном совки встановлюють на поворотні кола та з їх допомогою розгортають у поперечне положення;

- з нижнього шихтового відділення або скрапопереробного цеху по поздовжніх коліях в перестановочний проліт, де совки краном з поворотним візком розвертають у поперечне положення, довантажують в них брухт з ямного бункера і потім по поперечних коліях доставляють у завантажувальний проліт;

- за попередньою схемою з тією відмінністю, що в перестановочному прольоті відсутні ямні бункери і довантаження брухту в совки або в перестановочному прольоті совки краном встановлюють на поворотні кола, з яких совки після розвороту видаються на поперечні шляхи;

- із скрапового відділення автотягачами, що дозволяють розгортати совки у потрібне положення на невеликій площі;

- із шихтового відділення по поперечних рейкових естакадах на рівні робочого майданчика завантажувального прольоту;

- із шихтового прольоту або відділення по поперечних коліях на нульовій позначці;

- з близько розташованого скрапопереробного цеху по поперечних ширококолієвих шляхах на нульовій відмітці;

- довантаження брухту в совки магнітним краном із вагонів безпосередньо в торці завантажувального прольоту.

З розглянутих способів найбільш раціональною є подача совків з брухтом у завантажувальний проліт скраповозом по поперечних рейкових коліях на нульовій позначці з близько розташованого скрапопереробного цеху. Переваги цього наступні:

- не потрібно спорудження шихтового прольоту чи відділення та зменшується кількість перевантажень брухту;

- не потрібні перестановні відділення та обладнання для розвороту совків (поворотні кола, спеціальні крани);

- не потрібно спорудження високих естакад для перевезення совків лише на рівні робочого майданчика; робочий майданчик завантажувального прольоту може бути виконаний полегшеним.

Скрапопереробний цех повинен бути розташований поблизу завантажувального прольоту з тим, щоб ширококоліїні поперечні шляхи не створювали перешкод іншому транспорту. При доставці совків з брухтом у два протилежні кінці завантажувального прольоту полегшується їх подача до конвертерів, але ускладнюються інші проектні рішення і в більшості цехів застосовують односторонню подачу брухту.

Завантаження брухту ведуть підлоговими та напівпортальними машинами та мостовими кранами. Достоїнство підлогових машин у тому, що процес завантаження не залежить від роботи кранів; недоліки - машини внаслідок великих габаритів захиращують завантажувальний проліт, заборговуються крани для встановлення совків на машину та їх зняття, обтяжується робочий майданчик прольоту. Тому в цехах, що споруджуються, підлогові машини майже не застосовуються.

Напівпортальні машини працюють незалежно від кранів заливки і не захиращують робочий майданчик прольоту; недоліком їх є необхідність обтяження робочого майданчика і те, що не можна завантажувати брухт одним совком. Конструкція машини дозволяє застосовувати совки обмежених розмірів: для завантаження необхідної кількості брухту (до 30%) потрібні два совки.

На деяких заводах брухт завантажують за допомогою кранів. Цей спосіб не прийнято вважати раціональним, тому що внаслідок підвищення інтенсивності роботи знижується надійність дії кранів, що працюють у важких умовах в зонах інтенсивного тепловиділення над конвертерами. Застосовуються також спеціалізовані крани завалки, вантажопідйомність яких значно нижча, ніж заливальних. Для нових цехів раціональним вважають застосування мостових кранів із завантаженням брухту одним совком. Внаслідок їх застосування порівняно з напівпортальними машинами скорочується за рахунок завантаження брухту одним совком тривалість плавки на 1 хв, що веде до збільшення продуктивності конвертера приблизно на 2%; спрощується організація робіт рахунок зменшення чис-

ла совків; можливе спорудження полегшеного робочого майданчика завантажувального прольоту.

3.2.2 Подача та заливка чавуну

На всіх конвертерних заводах чавун заливають у конвертер мостовим розливним краном. Місткість розливного ковша і вантажопідйомність крана вибирають так, щоб можна було заповнити один ківш. Виймання чавуну з доменної печі здійснюється стаціонарним міксером або міксерним ковшем. Відомо також розливання чавуну в ливарну камеру з відкритих чавунних ковшів.

Стаціонарні змішувачі в зарубіжних майстернях часто встановлюються в кінці завантажувального або конвертерного прогону, де чавун може переливатися з змішувача в розливний ківш, який висить на гаку розливного крана. У вітчизняних цехах з метою поліпшення умов праці будується окрема будівля для змішувального відділення, від якого в завантажувальному прольоті передбачені дві залізничні колії для доставки чавунних ковшів.

Для цехів, що реконструюються, пріоритет надається поставкам чавуну з ковшами-міксерами. Переливні відсіки (секції) розташовують у кінцях навантажувального прольоту, приєднаних до нього прольотів, а іноді і в окремих будівлях. Залежно від планування установки шлях ковша змішувача в переливній секції можна розташувати збоку вздовж завантажувального діапазону.

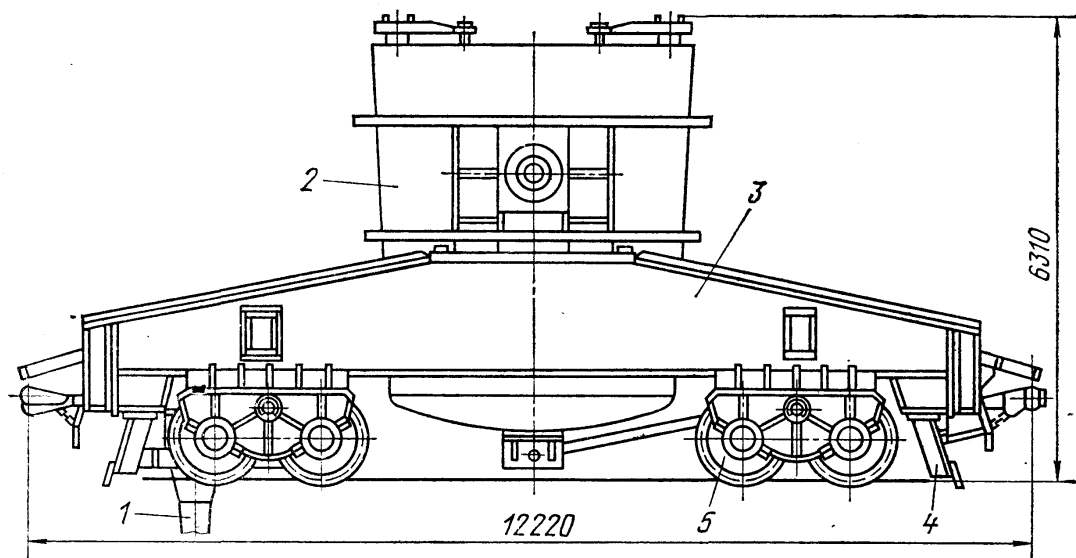
Чавун зазвичай доставляється в один з кінців завантажувального прольоту, що забезпечує правильну роботу цеху. У деяких випадках використовується двонаправлена подача чавуну, що ускладнює інші конструктивні рішення. Спосіб доставки для ковшів змішувача зазвичай на нульовій позначці. В окремих випадках, з урахуванням місцевих умов, допускається будівництво дорогих шляхопроводів.

Перед заливкою чавуну в конвертер необхідно завантажити шлак з ковша змішувача або розливного ковша з змішувача, так як цей шлак зазвичай містить багато сірки. У більшості випадків завантаження шлаку виконується в кінці завантажувального прольоту машиною лопатевого типу з ковшами, які утриму-

ються та нахиляються перевантажувальним краном. Цей спосіб не гарантує повного видалення шлаку. У цьому контексті розробляються нові методи та обладнання для виконання цієї операції.

3.2.3 Випуск та передача сталі на розлив

На всіх конвертерних заводах використовується одна і та ж схема виробництва сталі та передачі її на розливну площадку. Сталь вивантажується в ковші, встановлені на сталевози. Ківш рухається по широкій поперечній траєкторії, прокладеній під конвертером, переводячи ківш в ВБРС або заповнює проліт. Сталева колія (рис. 3.3) являє собою самохідну платформу з двома рухомими механізмами, що приводяться в рух електродогибами постійного струму. Подача струму здійснюється через струмоприймачі від тралів, розміщених у спеціальних тунелях, розміщених уздовж колій.



1 – тримач струмознімач; 2 - ківш; 3 - візок; 4 - скребок; 5 - ходове колесо

Рисунок 3.3 – Сталевоз для ковша ємністю 350т

3.2.4 Збирання шлаку

У існуючих вітчизняних та зарубіжних цехах застосовують багато різних способів збирання (вивезення) шлаку з цеху:

- через завантажувальний або розливний прольоти, куди шлакові ковші від конвертерів доставляють на візках поперечними рейковими коліями і де їх краном переставляють на автошлаковози або поздовжні рейкові шляхи для вивезення з цеху або зливають шлак в ями і вивозять з цеху після застигання;

- автошлаковозами, з механізмом зняття шлакових ковшів з поперечних візків, що видають ковші з-під конвертерів;

- несамохідними шлаковозами по поперечних коліях залізничної колії з виїздом за межами цеху на зовнішні залізничні колії;

- через шлаковий проліт, куди шлакові ковші доставляють від конвертерів самохідними шлаковозами ширококолійними поперечними шляхами і де ковші переставляють на поздовжні шляхи вивезення з цеху;

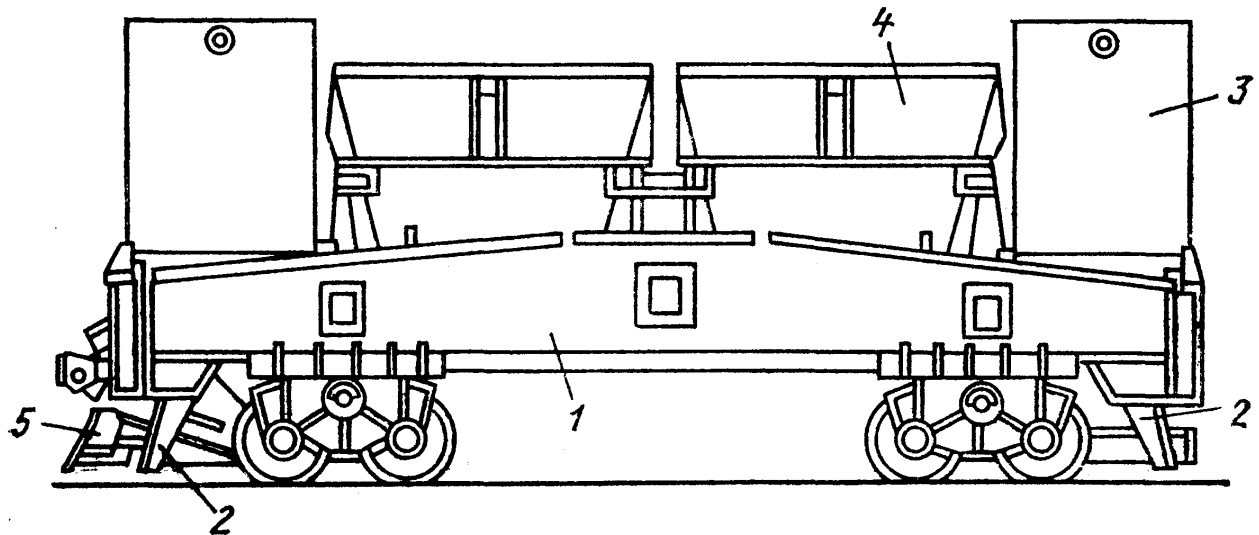
- самохідними шлаковозами ширококолійними поперечними шляхами від конвертерів безпосередньо в розташоване поруч шлакове відділення.

Перший з перерахованих способів у вітчизняних цехах не вживають у зв'язку з ускладненням робіт у завантажувальному та розливному прольотах та погіршенням санітарних умов при зливанні шлаку в ями; другий — оскільки не налагоджено виробництво автошлаковозів. У перших вітчизняних цехах шлакові ковші від конвертерів вивозили шляхами залізничної колії, які під конвертером розміщувалися всередині ширококолійних колій сталевоза. При цьому, як показав досвід, не можна було механізувати збирання викидів шлаку та металу та просипу шихтових матеріалів з колій.

Пізніше стали вживати ширококолійні шлаковози, що переміщаються тими ж шляхами, що і сталевоз (колія 4800 мм). Це дозволило переробити між рейками вздовж усього шляху коритоподібний жолоб глибиною 0,5 м і механізувати прибирання сміття шляхом переміщення його по жолобу за допомогою закріпленого на сталевозі або скребка шлаковозі в контейнер, що встановлюється в напрямці під рейковими шляхами.

З двох перерахованих способів збирання ширококолійними шлаковозами раціональним значиться вивіз ковшів у неподалеку розташоване шлакове відділення. При цьому не потрібний шлаковий проліт у головній будівлі та покращуються умови праці в ньому, не потрібні міжцехові шлаковози.

Широколінійні шлаковози є самохідними, являючи собою рейковий візок, схожий на пристрій зі сталевозом. Випускають шлаковози, розраховані на встановлення одного ковша об'ємом 16м^3 , двох ковшів по 16м^3 одного ковша об'ємом 30м^3 . На шлаковозах передбачено також встановлення коробів для сміття (рис. 3.4).



1 - візок; 2 - стаціонарний скребок; 3 короб для сміття;
4- шлаковий ківш; 5-підйомний скребок

Рисунок 3.4 – Самохідний шлаковоз із двома шлаковими ковшами

Вживання ковшів місткістю 30м^3 скорочує тривалість зливу шлаку, оскільки не потрібно перепиняти злив після наповнення малого ковша і пересувати шлаковоз, подаючи наступний.

3.3 Розрахунок необхідної кількості основного та допоміжного обладнання

Запланований річний обсяг виплавки сталі становить 7,5 млн.т.

Продуктивність печі (П, т злитків на рік) визначають за такою формулою:

$$P_n = \frac{T \cdot 24 \cdot a \cdot n}{100 \cdot t}, \quad (3.1)$$

де T - ємність печі по масі рідкої сталі, т;

t – тривалість плавки, год;

24 - число годин на добу, год/доб;

a – вихід придатних зливків по відношенню до маси рідкої сталі, %;

n – кількість робочої доби печі на рік.

Число робочих діб печі на рік - від 330 до 340, знижуючись зі збільшенням інтенсивності продування ванни киснем у зв'язку з скороченням у своїй стійкості склепіння печі (приймаємо 330 днів у року).

Вихід придатних злитків - 97,5-99,6% від маси рідкої сталі (приймаємо 98%); Витрата металеві шихти на 1т злитків - 1078кг. Тривалість плавки в агрегаті ємністю 250т - 45хв або 0,75 год.

$$P_{\text{п}} = \frac{250 \cdot 24 \cdot 98 \cdot 330}{100 \cdot 0,75} = 2587200 \text{ т сталі/рік.}$$

Розділивши заплановану річну продуктивність цеху на продуктивність одного конвертера, дістанемо проектну кількість конвертерів, що влаштовуються в цеху:

$$N = \frac{P_{\text{ц.ц.}}}{P_{\text{п}}}; \quad (3.2)$$

або

$$N = \frac{7500000}{2587200} = 2,9 \approx 3 \text{ конвертери.}$$

Виходячи з отриманих даних, можна облічити середньодобову продуктивність цеху:

$$P_{\text{ср.сут.ц.}} = P_{\text{п}} \cdot 3/365, \quad (3.3)$$

де 3 – запланована кількість конвертерів у цеху;

365 – календарний рік, дні.

$$P_{\text{ср.сут.ц.}} = 2587200 \cdot 3/365 = 21560 \text{ т сталі/доб.}$$

Число заливальних мостових кранів для завантаження брухту та заливки чавуну установлюють за формулою:

$$n = \frac{A \cdot \sum K}{1440 \cdot b}, \quad (3.4)$$

де A – число плавок у цеху за добу, пл./добу;

\sum - заборгованість крана на одну плавку (на заливку одного ковша та завантаження одного совка), хв/пл. Беремо для проектного цеху 20 хв;

K - коефіцієнт, що рахує виконання допоміжних робіт краном, $K = 1,15$;

b – коефіцієнт використання крана, $b = 0,8$;

1440 – число хвилин на добу, хв/добу [11].

Число плавок у цеху на добу обрахуємо за формулою:

$$A = \Pi_{\text{ср.суг.ц}} / T \cdot 0,92 \quad (3.5)$$

де T – ємність конвертера по рідкій сталі, т;

0,92 – вихід рідкої сталі

$$A = 21560 / 250 \cdot 0,92 = 94 \text{ плавки,}$$

тоді:

$$n = (94 \cdot 20 \cdot 1,15) / (1440 \cdot 0,8) = 1,9, \text{ приймаємо 2 крани}$$

Ємність совків для брухту. Величину насипної маси (q) брухту при розрахунку ємності совків слід брати рівною 1 т/м^3 . У разі частка брухту є 20% маси металошихти. Витрата його на плавку сягне:

$$Q_{\text{лому}} = 0,2 \cdot T / 0,92 = 0,2 \cdot 250 / 0,92 = 54,3 \text{ т.}$$

У проектуваному цеху брухт у конвертер загрузатиметься одним совком. Тоді обсяг совка рівнятиметься масі брухту, що завантажується, і складе $54,3 \text{ м}^3$. Приймаємо до розрахунку 60 м^3 .

Число совків для брухту. При завалці брухту одним совком необхідну кількість совків можна вилічити за такою формулою:

$$n = K \frac{A \cdot t_{\text{об}}}{24} \quad (3.6)$$

де $t_{\text{об}}$ – тривалість циклу обороту совка, год (зазвичай від 2,5 до 5 год. Ми приймаємо 3 год):

K – коефіцієнт запасу (1,15);

A – кількість плавок на добу;

$$n = 1,15 \frac{94 \cdot 3}{24} = 13,5, \text{ приймаємо 14 прим.}$$

Число скраповозів. Скраповози перевозять у завантажувальний проліт совки з брухтом із шихтового прольоту, відділення або скраподілочного цеху. Число рейсів скраповоза рівняється числу плавок у цеху за добу. Кількість скраповозів можна обрахувати за такою формулою:

$$n = A \cdot t_{\text{об}} / 1440 \quad (3.7)$$

$t_{\text{об}}$ – тривалість циклу обороту скраповоза, хв (від 15 до 35 хв. приймаємо 20 хв.).

$$n=94*20/1440=1,3, \text{ приймаємо } 2 \text{ скраповози.}$$

Число шлакових ковшів. Число шлакових ковшів на одну плавку:

$$n_1=(T \cdot K_{\text{ш}})/(V_{\text{к}} \cdot q) \quad (3.8)$$

де T - ємність конвертера по масі рідкої сталі, т;

$K_{\text{ш}}$ - кількість конвертерного шлаку (0,11 т/т сталі);

$V_{\text{к}}$ - об'єм шлакового ковша (16м^3);

q - щільність шлаку ($2,3 \text{ т/м}^3$).

$$n_1 = (250 \cdot 0,11) / (16 \cdot 2,3) = 0,74, \text{ приймаємо } 1 \text{ ківш.}$$

Загальну необхідну кількість ковшів установлюємо за такою формулою:

$$n = \frac{K \cdot A \cdot n_1 \cdot t_{\text{об}}}{24} \quad (3.9)$$

K - коефіцієнт запасу (1,15);

$t_{\text{об}}$ - час обороту одного ковша (приймаємо 4 год).

$$n = \frac{1,15 \cdot 94 \cdot 1 \cdot 4}{24} = 17,9 \text{ приймаємо } 18 \text{ ковшів.}$$

3.4 Розкислення й легування плавки

При конвертерній плавці сталь розкислюють в ковші і легують марганцем, кремнієм, алюмінієм, титаном і хромом, а в конвертері - мідь і нікель. Розміри деталей з легованої сталі становлять 100 мм або менше. Для всіх марок сталі додання розпушувачів і легуючих речовин починають із заповнення металом 1/5 ковша і закінчують, поки рівень не підніметься до 3/4 його висоти. Киплячу сталь розкислюють феромарганцем з вмістом кремнію не більше 1,5%.

Низьколеговані і середньолеговані сталі розкислюють і легують, при цьому дотримуються наступного порядку добавок: гарячий антрацит (якщо метал потрібно цементувати), феромарганець, силікомарганець, феросиліцій, алюміній, ферованадій, фероніобій, феротитан, феромарганець, селітра, кремнезем. При виплавці всіх марок сталі завжди застосовують перші чотири розкислювачі, перераховані вище, інші - за потреби. При розкисленні та легуванні хромистих сталей (20Х, 40Х, 10ХНД, 15ХНД та ін.) спочатку виділяється феросиліцій, потім алюміній і ферохром і, нарешті, феромарганець або силікомарганець [12].

У сучасних конвертерних процесах розкислювачі і легуючі добавки вводяться тільки в ковш. Раніше в конвертер додавали феромарганець і ферохром, що призводило до подовження циклів плавлення та збільшення вигорання марганцю та хрому.

В останні роки пірогенні феросплави застосовуються при додаванні значних кількостей твердих розкислювачів і легуючих речовин (більше 1,5-2,0% від маси сталі). Екзотермічний компонент (суміш селітри та алюмінієвої пудри, FeSi або SiCr). Теплота екзотермічної реакції окислення Al і Si киснем азоту витрачається на нагрівання і плавлення феросплаву.

Найбільш перспективно застосування рідких лігатур, що містять в цій сталі всі необхідні розкислювальні і легуючі компоненти в необхідних співвідношеннях.

До нових перспективних феросплавів відносяться складні легкоплавкі сплави. Вони характеризуються відносно низькою температурою плавлення (1180...1320 °C) і високою щільністю розплавленої сталі, близькою до щільності (6,6...6,8 г/см³).

Тому використання екзотермічних рідин і легкоплавких феросплавів розширює асортимент сталевих сплавів, що виплавляються в конвертерах [13].

3.5 Позапічна обробка сталі на установці піч-ківш

Метою обробки є гомогенізація хімічного складу і температури сталі в об'ємі ковша, наближення хімічного складу і температури сталі до заданих вузьких меж, зниження вмісту кисню, сірки і неметалів. Видаляє вкраплення в сталі, забезпечує виготовлення розплавленого металу на замовлення та покращує якість сталі.

В установці ковшової подачі розплавленого металу виконуються такі операції:

- усереднення хімічного складу та температури сталі;
- регулювання металу за вмістом кремнію, марганцю;
- мікролегування сталі титаном і ванадієм і масивними феросплавами;
- регулювання вмісту вуглецю порошковим карбонізатором в потоці аргону;

- регулювання вмісту алюмінію в сталі шляхом введення алюмінієвого дроту або алюмінієвих гранул;
- глибинна плавка металів порошковою сумішшю вапна і флюориту в атмосфері аргону;
- регулювання окислення напівспокійної сталі (зведення до оптимізації);
- зміни сталі при введенні кальцію;
- контрольоване охолодження сталі та слябів аргонном.

3.5.1 Основні вузли установки

Основні вузли установки піч - ківш:

- підйомно - поворотний механізм підводної фурми;
- системи аргонопроводів, вимірювальні та регулюючі прилади, пульти керування;
- бункери для феросплавів з дозуючим обладнанням;
- пневмопост для передачі зразків металу з УКП до будівлі ЦХЛ.
- селекторне переговорне та телевізійне обладнання для передачі хіманалізу з ЦХЛ на УПК.
- система, яка потроху подає кусковий матеріал у метал за допомогою совка.
- пневможивильники для подачі порошкових сумішей вапна і флюориту в метали і навуглецювання струменями аргону через заглиблені форсунки з системами кондиціювання і дозування.
- автоматизовані механізми вимірювання та реєстрації температури, окислення сталі, відбору проб металу.
- трайб-апарат для введення алюмінієвого дроту та порошкового дроту в метал.
- система зважування кількості металу в ковші з пристроєм контролю товщини шлаку;
- система керування споживанням алюмінієвого дроту та дроту з порошковим покриттям.

- пристрій для розрахунку добавки в ковші за допомогою ЕОМ, що працює в автоматичному режимі;
- система видалення газу та пилу, що виділяються з ковша шляхом очищення газу.
- внутрішня футерована кришка для покриття ковша металом під час видування для зменшення втрати тепла через розплав і створення інертної атмосфери над ковшем.
- пристрої для підготовки, сушіння, транспортування та кріплення фурм до підйомно-поворотних механізмів установок.
- обладнання для транспортування сипких феросплавів, порошкових матеріалів, алюмінієвого дроту та порошкових стрічок до бункерів, накопичувачів, пневмокамерних насосів до СКП та завантаження в бункери.
- кришка з підкладкою зсередини, щоб накрити горщик металом під час розливання.

3.5.2 Технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК

Метал перед випуском з печі зобов'язаний мати температуру вище - на 25 ° С, для середньо - і високовуглецевої якісної, низьколегованої сталі – на 20 ° С.

У процесі випуску плавки метал в ковші розкислюють з розрахунку отримання вмісту марганцю і кремнію на нижній межі марочного складу (з урахуванням подальшого введення добавок на УПК).

Присадка алюмінію в ківш для сталі марок 08Ю, 10ХНДП, 07ГСЮТ, 18ЮА, 07ГСЮТ, 10ГСАЮТ, 08ГЮТ, Ст.1пс. відбувається з розрахунку отримання вмісту цього елемента в металі з урахуванням угару на середній межі марочного складу.

При випуску плавки метал в ковші продувається аргоном через форму, встановлену в шибєрному затворі. У процесі випуску металу спокійних марок сталі в ківш механізованим способом вводиться тверда шлакоформуєча суміш (ТШС). Обробці ТШС піддається 600 тис.т. сталі на рік.

ТШС уводиться в ківш після присадки кускових феросплавів, навуглецювачів і алюмінію, але не пізніше, ніж при наповненні ковша металом на 1/2 висоти.

Фракція шматків ТШС 5...30мм, витрата 5...15 (в середньому 10) кг/т сталі.

Для сталі, оброблюваної на УПК, проводиться відсічення шлаку при випуску плавки з сталеплавильного агрегату.

При випуску сталі з конвертера - 1 і відсічення шлаку проводиться скімерним жолобом або двохструмковим жолобом.

Відсічення шлаку для одного з ковшів при випуску сталі з 2-го конвертера проводиться за допомогою хитного жолоба.

У цьому випадку відсічення шлаку відбувається тільки для одного ковша. Другий ківш (зі шлаком) обробці на УПК не підлягає. За допомогою машин, типу МСШ 1 або МСШ 2, з подальшою наводкою на дзеркалі металу, шлаку з ТШС за вищенаведеною технології, аналогічно обробці ТШС при випуску плавки в ківш, з витратою 3...4 кг/т сталі.

Для сталі 16Г2АФД на УПК проводиться наступна позапічна обробка: усереднювальне продування сталі аргоном, відбір проби, замір температури і окисненість металу, коректування сталі з вмісту вуглецю (у разі необхідності) і марганцю, зниження (до оптимальної) окисленості сталі алюмінієм, охолодження металу до необхідної температури.

Для напівспокійної сталі наведеного вище сортаменту вміст сірки в металі перед випуском з конвертера зобов'язаний бути менше 0,025% (наприклад, за рахунок позадоменної десульфурації чавуну і скачування сірчистого шлаку з ковша перед заливкою чавуну в окремий міксер, використання оборотного брухту в завалці).

Для зазначених марок сталі на УПК - 1, 2 реалізуються наступні операції: усереднююче продування сталі аргоном, відбір проби, замір температури і окисленості металу, коректування сталі з утримання вуглецю (у разі необхідності) марганцю, кремнію і алюмінію, введення необхідної кількості ванадію і титановмісних феросплавів, десульфурація металу за рахунок продувки порошкоподібною сумішшю вапна та плавикового шпату, а для решти напівспокійних марок сталі - у разі необхідності, остудження металу до необхідної температури, а також модифікування кальцієм (на вимогу споживачів продукції).

Для відвертання випліскування металу і шлаку, з ковша при обробці сталі на УПК відстань від поверхні шлаку до верхньої кромки ковша повинна перевищувати 600мм.

Для енергозберігаючого проведення процесів позапічної обробки сталі створюється обладнання і відбувається технологія високотемпературної експлуатації сталерозливних ковшів відповідно до типового технологічного завдання, з розливанням сталі в ковшах, накритих футерованною кришкою. Ківш перед прийомом плавки зобов'язаний мати температуру футерування не нижче 800 °С. Подача ковша на сталевипускний стенд проводиться до початку оброблення сталевипускного отвору.

3.5.3 Усереднення хімічного складу і температури сталі в ковші

Усереднення температурного складу сталі в об'ємі ковша здійснюється в УКП шляхом продування аргону через заглиблене сопло. Використовуйте аргон найтоншого або першого сорту, щоб видувати сталь у ковші. Час продувки 5-7 хвилин для вирівнювання хімічного складу і температури сталі в ковші. Потім відбирають зразки для вимірювання окислення металу та температури.

3.5.4 Вимоги до обладнання установки

Вимірювання температури та окислення сталі, відбір проб металів проводять механізованим способом на глибині не менше 0,5 м від поверхні металу. Для кожного датчика необхідно передбачити окремий металевий механізм занурення. Відібрані зразки сталі пневматично надсилаються для кількісного аналізу в ЦХЛ. Результати хімічного складу зразків металу необхідно надати протягом 6-7 хвилин після надходження зразка до ЦХЛ. Для підготовки проб до аналізу на квантометрі рекомендується обладнати ЦХЛ машиною для подрібнення проб.

Для продування сталі в ковші аргонном використовують необхідну опалубку, футеровану шамотними або високоглиноземистими вогнетривами. У зоні шлакової стрічки товщина футеровки фурм повинна бути в 1,5-2 рази більше то-

вщини футеровки фурм по металу. Найзручніше використовувати пресовану (монолітну) футеровку фурми з використанням волокнистого наповнювача.

Після вилучення форми з розплаву подачу аргону не відключають, щоб уникнути залипання вихідного отвору. Тиск аргону перед регулювальним клапаном до 1,6 МПа. Тиск аргону, що подається на сопло, зростає в міру занурення сопла в метал, в результаті чого споживання аргону становить 30 м³/год за перші 3-4 секунди продування під час занурення, а витрата аргону становить 30-60 м³/год. Забезпечити витрату аргону. Насадка занурена.

У комплексі з УКП необхідно передбачати обладнання для підготовки кускових і порошкоподібних матеріалів, що вводяться в ківш (у тому числі при викиді розплаву), а при необхідності - для видалення пічного шлаку з металевих поверхонь (тип МСШ - 2). Для впорскування порошкового матеріалу в сталь рекомендуємо використовувати розроблену ІЧМ високоефективну систему впорскування.

Панель управління УКП повинна бути розташована так, щоб оператор міг візуально контролювати занурення фурми в метал.

3.5.5 Послідовність виконання операцій на УПК

Після приєднання ковша до стенду УКП вимірюють товщину шлаку і усереднюють сталь аргонем. Після продування сталі аргонем протягом 5-7 хв. Візьміть зразки металу, виміряйте температуру та ступінь окислення сталі, щоб отримати дані щодо металу. Час між надходженням зразка в ЦХЛ і отриманням аналізу не повинен перевищувати 6-7 хвилин. При цьому метал не продувається аргонем.

За результатами хімічного аналізу проби і визначення маси сталі в ковші (з урахуванням маси порожнього ковша і кількості шлаку на його товщину) необхідна кількість феросплаву повинна вводиться в ківш. Обсяг дозування визначається за допомогою ЕОМ, здійснюється автоматичне дозування і вводиться в метал з одночасним перемішуванням розплаву і аргону до 25 хвилин після накриття ковша кришкою. Подача порошкового матеріалу та алюмінію здійснюється одночасно з коригуванням складу сталі за допомогою масивних феросплавів.

Подача порошкового матеріалу починається до того, як фурму занурюють у сталь. Після входу в робочий режим (через 3...5 секунд) фурма занурюється в метал, після чого метал виплавляється. Закачування суміші вапна і флюориту проводиться після введення в сталь алюмінію.

Модифікацію проводять після операції десульфурзації сталі або (при модифікації оксидних включень) тривалість операції до 10 хв.

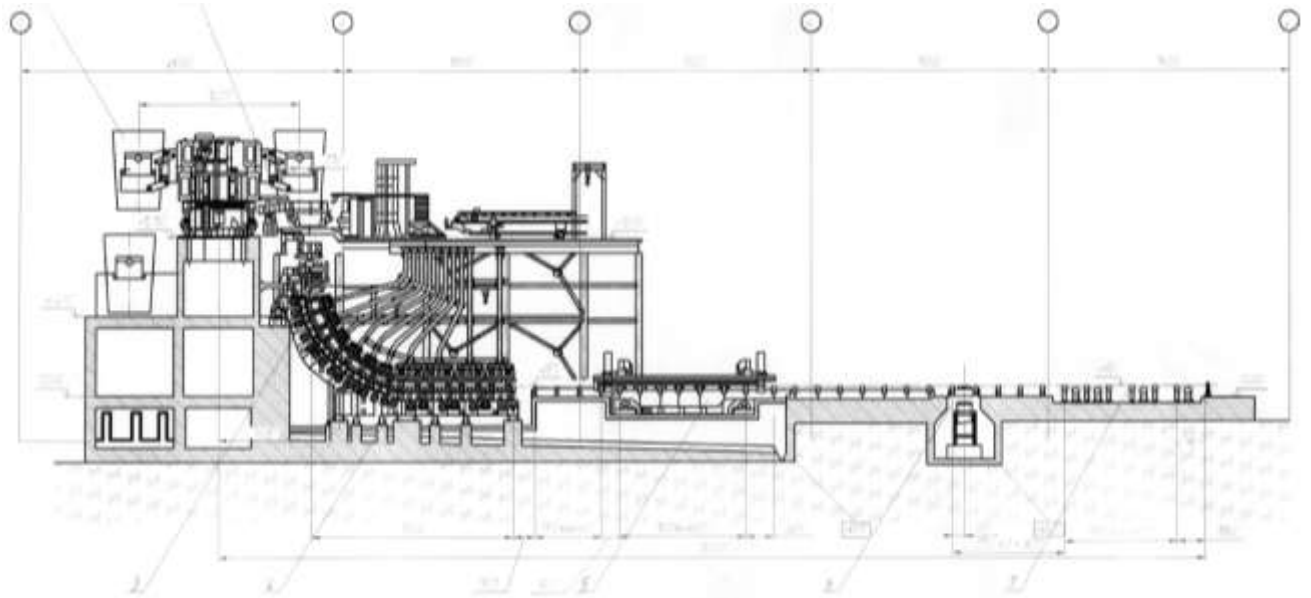
Після закінчення операції метал піддають середньому видуванню протягом 5-7 хв. Потім вимірюється температура сталі. Якщо необхідно, дайте сталі контрольоване охолодження протягом 10 хвилин.

Після корекції температури сталі її усереднюють аргоном протягом 2 хвилин, ківш накривають і негайно розливають.

Загальний час обробки металу в УКП становить 35-60 хвилин.

3.6 Загальні положення про МБЛС

Основними умовами нормального перебігу процесу безперервного розливання сталі (рис. 3.5) є:



1 – поворотний стіл з розливними ковшами; 2 – кристалізатор;

3 – зона вторинного охолодження; 4 – правильна кліть;

5 – гільотина; 6 – розвантажувач; 7 – приймач

Рисунок 3.5 – Машина безперервного лиття заготовок

- своєчасна подача розливних металів, плавка в конвертері та обробка в установці витримки сталі типу «піч-ківш».
- ретельна підготовка сталеплавильних ковшів (СК) і проміжні ковші (ПК) відповідно до поточних інструкцій.
- на сталерозливні та проміжні ковші встановити стакани необхідного діаметру та конфігурації.
- підготовка та перевірка всіх вузлів машини для безперервного лиття заготовок перед литтям згідно інструкції з налагодження технічного обладнання МБЛЗ.
- забезпечення режимів вторинного охолодження заготовок згідно з технічними інструкціями;
- суворо дотримуйтесь цієї директиви, виробничо-технічної директиви та директиви з охорони праці.

Технічна характеристика МБЛЗ представлена в табл. 3.7.

Таблиця 3.7 – Технічна характеристика МБЛЗ

Тип	слябова, криволінійна
Кількість струмків	2
Радіус радіальної частини	10 м
Металургійна довжина	32 м
Рівень розливного майданчика	+ 13,635 м
Ємність стальковша	300 т
Ємність промковша	60 т
Введення затравки	Зверху
Кристалізатор	Прямолінійний, довжина мідних плит 900мм
Сегменти струмка	
Загібочна секція	1
Радіальних сегментів	6
Випрямних	2
Горизонтальних сегментів	5
Швидкості розливання 0,6 – 1,9 м / хв	
Розміри слябів, що відливаються	
Товщина	200 – 300 мм
Ширина	1000 – 1800 мм
Довжина	3200 – 12000 мм
Проектна потужність	1,5 млн. т/рік

3.7 Матеріальний та тепловий баланс процесу виплавки сталі марки 16Г2АФД в кисневому конвертері

3.7.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки

Рідкий чавун. Основним шихтовим матеріалом для процесу перетворення кисню є рідкий чавун. Склад чавуну, що переробляється на різних заводах, сильно відрізняється. 0,4-2,6% Mn; 0,3-2,0% Si; 0,02-0,08% S; <0,3% P. Однак дослід показав, що для забезпечення високих техніко-економічних показників процесу утримання складових чавуну доцільно обмежити у певних вузьких межах.

При надмірно високому вмісті кремнію (Si) зростає витрата вапна для шлакування, що утворюється SiO_2 , і збільшується кількість шлаку в конвертері, що веде до зростання втрат заліза зі шлаком і сприяє появі викидів; знижується також стійкість футерування в конвертері. Разом з тим, при дуже низькому вмісті (< 0,3%) вмісту кремнію уповільнюється шлакоутворення у зв'язку з повільним розчиненням вапна через занадто низький вміст SiO_2 в первинних шлаках. Позитивною стороною підвищення вмісту кремнію є те, що зростає кількість тепла від його окислення, що дозволяє збільшити витрату брукту. Більшість комбінатів працюють на чавунах із вмістом кремнію 0,6 – 0,9%, що близько до оптимальної величини.

Вміст марганцю (Mn) у чавунах перебуває у межах 0,7 – 1,1%. Прагнення застосовувати чавуни з настільки високим вмістом марганцю викликане тим, що при нижчому його вмісті суттєво уповільнюється шлакоутворення, оскільки в первинних шлаках буде мало закису марганцю (MnO), що прискорює розчинення вапна. Проте більшість марганцю при конвертерній плавці окислюється і губиться зі шлаком як MnO . Тому з метою зменшення втрат цього дефіцитного елемента поставлено завдання перейти на виплавку з використанням в конвертері маломарганцевих чавунів. І тут необхідна розробка заходів для прискорення шлакоутворення.

Вміст фосфору (P) у чавуні має не перевищувати 0,2 – 0,3%, оскільки при більшому його вмісті необхідно здійснювати проміжний злив шлаку під час продування та наведення нового, що знижує продуктивність конвертера.

Оскільки десульфуратія металу при виплавці в кисневому конвертері протікає недостатньо, чавун повинен містити менше 0,04 - 0,06% сірки (S).

Температура рідкого чавуну, що переробляється в конвертерах, зазвичай становить 1300 - 1450⁰С. Застосовувати чавун з нижчою температурою небажано, оскільки це веде до холодного початку продування та уповільнення шлакоутворення.

Залізний скрап. Кількість сталевих брухту сягає 20 – 30% від маси шихти. До брухту пред'являється вимога про неприпустимість високого вмісту фосфору, сірки, домішок кольорових металів та іржі. Крім того, обмежують максимальний розмір шматків брухту, оскільки занадто великі шматки можуть не встигати розчинитися в металі за час продування, а під час завантаження можуть пошкодити футерування конвертера. Для конвертерів ємністю 100 – 350 т розмір шматків брухту має бути більше 0,3х0,3х1,0 м, а пакетів брухту трохи більше 0,7х1,0х2,0 м.

За джерелами отримання скрап поділяють так:

- Власний брухт (власний скрап, що відновлюється, власний оборотний скрап, ринкові відходи металообробки);
- Покупний брухт (ринкове, що вийшло з вжитку обладнання).

Власний брухтом називають скрап, що утворюється в цехах, що виробляють чавун та сталь. До власного скрапу, що відновлюється, відносять неякісні сталеві зливки, блюмінговий брухт, що утворюється в процесі прокатки, обріз тощо, який вдруге використовується як сировина в кількості приблизно 20% від загального випуску сталі.

До власного оборотного скрапу відносять відходи металообробки донного підприємства, а також застаріле обладнання, зношені виливниці, валки. Зношені виливниці та валки відносять до чавунного скрапу. Кількість власного оборотного скрапу порівняно з кількістю власного скрапу, що відновлюється, набагато менша і форма його не постійна.

Ринковими відходами металообробки називають стружку, обрізки та інші відходи, що утворюються в процесі будівництва кораблів, автомобілів, у процесі

обробки різних чавунних та сталевих виробів та споруд. Цей скрап використовують як сировину під час виробництва сталі.

До ринкового, що вийшов із вжитку, скрапу відносяться верстати, машини, колеса, судна та інші агрегати та вироби з чавуну та сталі, які застаріли, вийшли з ладу, отримали пошкодження та перетворилися на брухт. Цей скрап у порівнянні з власним брухтом за якістю та формою набагато менш стабільний.

Шлакоутворюючі. Основні шлакоутворювальні - це вапно, вапняк і плавиківий шпат, іноді як шлакоутворювальні або охолоджувачі використовують також залізну руду, прокатну окалину, боксит, агломерат, рудно-вапняні котуни.

Вапно повинна бути свіжообпаленим і містити >90% CaO; Розмір вапняного нальоту повинен бути від 10 до 50 мм. Використання дрібних шматочків вапняку не допускається. Це пояснюється тим, що вихлопні гази виводяться з нейтралізатора.

Вапняк. При нагріванні вапняку відбувається ендотермічна реакція:



Нормальний вміст CaO у вапняку становить понад 54%, а домішки, особливо SiO₂, небажані. Допустима межа вмісту фосфору - 0,03%. Для кращої основності шлаку рекомендується використовувати вапняк з вмістом CaO близько 55%. Вапняк зазвичай подрібнюють до 10-30 мм для підвищення реакційної здатності шлаку. Однак, оскільки реакція утворення CaO відбувається безпосередньо під час продування, хід початкового шлакоутворення трохи затримується. Тому в якості основного шлакоутворювача використовується кальцієве вапно, яке має значно більший вміст оксиду кальцію. У той же час при розкладанні вапняку поглинається велика кількість тепла, що підвищує міцність охолодження розплавленої сталі. Вапняк також дешевший за вапняк. Враховуючи ці характеристики,

Польовий шпат є ефективним розріджувачем шлаку. Він містить 75-92% CaF₂ як домішок, а також SiO₂, Fe₂O₃, Al₂O₃, CaCO₃, а також невеликі кількості фосфору і сірки. Польовий шпат використовується для поліпшення в'язкості пе-

рвинного шлаку і підвищення його реакційної здатності. Однак, якщо можливо, флюорит слід використовувати в невеликих кількостях, оскільки використання великої кількості флюориту збільшує викиди з конвертера та негативно впливає на знос футеровки стінки печі. Витрата флюориту зазвичай становить 2-3 кг/т. Рекомендуємо використовувати флюорит товщиною 10-50 мм.

Залізна руда, агломерат, залізна руда. Залізна руда додається крупністю від 20 до 50 мм. Використання залізної руди найвищої якості з мінімальним вмістом домішок. Коли використовується залізна руда, надлишок тепла витрачається на його нагрівання та відновлення заліза з оксиду. Відновлене залізо трохи збільшує вихід придатної сталі. Ефект охолодження руди в 3,0-3,8 рази більший, ніж у тієї ж кількості брукхту. Споживання руди досягає 8%. Він має багато переваг як охолоджувач порівняно з рудним брукхтом. Охолоджує зону гарячої стіни печі. Не потрібно припиняти видування, щоб завантажити руду. Оксид заліза, що міститься в руді, прискорює розчинення вапна в шлаку. Прискорює шлакоутворення. Наявність кисню в руді знижує (на 10-15%) споживання газоподібного кисню. Недоліками руди є: у шлак вводиться велика кількість SiO_2 . З цим пов'язано збільшення споживання вапна та об'єму шлаку, що зазвичай зменшує корисну продукцію. Водночас практика показала, що висока витрата (>5-6%) руди на плавку та введення її частини збільшує викиди та знижує вихід придатних металів. У зв'язку з цим при роботі з рудою руду зазвичай вводять в конвертер декількома відносно невеликими частинами при продувці, щоб уникнути різкого збільшення окислення шлаку. Основною причиною використання брукхту, а не руди як теплоносія, є те, що брукхт замінює значну кількість дорогого чавуну. Замість залізної руди іноді використовується заповнювач, але різниці в ефективності окислення майже немає.

Марганцеву руду додають в особливих випадках, коли потрібно збільшити вміст марганцю у ванні.

Прокатна окалина. Оксид заліза зазвичай додають для поліпшення шлакоутворення на ранніх стадіях плавлення, навіть за відсутності тепла. Зазвичай для цього використовують прокатну окалину. Розмір катаних шматків не перевищує 10 мм. Перед використанням висушують, видаляють достатню кількість вологи.

Замість прокатного окалини іноді використовують залізний пісок. Як окислювач і основну сировину використовують також окалину у чушках і слябах.

Боксит (марка Б - 6) містить 37 - 50% Al_2O_3 , 10 - 20% SiO_2 , 12 - 25% Fe_2O_3 . Боксит зазвичай також містить багато води (10-20%), тому необхідна попередня сушка, щоб уникнути введення водню в сталь [4].

3.7.2 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки

Характеристики плавки

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

3.7.2.1 Склад металеві шихти, %

Таблиця 3.8 – Хімічний склад металеві частини шихти

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Скрап	0,28	0,03	0,40	0,05	0,04

3.7.2.2 Склад неметалічної частини шихти та футерування, %

Таблиця 3.9 – Склад неметалеві частини шихти

Матеріал	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	Cr_2O_3	CaF_2	H_2O	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	0,50	6,00
Футерівка	5,00	8,00	3,00	2,00	70,00	12,00	-	-	-

3.7.2.3 Склад готові сталі 16Г2АФД, %

Таблиця 3.10 – Склад готові сталі 16Г2АФД

Елемент	C	Si	Mn	P	S
%	0,14-0,20	0,30-0,60	1,30-1,70	0,035	0,04
Елемент	Cr	Ni	Cu	As	N_2
%	0,40	0,30	0,15-0,30	0,08	0,015-0,025

3.7.2.4 За умови переробки 78% чавуну та 22% скрапу, металевою частиною вноситься, кг

Таблиця 3.11 – Хімічний склад металевої шихти

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,471	0,562	0,406	0,047	0,0390
Скрап	0,062	0,066	0,088	0,011	0,0088
Усього	3,533	0,628	0,494	0,058	0,0478

3.7.2.5 Розрахувати об'єм і склад шлаку за даними, отриманими на практиці

За умови, що знос футеровки становить 0,3% від маси металевої частини шихти, витрата CaF_2 також становить 0,3%, 100% Si, 50% S, 80% Mn, 90% P.

Передбачається, що всі оксиди, крім вологи та вуглекислого газу, мігрують з неметалевої частини шихти в шлак.

3.7.2.6 Визначимо витрати вапна

Відповідно до вимог десульфурації та дефосфорації основність шлаку (CaO/SiO_2) має бути від 2,5 до 3,5. Приймаємо основність, що дорівнює 3,0, тоді флюсуюча здатність вапна складе:

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

Шихтою (без вапна) і футеровкою вноситься кремнезему (SiO_2) в шлак, кг:

- металевою частиною шихти $0,628 \cdot 60/28 = 1,3457$
- футеруванням $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$
- плавиковим шпатом $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

Усього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,3457 + 0,015 + 0,015 = 1,3757.$$

Для отримання заданої основності необхідно оксиду кальцію (CaO), кг:

$$1,3757 \cdot 3,0 = 4,1271.$$

Вноситься оксид кальцію (CaO), кг:

- плавиковим шпатом $0,3 \cdot 0,08 = 0,024$;
- футеруванням $0,3 \cdot 0,02 = 0,006$.

За вирахуванням оксиду кальцію, що вноситься плавиковим шпатом і футеровкою, знадобиться вапна, кг:

$$(4,1271 - 0,0240 - 0,0060) / 0,8 = 5,1214.$$

3.7.2.7 Визначаємо складові шлаку

Вноситься кремнезему (SiO_2) вапном, кг:

$$5,1214 \cdot 0,02 = 0,1024.$$

Вноситься окису кальцію (CaO) вапном, кг:

$$5,1214 \cdot 0,86 = 4,4044.$$

Вноситься окису магнію (MgO), кг:

- вапном $5,1214 \cdot 0,02 = 0,1024$;
- футеруванням $0,7 \cdot 0,3 = 0,21$.

Вноситься глинозему (Al_2O_3), кг:

- вапном $5,1214 \cdot 0,02 = 0,1024$;
- плавиковим шпатом $0,3 \cdot 0,01 = 0,003$;
- футеруванням $0,3 \cdot 0,03 = 0,009$.

Вноситься оксиду хрому (Cr_2O_3) футеровкою, кг:

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

Вноситься оксид марганцю (MnO) металевою частиною, кг:

$$0,494 \cdot 0,8 \cdot 71/55 = 0,5102.$$

Вноситься оксиду фосфору (P_2O_5) металевою частиною, кг:

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

Вноситься оксидів заліза (Fe_2O_3) футеровкою, кг:

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

Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг:

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

Складові шлаку (табл. 3.12).

Таблиця 3.12 – Хімічний склад шлаку, %

Джерела шлаку	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	CaF_2
Металева шихта	1,3457	-	-	-	-	0,024	0,5102	0,1196	-	-
Вапно	0,1024	4,4044	0,1024	0,1024	-	-	-	-	-	-
Плавиковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,2385
Футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-
Усього	1,4781	4,4344	0,3124	0,1144	0,036	0,024	0,5102	0,1196	0,024	0,2385

3.7.2.8 Втрати заліза

Маса оксидів шлаку (без оксидів заліза) становить 7,2676 кг (таблиця 2.1.5).

З практичних даних, приймаємо такий вміст оксидів заліза в шлаку, %:
 Fe_2O_3 – 4%; FeO – 12%.

Отже, маса шлаку без оксидів заліза (7,2676 кг) становить 84%. Тоді маса всього шлаку, кг:

$$7,2676/0,84 = 8,6519.$$

В тому числі оксидів заліза, кг:

$$8,6519 - 7,2676 = 1,3843;$$

їх Fe_2O_3 – 0,3461 кг; FeO - 1,0382 кг.

Приймаємо, що кількість заліза, що залишилося в шлаку як корольків, втрати з викидами і чад заліза становитиме 3%, тобто. Вага: 3,00 кг.

Витрачається заліза на чад з утворенням оксидів, кг:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - (0,3461 - 0,024) \cdot 112/160 = 0,3293;$$

$$\text{FeO} - 1,0382 \cdot 56/72 = 0,8075.$$

Втрати заліза у вигляді корольків та викидів, кг:

$$3,00 - 0,3293 - 0,8075 = 1,8632.$$

3.7.2.9 Вихід рідкої сталі

Вихід рідкої сталі при вмісті вуглецю 0,18 кг за вирахуванням чаду елементів складе, кг:

$$100 - (3,533 + 0,18 + 0,628 + 0,494 \cdot 0,8 + 0,058 \cdot 0,9 + 0,0478 \cdot 0,5 + 3) = 92,1877.$$

3.7.2.10 Кількість домішок, що залишилися в металі

Визначаємо кількість домішок в металі, що залишилися, кг:

вуглець – 0,1800; кремній – сліди; марганець – 0,0988; фосфор – 0,0058; сірка – 0,0239.

3.7.2.11 Склад металу

Таблиця 3.13 – Хімічний склад металу, %

C	Si	Mn	P	S
0,1953	сліди	0,1072	0,0063	0,0259

3.7.2.12 Кількість дуття

На підставі практичних даних приймаємо, що 10% окислюється до CO_2 і 90% до CO , тоді:

$$\text{вигорить вуглецю } 3,533 - 0,18 = 3,353;$$

$$\text{окислиться до } \text{CO}_2 \quad 3,353 \cdot 0,1 = 0,3353;$$

$$\text{окислиться до } 3,353 \cdot 0,9 = 3,0177;$$

$$\text{утворюється } \text{CO}_2 \quad 0,3353 \cdot 44/12 = 1,2294;$$

$$\text{утворюється } 3,0177 \cdot 28/12 = 7,0413.$$

Потрібно кисню на окислення заліза до утворення, кг:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - (0,3461 - 0,024) \cdot 48/160 = 0,1037;$$

$$\text{FeO} - 1,0382 \cdot 16/72 = 0,2307.$$

Потрібно кисню для окислення домішок, кг:

$$\text{вуглецю до } \text{CO}_2 \quad 1,2294 \cdot 32/44 = 0,8941;$$

$$\text{вуглецю до } \text{CO} \quad 7,0413 \cdot 16/28 = 4,0236;$$

$$\text{марганцю до } \text{MnO} \quad 0,5103 \cdot 16/71 = 0,1150;$$

$$\text{кремнію до } \text{SiO}_2 \quad 1,3457 \cdot 32/60 = 0,7177;$$

$$\text{фосфору до } \text{P}_2\text{O}_5 \quad 0,1196 \cdot 80/142 = 0,0674.$$

Усього знадобиться кисню на окислення заліза та домішок, кг:

$$0,1037 + 0,2307 + 0,8941 + 4,0236 + 0,1150 + 0,7177 + 0,0674 = 6,1522.$$

Потрібно технічного кисню при 95% його засвоєння, кг:

$$6,1522/0,95 = 6,476.$$

Потрібно кисню при його чистоті 99,5%, кг:

$$6,476/0,995 = 6,5085.$$

3.7.2.13 Склад та кількість відпрацьованого газу

Визначаємо склад і кількість газу, що відходить:

Отримано CO_2 :

$$\text{від горіння вуглецю } 1,2294;$$

$$\text{із вапна } 5,1214 \cdot 0,06 = 0,3073;$$

$$\text{із плавикового шпату } 0,3 \cdot 0,06 = 0,018.$$

$$\text{Усього отримано } 1,5547 \text{ кг, або } 1,5547 \cdot 22,4/44 = 0,7915 \text{ м}^3.$$

Утворюється пара води з вологи шихти:

$$5,1214 \cdot 0,02 + 0,005 \cdot 0,3 = 0,1039 \text{ кг, або } 0,1293 \text{ м}^3.$$

Утворюється азот з дугтя:

$$6,5085 \cdot 0,005 = 0,0325 \text{ кг, або } 0,026 \text{ м}^3.$$

Кількість кисню, що залишився, дугтя:

$$6,5085 - 0,026 - 6,1522 = 0,3303 \text{ кг, або } 0,2312 \text{ м}^3.$$

Таблиця 3.13 – Кількість та склад відпрацьованого газу

Складові газу	кг	м ³	%
CO ₂	1,5547	0,7915	17,1549
CO	7,0413	5,6330	77,6954
H ₂ O	0,1039	0,1293	1,1465
N ₂	0,0325	0,0260	0,3586
O ₂	0,3303	0,2312	3,6446
Усього	9,0627	6,8110	100

3.7.2.14 Матеріальний баланс плавки

Таблиця 3.14 – Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну та брукту	100	Металу	92,1877
Вапна	5,1214	Шлаку	8,6412
Плавикового шпату	0,3	Відхідних газів	9,0627
Зруйнованого футерування	0,3	Заліза, корольків та викидів	1,8632
Дугтя	6,5085		
Усього	112,2299	Усього	111,7648

$$\varepsilon = (112,2299 - 111,7648) \cdot 100\% / 112,2299 = 0,4144\%.$$

3.7.3 Розкислення сталі

3.7.3.1 Склад сталі перед розкисленням

Таблиця 3.15 – Хімічний склад сталі перед розкисленням

	C	Si	Mn	P	S
вага, кг	0,18	-	0,0988	0,0058	0,0239
склад, %	0,1953	-	0,1072	0,0063	0,0259

Приймаємо, що в готовій сталі має бути 0,5% Si і 1,5% Mn.

Розкислення металу проводимо феросиліцієм та феромарганцем у ковші при зливі металу.

Таблиця 3.16 – Хімічний склад розкислювачів, %

Марки феросплавів	C	Si	Mn	P	S
Феросиліцій 45	0,10	45,00	0,05	0,05	0,40
Феромарганець МН1	1,00	2,00	80,00	0,30	0,03

Для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,5% Si та 1,3928%Mn.

Приймаючи за даними практики чад феросплавів рівним 20%, визначаємо необхідну їх кількість, кг:

феромарганця $1,3928 \cdot 92,1877 / (0,8 \cdot 0,8 \cdot 100) = 2,0062$;

феросиліцію $0,5 \cdot 92,1877 / (0,8 \cdot 0,45 \cdot 100) = 1,2804$.

Вага сталі після розкислення, кг:

$$2,0062 \cdot 0,8 + 1,2804 \cdot 0,8 + 92,1877 = 94,8169.$$

Перейде в метал, кг:

- вуглецю $2,0062 \cdot 0,8 \cdot 0,01 + 1,2804 \cdot 0,8 \cdot 0,001 = 0,0171$;
- кремнію $2,0062 \cdot 0,8 \cdot 0,02 + 1,2804 \cdot 0,8 \cdot 0,45 = 0,4609$;
- марганцю $2,0062 \cdot 0,8 \cdot 0,8 + 1,2804 \cdot 0,8 \cdot 0,004 = 1,2860$.

Кількість марганцю в сталі, кг:

$$0,1072 + 1,2860 = 1,3932.$$

Кількість вуглецю в сталі, кг:

$$0,18 + 0,0171 = 0,1971.$$

Переходом сірки та фосфору в метал у зв'язку з їх незначною кількістю нехтуємо.

Таблиця 3.17 – Хімічний склад сталі після розкислення

Показники	C	Si	Mn	P	S	Fe	Сума
вага, кг	0,1971	0,4609	1,3932	0,0058	0,0239	92,736	94,8169
склад, %	0,2079	0,4861	1,4694	0,0061	0,0252	97,8053	100

3.7.4 Розрахунок теплового балансу

3.7.4.1 Надходження тепла

Фізичне тепло чавуну при 1350°C

$$Q_1 = (0,178 \cdot 1200 + 52 + 0,2 \cdot (1350 - 1200)) \cdot 78 = 23056,8 \text{ ккал, (96,5326 МДж),}$$

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

1200 - $T_{пл}$ чавуну, °C;

52 – теплота плавлення чавуну, ккал/кг;

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

Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок:

$$C \rightarrow CO_2 \quad 8137 \cdot 0,3353 = 2728,33;$$

$$C \rightarrow CO \quad 2498 \cdot 3,0177 = 7538,21;$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 7423 \cdot 0,628 = 4661,64;$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 1758 \cdot 0,494 \cdot 0,8 = 694,76;$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 5968 \cdot 0,058 \cdot 0,9 = 311,53.$$

$$Q_2 = 15934,47 \text{ ккал (66,7133 МДж)}.$$

Виділяється тепло за реакціями утворення силікатів кальцію з умови, що всі оксиди кремнію та фосфору пов'язані з оксидом кальцію:

$$SiO_2 + 2CaO = (CaO)_2 \cdot SiO_2 + 33814 \text{ (ккал/кг·моль), (139,27 МДж)};$$

$$P_2O_5 + 4(CaO) = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 160852 \text{ (ккал/кг·моль), (673,33 МДж)}.$$

$$Q_3 = 33814 \cdot 1,4781 / 60 + 160852 \cdot 0,1196 / 142 = 968,49 \text{ ккал (4,0548 МДж)}.$$

3.7.4.2 Витрата тепла

Фізичне тепло сталі:

$$Q'_1 = (0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot (1620 - 1500)) \cdot 92,8177 = 31511,61 \text{ ккал,}$$

$$(131,9305 \text{ МДж}),$$

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

1500 – температура плавлення сталі, °C;

65 – теплота плавлення сталі, ккал/кг;

0,2 – теплоємність рідкої сталі, ккал/кг·град;

1620 - температура рідкої сталі на випуску, °C;

92,1877 – вихід рідкої сталі до розкислення, кг.

Фізичне тепло шлаку визначаємо з умови, що температура шлаку дорівнює температурі металу 1620°C:

$$Q'_2 = (0,298 \cdot 1620 + 50) \cdot 8,6512 = 4048,42 \text{ ккал, (16,9496 МДж)}.$$

Приймаємо, що температура газів, що відходять, дорівнює 1450°C, тоді гази занесуть тепла:

$$\text{CO}_2 814 \cdot 0,7915 = 644,28 \text{ ккал};$$

$$\text{CO } 506 \cdot 5,633 = 2850,29 \text{ ккал};$$

$$\text{H}_2\text{O } 632 \cdot 0,1293 = 81,72 \text{ ккал};$$

$$\text{O}_2 528 \cdot 0,2312 = 122,07 \text{ ккал};$$

$$\text{N}_2 499 \cdot 0,026 = 12,97 \text{ ккал}.$$

$$Q'_3 = 3711,33 \text{ ккал, (15,5383 МДж)}.$$

Тепло, що втрачається з корольками заліза і викидами:

$$Q'_4 = 1,8632 \cdot 1620 \cdot 0,2 \cdot 4,186 = 654,37 \text{ ккал, (2,7397 МДж)}.$$

3.7.4.3 Тепловий баланс

Таблиця 3.18 – Тепловий баланс

Надходження тепла	МДж	%	Витрата тепла	МДж	%
Фізичне тепло чавуну Q_1	96,5366	57,7011	Фізичне тепло сталі Q'_1	131,9305	78,8564
			Втрати зі шлаком Q'_2	16,9496	10,1310
Окислення домішок Q_2	66,7133	39,8753	Втрати з газами Q'_3	15,5383	9,2874
			Втрати з корольками та викидами Q'_4	2,7397	1,6376
Шлакоутворення Q_3	4,0548	2,4236	Надлишок тепла (додатковий металевий брухт) Q'_5	+0,1466	+0,0876
Усього	167,3047	100		167,3047	100

Надлишок тепла становить $Q'_5 = +0,1466$ МДж. Для компенсації тепла необхідно додати додатковий металевий брухт. Приймаючи теплоту згоряння брухту загалом 340 ккал/кг (1,4235 МДж). Тоді необхідно додати $0,1466/1,4235 = 0,1030$ кг брухту на 100 кг металевої шихти. На повний обсяг конверторної ванни, що становить 180 тонн, необхідно $0,1030 \cdot 1800 = 185,4$ кг металевого брухту [5].

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища при роботі у конвертерному цеху

Конвертерне виробництво відноситься до виробництв підвищеної небезпеки. У процесі виплавки і розливання сталі металурги працюють з рідкими металами і шлаками, працюють в гарячих умовах. Важка фізична робота в безпосередній близькості від джерела тепла призводить до перегріву організму. Велика кількість пилу, променистої енергії, оксидів азоту і сірки та інших шкідливих речовин потрапляє в робочу зону в процесі плавлення чавуну, розливу чавуну, підготовки матеріалів і печей для випуску і розливу сталі. Оскільки цехи переповнені моторними мостовими кранами, машинами для засипки та іншим електричним і механічним обладнанням, існує ймовірність механічних пошкоджень і ураження електричним струмом. Механізми, що обертаються та рухаються, становлять серйозну небезпеку. Продуктами плавки є сталь і шлак, які виливаються з печі, створюючи небезпеку вибуху та пожежі, спричиняючи газоутворення та посилене виділення тепла.

Згідно з класифікацією [14] переважають такі небезпеки та шкідливі фактори:

- водіння машин і механізмів;
- рухомі частини виробничого обладнання;
- загазування робочої зони при продувці металу аргоном у відрах;
- запиленість робочої зони в місцях перевантаження сипучих матеріалів.

Бризки та викиди рідкого металу з рухомих сталеплавильних та проміжних ковшів, прорив металу з ковша.

Результат: Опіки різного ступеня аж до повних опіків працівника.

Невелика іскра може виникнути на поверхні металу, але повністю зникає при використанні дроту з порошковим покриттям.

Вплив пилу на організм залежить від його складу та походження. Нетоксичний пил подразнює шкіру, очі та вуха. Пил, що летить, впливає на керуваність. Чим вище дисперсність пилу, тим легше він проникає в організм людини. При вдиханні в легені людини потрапляють пилоподібні частинки розміром від 0,01 до 10 мікрон. Частинки розміром 0,01 мкм видихаються разом з повітрям. Частинки розміром 5–10 мкм осідають у носоглотці [15]. В районі промківш - трайбапарат відсутні газовиділення і пилові виділення 2...3 кг/хв, тобто 8...9 мг/м³.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого середовища на робочому місці сталевара

Фактори виробничого середовища та праці	Нормативне значення ГДК, ПДУ	Фактичне значення	Шкідливі і небезпечні умови і характер праці			Час дії фактора, %
			I	II	III	
1. Шкідливі хім. речовини, г/м ³						
I клас						
Ангідрид хромовий	0,01	0,012	1,2			84,2
Оксид Mn (аер.конд)	0,05	0,19		3,8		84,2
III-IV класи						
Азоту діоксид	2,0	3,3				
Ангідрид сірчистий	10,0	18,0		4,7		84,2
Оксид вуглецю	20,0	25,0				
2 Пил переважно фіброгенної дії. Вміст діоксиду SiO ₂ , %	4	134,9			33,7	84,2
3 Шум, дБА	80	78			-	-
4 Мікроклімат у приміщенні:						
- t повітря, °C	15-26	40,5				
- Швидкість руху повітря, м/с	0,2-0,6	0,27				
- Відносна вологості повітря, %	35	42				
- Інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	5270			5270	84,2
5 Статичне навантаження. Величина навантаження за зміну за участю м'язів тулуба і ніг	130000	252956	252956			
6 Робоча поза Нахили корпусу, переміщення в просторі	101	вимушені нахили св.300	вимушені нахили 223			
7 Напруження організатор.функцій		Зір. сліплюча дія розплавленого Me і шлаку				

Як видно з таблиці, відповідно до гігієнічної класифікації праці на умови праці сталевара у відділенні доведення металу конвертерного цеху найбільший вплив оказують такі фактори, як пил і теплове випромінювання (III ступінь шкідливості і небезпеки).

4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища цеху

Щоб зменшити шкідливий вплив тепла на організм людини, необхідно обмежити тепловиділення у виробничому приміщенні. Для цього ми робимо ставку на теплоізоляцію печі шляхом встановлення спеціальних ізоляційних листів. Для відводу конвекційного тепла в цеху на даху будівлі цеху встановлені два аераційних ліхтаря для використання аерації. Ще одним заходом боротьби з надлишками тепла є встановлення повітряних душів на робочих місцях металургів.

Важливою умовою створення хороших умов праці є організований повітрообмін. Надходження зовнішнього повітря в цех здійснюється через прорізи в стінах, вікна і шлагбауми на виході. Стінові прорізи закриті поворотними панелями. Вікна мають фрамуги. Це дозволяє регулювати потік зовнішнього повітря. У теплу пору року повітря в цех надходить через повітрозабірники на рівні робочої зони, а в холодну — через отвори на відстані не менше 4 м від рівня робочої зони. Видалення повітря здійснюється за допомогою витяжної шахти та аераційного ліхтаря. На робочих місцях металургів можна використовувати тонкий полив для охолодження та зменшення впливу надмірної спеки в цехах.

Обдування робітників дуже важливим у цеху. У той же час повітря, що подається вентилятором з нижчою температурою, ніж навколишнє повітря, охоплює працівника, сприяючи прискоренню процесу випаровування та охолодженню тіла працівника. Повітряні душові установки (стаціонарні або пересувні) розташовують так, щоб потік повітря був спрямований на робоче місце металурга, а рециркуляція повітря була спрямована.

У робочих цехах металургів необхідно зменшити випромінювання, встановивши теплозахисні екрани з водяним охолодженням, встановлені біля стін і склепінь печі, робочих віконних рам і сталевих каналів. Теплові екрани допомагають знайти джерела випромінювання тепла, зменшити вплив на робочу зону та знизити температуру поверхні навколо робочої зони.

Захист від шуму і вібрації всередині установки забезпечується повітроводами, газопроводами, арматурою, кожухами печей і повітронагрівачами відпові-

дної щільності. Особливу роль в усуненні впливу шуму і вібрації відіграє автоматизація і механізація процесів.

Застосування амортизаторів і світлових ущільнювачів на траках вентиляційної системи і амортизаторів на вібродвигунах знижує шум і вібрацію.

Спецодяг виготовляють з бавовняної тканини з вогнетривким просоченням, а також з напівшерстяних і суконних тканин. Для спецодягу шахтарів, стрільців розливних машин рекомендується використовувати металізовані вогнетривкі тканини з азбесту та скловолокна. Використовуйте чоботи з додатковими елементами, прикріпленими до ніг, і чоботи з манжетами. Оснащений теплоізоляційною прокладкою в передній частині черевика і теплоізоляційною прокладкою між верхом і підшвою.

Для захисту очей і шкіри обличчя від бризок розплавленого металу і шлаку, а також від ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання використовуються захисні окуляри з небиткого скла з боковим захистом і сітчасті маски. Скло SS-14 використовується для працівників біля печі.

Для захисту шкіри рук, обличчя та шиї використовують захисні пасти, креми та мазі. До засобів індивідуального захисту дихальних шляхів від дії задушливих і отруйних газів, парів і пилу відносяться респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, «Астра-2»), промислові протигази. Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху використовується протишумова прокладка з матеріалу ФПП-Ш. Ці беруші призначені для щоденного використання. Для захисту від вібрації використовуються рукавички з подвійним шаром Paralon. Також використовуються антивібраційні ремені, подушки, колодки, антивібраційні черевики та антивібраційні килимки.

4.3 Заходи з електробезпеки

Вплив електричного струму може спричинити ураження електричним струмом, у тому числі ураження електричним струмом та опіки. Контакт із струмопровідними частинами обладнання може призвести до ураження електричним струмом. Опіки викликані електричною дугою, яка бере участь у процесі комутації електричних ланцюгів.

Внутрішні електричні мережі виконують ізольованими проводами або кабелями із захисними оболонками, що відповідають умовам експлуатації за механічною міцністю та стійкістю до впливу навколишнього середовища.

В освітлювальних мережах загального освітлення допускається напруга до 250 В. У приміщеннях підвищеної небезпеки, особливо небезпечних для ламп і ручних інструментів у місцевому та ремонтному освітленні, напруга не повинна перевищувати 36 В.

Нормуються вертикальні і горизонтальні відстані від проводів до землі, транспортних шляхів, будівель та інших об'єктів. Крім того, мінімально допустима площа перерізу проводів стандартизована з точки зору механічної міцності і запобігання розриву.

Частини, що знаходяться під напругою, розміщуються поза досяжністю (високо, під підлогою або заховані в стінах), щоб захистити їх від контакту. Підвіска на оголеному дроті має мінімальну висоту 3,5 м (якщо більша висота не потрібна через можливий контакт з об'єктами з землі або транспортними засобами, що проїжджають повз). Мінімально допустима відстань до оператора 0,7 м для напруги 15 кВ і 3 м для 220 кВ.

Оголені струмоведучі частини, до яких можуть торкатися люди, надійно відключаються у всіх випадках, коли напруга перевищує 65 В у безпечних приміщеннях і 36 В у приміщеннях підвищеної небезпеки. При напрузі вище 250 В захищені не тільки оголені, але й ізольовані струмоведучі частини. Електричні компоненти пофарбовані у вказаний колір. Це не лише визнання та естетичне значення. Завдяки своїм ізоляційним властивостям покриття відіграє особливу захисну роль у разі нещасного випадку, оскільки воно усуває або зменшує небезпеку електричних кіл, які обладнання пропускає через тіло працівника.

В якості захисної ізоляції можуть бути використані електроізоляційні лаки, плівки, емалі та олійні фарби [16].

4.4 Заходи пожежної безпеки

Цех конвертерного заводу відноситься до категорії пожежної небезпеки Г, оскільки передбачає обробку незгорілого матеріалу в гарячому розплавленому

стані променистого тепла та полум'я. Як паливо використовується газоподібне паливо.

Будинок виготовлений з пожежобезпечних матеріалів: сталь, залізобетон. З точки зору вогнестійкості конструкцій цех відноситься до 1 ступеня.

У майстернях рідкий метал і шлак можуть прилипати до мокрих підлог, ґрунту, матеріалів або конструкцій. Такі явища зазвичай супроводжуються вибухами з виділенням рідкого металу або шлаку.

Вибухи в доменних печах надзвичайно небезпечні. Тому що при цьому склепіння відкривається і гарячий кокс і газвикидаються через вибухові шпури на робочий майданчик, де вони запалюються і горять в атмосфері, утворюючи довге полум'я.

Захист від вогню. Для придушення поширення вогню використовуються негорючі матеріали (азбест, спецвата). На місці входу газопроводу в підвальне приміщення конвертерної фабрики встановлено дренажну систему для запобігання потраплянню газу.

Розташування пожежної частини 4 км від цеху.

Зовнішнє пожежогасіння об'єктів конвертерного цеху забезпечується кільцевою мережею та протипожежними водоводами, в яких встановлені пожежні крани. Розрахункова витрата води на гасіння 40 л/сек при одночасних пожежах - 1 пожежа. Автоматична установка аерозольних і порошкових вогнегасників модульного типу (АУП) виявляє джерело пожежі, подає сигнали про пожежу в приміщеннях чергового персоналу, подає і розподіляє речовини в приміщеннях, що охороняються, призначена для Локалізація та ліквідація пожежі на ранніх стадіях.

У цеху непічної обробки металу конвертерного заводу передбачений евакуаційний шлях для евакуації при виникненні пожежі. Швидкість пересування людини при обов'язковій евакуації дорівнює 16 м/хв, а допустима довжина шляхів евакуації - не більше 50 м для одноповерхових виробничих будівель категорії А і ступенів вогнестійкості І і ІІ. Загальна ширина евакуаційних шляхів і виходів визначається з розрахунку 0,6 на 100 евакуйованих. Очікувана кількість виходів – не менше двох (бажано на протилежних сторонах закладу).

В якості технічних засобів виявлення пожежі в захищених приміщеннях цехів встановлені теплові пожежні та димові сповіщувачі марок: З-2000-СМК.

Біля зовнішнього виходу встановлено ручний пожежний сповіщувач BolydYPR-513-3A (Manual Fire Detector).

Установки пожежної сигналізації призначені для виявлення пожежі та подачі звукових і світлових сигналів про спрацьовування пожежного сповіщувача [17].

4.5 Технічні заходи виробничої санітарії

4.5.1 Освітлення виробничих приміщень

Цех внутрішньопічної обробки металів конвертерного заводу обладнаний природним і штучним освітленням.

На стінах є світлові прольоти, які забезпечують природне освітлення будівлі майстерні. Площа віконного прольоту становить 20% площі підлоги. Типове значення коефіцієнта природної освітленості становить 1% [18].

Якщо природного освітлення недостатньо, використовуйте штучне освітлення з мінімальним стандартом освітлення 300 люкс відповідно до стандартів штучного освітлення. Як штучне освітлення використовують лампи розжарювання типу НБ потужністю 60 і 100 Вт, НГ потужністю 500 Вт. Світлова віддача лампи зростає зі збільшенням потужності, але ніколи не перевищує 18 лм/Вт. Більшість видів ламп мають термін служби 1000 годин.

Особливістю цеху є наявність в полі зору освітлених об'єктів праці (полу-м'я, розплавлений і нагрітий метал і шлак). Яскравість нагрітого металу становить 71500...112000 нт. Умови роботи вимагають огляду світловипромінюючої поверхні для спостереження за ходом процесу, візуальної оцінки температури, якості металу та шлаку тощо.

Тому необхідно створити певну яскравість адаптивного поля (тобто забезпечити певний рівень освітленості навколишніх об'єктів).

Освітленість території до 5 лк. Електропостачання освітлювального обладнання планується від цехового проектного джерела живлення 380/220В. Залежно від пилу коефіцієнт живлення лампи дорівнює 1,7 [18].

Відповідно до стандартів роботи з люмінесцентними матеріалами і виробами гарячих цехів мінімальний розмір розрізняваних об'єктів становить 0,5 мм і більше. Розряд зорової роботи в таких ситуаціях VII. Коефіцієнт природного освітлення в поєднанні з освітленістю $E_N = 2,7\%$ проти 0,9% для нормальної освітленості E_N [18].

4.5.2 Опалення і вентиляція

Через велику кількість надлишкового тепла, що виділяється, позапічна частина металообробки конвертерної установки, що проектується, потребуватиме великого повітрообміну, особливо в літні місяці.

Вентиляція досягається шляхом переміщення забрудненого повітря з приміщення та свіжого повітря в приміщення. Природна вентиляція у виробничому приміщенні цеху непічної обробки металу конвертерного заводу здійснюється під дією теплового тиску за рахунок перепадів температур і вітрового тиску за рахунок дії вітру.

У відділенні позапічної обробки на зовнішній стінці передбачений проріз для припливу зовнішнього повітря, висота дна прорізу встановлена 2 м, а на підлозі передбачена витяжна шахта для підвищення теплового тиску. Будівля магазину. Для посилення повітрообміну за рахунок напору вітру на витяжну шахту кріпиться дефлектор. Таке розташування отворів необхідно влітку для посилення повітрообміну (відкриваючи обидва ряди отворів), а взимку для його зменшення, закриваючи нижні щілини, зменшуючи тепло, що виникає внаслідок втрати приміщення. забезпечити обігрів до досягнення робочого місця.

На ділянці допікання спостерігалось 1000 Вт/м^2 інфрачервоного випромінювання, що перевищує допустиму кількість випромінювання.

До складу засобів захисту від радіації входять: Використання спеціального одягу, що складається з костюма та захисних окулярів темно-синього кольору,

черевиків, рукавичок та шолома. Відповідно до інструкції, під час закачування рідкого металу працівникам забороняється перебувати в небезпечній зоні (радіус 5-6 м) [19].

4.5.3 Виробничий шум

Спеціальних будівельних рішень, конструкцій та обладнання не передбачено, оскільки рівень шуму в позапічній металообробній зоні конвертерного цеху не перевищує 80 дБ, що не перевищує гранично допустимих рівнів шуму згідно з [20]. Шум може викликати механічні пошкодження, що призводять до загальнобіологічних змін, функціональних розладів і професійних захворювань - глухоти, розриву барабанної перетинки (рівень 120-140 дБ), серцево-судинних змін і дисфункції шлунка.

Джерелами шуму в цеху є працюючі конвертори, технічне обладнання (мостові крани, насоси, автонавантажувачі та ін.), патрубки фурм, через які кисень проходить зі швидкістю звуку.

Для зниження шуму в приміщеннях цеху позапічної обробки металу конвертерного цеху вжиті такі заходи:

- Металеві ізоляційні споруди ізольовані в спеціальних укриттях для зниження рівня шуму. Це сприяє зниженню рівня шуму поблизу технічного обладнання.
- Вентиляція буде розміщена в окремих приміщеннях та за межами будівлі конверсійної фабрики.
- Вентилятор встановлений на антивібраційній основі, яка кріпиться до повітропроводу за допомогою гнучких вставок.
- Використання звукопоглинаючого матеріалу на стінах.
- Використання засобів індивідуального захисту (спеціальний шолом та антифон спеціального дизайну (протишумні підшоломники та заглушки для чашок)).

ВИСНОВКИ

1. На основі зібраного матеріалу та зробленого аналізу в роботі запропонована технологія виплавки та розливки конструкційної сталі марки 16Г2АФД у кисневому конвертері.

2. При розробці технології виплавки сталі рекомендується використовувати наявний світовий досвід роботи конвертерних агрегатів із позапічної обробкою сталі, оскільки виробництво прокату із сучасних низьковуглецевих, високої якості сталей, буде представляти основний сортамент.

3. В роботі наведена загальна характеристика і опис устаткування для виробництва конструкційних марок сталей, детально описаний кисневий конвертер ємністю 250 т, приведений розрахунок його параметрів, а також матеріальний та тепловий баланс плавки.

4. В роботі передбачається використання установки позапічної обробки сталі та машини безперервного лиття заготовок.

5. В технологічній частині розглянута технологія виплавки низьколегованої конструкційної сталі 16Г2АФД, що використовується для зварних конструкцій.

6. Розглянуті питання щодо охорони праці в цеху.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

- 1 Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
- 2 Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
- 3 Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
- 4 Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
- 5 Смірнов О.М., Макуров С.Л., Сафонов В.М. Виробництво 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.