МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

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

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)
(рівень вищої освіти)

на тему_ **Проєкт киснево-конвертерного цеху продуктивністю 3,8 млн тонн сталі на рік**

Виконав: студент _IV_ курсу, групи_6.1362-м-с2
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
Є.К.Сосновенко
(ініціали та прізвище)
Керівник __доц., к.т.н, доц. Воляр Р.М.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент_проф., д.т.н., проф. Бєлоконь Ю.О.__
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2026

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_____
«_____»_____20____року

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

_____Сосновенку Євгену Костянтиновичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Проєкт киснево-конвертерного цеху продуктивністю 3,8 млн тонн сталі на рік_____
керівник роботи _____Воляр Роман Миколайович, к.т.н., доц._____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «23» грудня 2025 року №1831-с_____

2 Строк подання студентом роботи _____15.06.2026_____

3 Вихідні дані до роботи __Розробити проєкт киснево-конвертерного цеху річною продуктивністю 3,8 млн. тонн сталі та технологію виплавки конструкційних сталей. Науково-технічна література, авторські свідоцтва_____

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)
11 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	11.05-15.05.2026	
2	1 Загальна частина	16.05-20.05.2026	
3	2 Конструкційна частина	21.05-27.05.2026	
4	3 Технологічна частина	28.05-06.06.2026	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	07.06-11.06.2026	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-14.06.2026	

Студент _____ _____Є.К.Сосновенко_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____ _____Р.М.Воляр_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ _____Ю.О.Бєлоконь___
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 95 с., 5 табл., 8 рис., 27 джерел

КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ, КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, ДУТТЯ, РАФІНУВАННЯ, РОЗКИСЛЕННЯ, ФЕРОСПЛАВИ, БЕЗПЕРЕРВНА РОЗЛИВКА, УПК, МБЛЗ

Мета роботи – розробити проєкт киснево-конвертерного цеху річною продуктивністю 3,8 млн. тонн сталі та технологію виплавки конструкційних сталей.

В загальній частині надана сутність і розвиток конвертерних процесів; розглянута будова конвертерного цеху та організація основних робіт і обладнання цеху; проведений розрахунок необхідної кількості основного та допоміжного обладнання; надана характеристика сталі 10ХНДП та проведений розрахунок матеріального та теплового балансів плавки сталі 10ХНДП.

В конструкційній частині представлений принцип роботи кисневого конвертера; розглянуті основні переваги киснево-конвертерного процесу; зроблений розрахунок характеристик конвертеру та кисневої фурми.

В технологічній частині представлений загальний опис технології плавки в кисневому конвертері; розроблені основні положення з виробництва сталі із застосуванням позапічного рафінування металу на установці піч-ківш (УПК); обґрунтований перехід на МБЛЗ та наведена характеристика основних типів МБЛЗ.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» розроблено заходи щодо безпеки праці в киснево-конвертерному цеху.

ЗМІСТ

Вступ 7
1 Загальна частина 9
1.1 Сутність і розвиток конвертерних процесів 9
1.2 Будова конвертерного цеху 12
1.3 Організація основних робіт і обладнання цеху 14
1.3.1 Доставка та завантаження брухту 14
1.3.2 Подача і заливка чавуну 17
1.3.3 Випуск і передача сталі на розливання 19
1.3.4 Прибирання шлаку 20
1.3.5 Установка "Піч-ківш" 22
1.4 Розрахунок необхідної кількості основного та допоміжного обладнання 23
1.5 Розрахунок необхідної кількості основного устаткування цеху 26
1.5.1 Розрахунок кількості магнітних і грейферних кранів 26
1.5.2 Розрахунок об'єму бункерів для зберігання шихтових матеріалів 28
1.5.3 Розрахунок кількості чавуновозних ковшів міксерного типу 28
1.5.4 Число заливальних кранів 29
1.5.5 Число та ємність совків для брухту 30
1.5.6 Розрахунок кількості завалочних машин 32
1.5.7 Розрахунок кількості сталерозливних та шлакових ковшів 32
1.5.8 Розрахунок кількості скраповозів 33
1.5.9 Розрахунок кількості кранів у шлаковому прольоті 34
1.6 Характеристика сталі 10ХНДП 35
1.7 Розрахунок матеріального та теплового балансів плавки сталі 10ХНДП 37
2 Конструкційна частина 51
2.1 Розрахунок характеристик конвертеру 53
2.1.1 Розрахунок основних параметрів конвертера 53
2.1.2 Розрахунок ванни конвертерів 54
2.1.3 Визначення висоти робочого простору конвертера 56

2.1.4 Визначення діаметра горловини конвертера 56
2.1.5 Визначення висоти шоломової частини конвертера 58
2.1.6 Діаметр сталевипускного отвору 58
2.1.7 Об’єм робочого простору конвертерів 59
2.1.8 Футеровка конвертера 60
2.1.9 Корпус конвертера 61
2.2 Розрахунки кисневої фурми 61
2.2.1 Розрахунки сопла Лаваля та параметрів кисневого струму 61
3 Технологічна частина 67
3.1 Загальний опис технології плавки в кисневому конвертері 67
3.2 Основні положення з виробництва сталі із застосуванням позапічного рафінування металу на установці піч-ківш (УПК) 74
3.3 Обґрунтування переходу на МБЛЗ 76
3.4 Характеристика основних типів МБЛЗ 79
4 Охорона праці та техногенна безпека 82
4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища конвертерного цеху 82
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища цеху 84
4.3 Заходи з електробезпеки 86
4.4 Заходи пожежної безпеки 87
4.5 Технічні заходи виробничої санітарії 89
4.5.1 Освітлення виробничих приміщень 89
4.5.2 Опалення і вентиляція 90
4.5.3 Виробничий шум 91
Висновки 92
Перелік джерел посилання 93

ВСТУП

Історія розвитку сталеплавильного виробництва відзначається постійним вдосконаленням та заміною одних технологій іншими. Протягом останніх 100-125 років ці процеси зазнавали частих змін. Наразі провідну роль у масовому виробництві сталі відіграє киснево-конвертерний процес.

Залежно від використовуваної сировини та технологічних схем, розвиток сталеплавильного виробництва можна розділити на два основні етапи. Перший - це пряме отримання сталі із залізних руд за допомогою сиродутного процесу, який передбачає одноступеневе виробництво за схемою "руда — сталь". Другий етап включає отримання сталі шляхом рафінування чавуну, використовуючи двоступеневу схему "руда — чавун — сталь".

Розвиток двоступеневої схеми, яка забезпечувала значний технічний прогрес, проходив через три ключові етапи.

Перший етап характеризується переробкою чавуну в сталь у пастоподібному стані у формі криці (зварне залізо).

Другий етап пов'язаний із переходом до виробництва рідкої сталі. На цьому етапі використовувалися агрегати періодичної дії без застосування кисневого дуття, з додаванням або без додавання брухту (скрапу). Початковим поштовхом для цього стала поява бессемерівського процесу. Його подальший розвиток заклав основу для мартенівського, томасівського та електродугового процесів. Видобуток рідкої сталі дозволив значно підвищити продуктивність агрегатів і якість готової продукції.

Третій етап відзначається переділом чавуну в рідку сталь за допомогою агрегатів періодичної дії із застосуванням кисневого дуття. Цей сучасний етап розвитку розпочався у 1952–1953 роках в Австрії з упровадженням киснево-конвертерного процесу. Також почали інтенсивно використовувати кисень для підвищення ефективності мартенівського та електродугового способів обробки. Значною мірою впроваджувалися методики позапічної обробки рідкої сталі, як-от обробка синтетичними шлаками, вакуумування, застосування інертних газів

у поєднанні з мікролегуючими порошками або без них. Крім того, почали практикувати особливі методи переплавки сталі, наприклад електрошлаковий, вакуумно-дуговий, електронно-променевий та плазмово-дуговий способи.

Запровадження киснево-конвертерного процесу забезпечило вражаюче зростання продуктивності. Великі кисневі конвертери мають річну потужність 2,5-3,0 мільйона тонн, що майже в 10 разів перевищує відповідну продуктивність мартенівських печей такого ж об’єму. І це далеко не межа. Широке використання кисню для інтенсифікації процесів суттєво пришвидшило роботу сталеплавильних агрегатів.

Таким чином, застосування кисневого дуття як основного реагенту для окислювального рафінування чавуну, а також розробка нових агрегатів, призначених для використання цього інтенсифікатора, привели до істотного підвищення продуктивності сталеплавильних установок і створення сприятливих умов для збільшення обсягів виробництва сталі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Сутність і розвиток конвертерних процесів

Суть усіх класичних варіантів конвертерних процесів отримання сталі полягає в наступному: у конвертері здійснюється окисне рафінування металу із застосуванням газоподібних окислювачів як основних реагентів. Нагрів металу проводиться без додаткового тепла із зовнішніх джерел, а за рахунок фізичного тепла рідкого чавуну та тепла екзотермічних хімічних реакцій. Процеси розкислення та легування металу виконуються в ковші. Використання газоподібних окислювачів та відсутність необхідності у зовнішньому теплі забезпечують простоту конструкції конвертера, високі швидкості рафінування та, відповідно, високу продуктивність агрегату. Це є головною перевагою всіх конвертерних методів виробництва сталі. Основні види конвертерних процесів відрізняються один від одного типом футеровки агрегату, видом газу-окислювача (дуття), а також способами його подання до металевої ванни.

Першим історично значущим конвертерним процесом був бесемерівський метод, вперше впроваджений Г. Бесемером у 1856 році. У цьому процесі використовувався конвертер із кислою футеровкою, а подача повітряного дуття здійснювалася знизу через вогнетривкі багатосоплові фурми. Однак кисла футеровка не дозволяла здійснювати дефосфорацію та десульфурацію металу, тому бесемерівський метод був придатний лише для переробки чавуну з низьким вмістом фосфору та сірки (не більше, ніж це допускається у готовій сталі). Використання повітряного дуття негативно впливало на тепловий баланс плавки, що практично унеможливлювало обробку металобрухту, оскільки значна частина тепла (~ 20% від загальної потреби) йшла на нагрів баластного азоту. Також цей процес знижував якість сталі через неминуче поглинання азоту із дуття.

Основними недоліками бесемерівського процесу були необхідність використання виключно високоякісного чавуну та виготовлення сталі з підвищеним

вмістом фосфору, сірки та азоту. Незважаючи на це, у другій половині XIX століття цей процес був основним у світовій металургії. Проте нині цей метод втратив практичну значущість.

Іншим історично важливим конвертерним процесом став томасівський метод, розроблений Д. Томасом у 1878 році для переробки високофосфористих чавунів у сталь з отриманням фосфатних шлаків, які використовувалися як добрива. Цей процес проводився в конвертері з основною футеровкою із обпаленого доломіту та з нижнім повітряним дуттям. Основна футеровка сприяла утворенню вапняно-залізистих шлаків під час окисного рафінування, що забезпечувало високий ступінь дефосфорації та помітну десульфурацію металу. Однак для проведення цього процесу без додаткових джерел тепла та отримання фосфатних шлаків було необхідно, щоб вміст фосфору в чавуні становив не менше 1,5–1,6%. У той же час, його максимальна концентрація не могла перевищувати 2,0–2,2%, щоб отримати сталь із прийнятним рівнем фосфору. Виконання таких вимог до складу чавуну було можливим лише за використання сировини з небагатьох родовищ.

Проте якість сталі, отриманої за томасівським способом, поступалася бесемерівській. Це було зумовлено неминуче високим вмістом фосфору й азоту, а також значною кількістю кисню через потребу завершувати процес при низькому вмісті вуглецю (близько 0,05%). У зв'язку з цими обмеженнями томасівський процес так і не здобув домінуючої ролі в загальному світовому виробництві сталі.

Згодом металурги поступово відмовлялися від використання бесемерівського та томасівського процесів через їхні суттєві недоліки, серед яких були особливі вимоги до хімічного складу чавуну, низька якість отриманої сталі та неможливість переробляти значні обсяги металевого брухту. Водночас значна увага приділялася пошуку шляхів усунення цих недоліків заради головної переваги конвертерних методів—високої продуктивності. Основну увагу металурги зосередили на реалізації ідеї заміни повітряного дуття кисневим у конвертері з основною футеровкою.

Така заміна теоретично дозволяла: 1) суттєво покращити тепловий баланс завдяки виключенню баластного азоту, що, у свою чергу, відкривало можливість переробляти значно більшу кількість брухту та чавуну майже будь-якого хімічного складу; 2) підвищити якість сталі, зменшивши вміст у ній азоту, фосфору та сірки.

На першому етапі досліджень подача кисневого дуття здійснювалася знизу, як це відбувалося в бесемерівських і томасівських конвертерах. Однак такий підхід призводив до значного зносу футеровки днища, що було обумовлено утворенням високої температури (до 2000 °С) у місцях взаємодії рідкого металу з технічно чистим киснем, який не містить баластного азоту. Розробка спеціальної конструкції водоохолоджуваної металевої фурми, яка вводиться вертикально зверху конвертера, дозволила досягти успішного впровадження кисневого дуття в промисловому масштабі.

Результати промислового застосування киснево-конвертерного процесу з верхньою подачею кисню повністю підтвердили очікування. Використання цього процесу уможливило переробку як звичайних чавунів, що містять до 0,3% фосфору і раніше використовувалися у мартенівському виробництві, так і високо-фосфористих чавунів із часткою брухту у шихті до 25%. Ба більше, якість сталі, отриманої в конвертерах, відповідала рівню мартенівської. Використання різноманітних методів позаагрегатної (ковшової) обробки сталі дозволило випускати у конвертерах високоякісну сталь. Оскільки продуктивність конвертерів значно перевищує продуктивність мартенівських та електросталеплавильних печей, то киснево-конвертерний процес зазнав стрімкого розвитку в 60-х та першій половині 70-х років минулого століття.

Однак, у сучасних умовах спостерігається значне погіршення якості основної природної сировини для виплавки чавуну (залізної руди та коксівного вугілля), а також ускладнення умов їх видобутку. Це призводить до суттєвого зростання ресурсоємності доменної плавки, охоплюючи витрати на підготовку сировини та сам процес плавки, що відповідно підвищує собівартість чавуну. У таких умовах значне збільшення частки конвертерного виробництва сталі,

яке потребує високих обсягів чавуну, неминуче підвищує ресурсоємність металопродукції чорної металургії. Як наслідок, спостерігається зниження ефективності галузі в цілому. Враховуючи, що основна продукція чорної металургії — сталевий прокат — є ключовим конструкційним матеріалом, це напряму впливає на зниження ефективності суспільного виробництва загалом. Такі тенденції стали помітними у всіх розвинених країнах впродовж останніх десятиліть.

Колись поширена думка про те, що майбутнє сталеплавильного виробництва цілковито належить киснево-конвертерним процесам, виявилася суттєво перебільшеною. У сучасних реаліях основним завданням стає максимально ефективне використання наявного обладнання. Завдяки дослідженням розроблено кілька варіантів киснево-конвертерних процесів: подача дуття знизу або комбінована (верхня і нижня); впорскування порошкоподібних матеріалів у металеву ванну; а також інші технології. Крім того, опрацьовуються нові способи підвищення частки брухту у шихті за рахунок його попереднього нагрівання, введення у конвертер твердого палива тощо.

1.2 Будова конвертерного цеху

Основні виробничі підрозділи конвертерних цехів включають: головну будівлю, верхнє міксерне відділення, верхнє шихтове відділення для магнітних матеріалів, нижнє відділення для сипучих матеріалів, а також відділення роздягання зливків і підготовки виливниць. Головна будівля, зображена на рис. 1.1, складається з чотирьох прольотів: завантажувального (Г-Д), конвертерного (В-Г) і двох розливних (Б-В та А-Б).

У конвертерному прольоті розміщено три конвертери, відстань між якими становить 18 метрів, фурми з механізмами їх переміщення, системи завантаження сипучих матеріалів, а також установки для збору та очищення конвертерних газів. Завантажувальний і конвертерний прольоти оснащені робочою платформою, розташованою на висоті 8,18 метра.

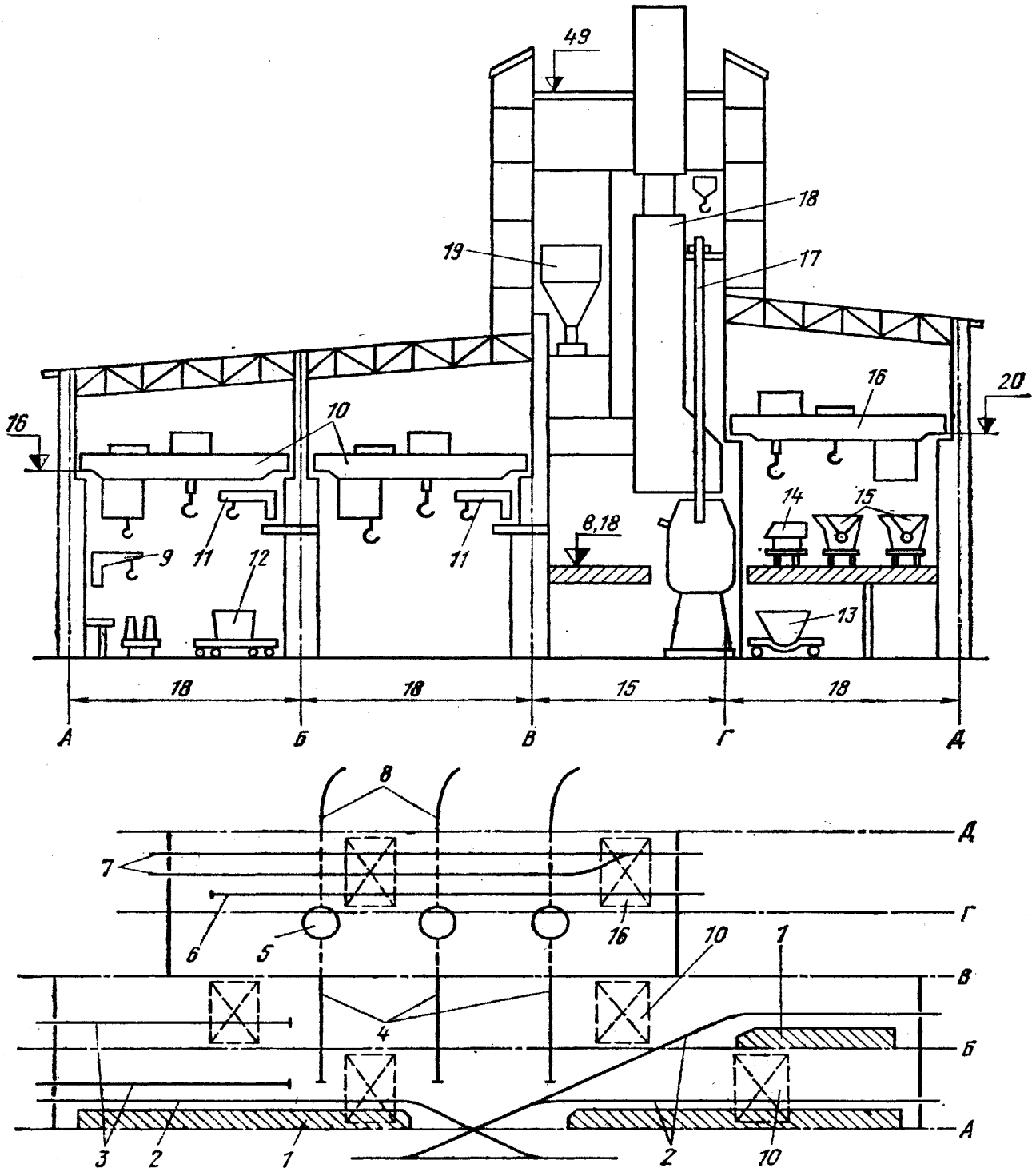


Рисунок 1.1 - План і розріз головної будівлі конвертерного цеху

У завантажувальному прольоті встановлені два мостових поливальних крани. Уздовж конвертерів на робочій платформі прокладено дві залізничні колії для чавуновозів і одну колію для подачі совків із ломом. Під конвертерами розташовані поперечні ширококолійні шляхи, які ведуть до розливних

прольотів, а також залізничні колії з криволінійною ділянкою для виходу на зовнішні шляхи.

У розливних прольотах виконується розливання сталі у виливниці. Тут розташовані розливні майданчики, шляхи для переміщення обладнання, розливні крани та велосипеди для обслуговування. У цих зонах також виконують підготовку та ремонт розливних ковшів, обслуговування яких відбувається за допомогою консольних кранів. Окремі шляхи призначені для подачі вогнетривких матеріалів і видалення відходів.

Рідкий чавун транспортується до конвертерів шляхом №7. Чавуновоз №15 подає його з розташованого поблизу завантажувального прольоту верхнього міксерного відділення. Заливальні ковші підіймають із чавуновозів за допомогою кранів №16 і потім заливають рідкий чавун у конвертери. Сталевий брухт, що надходить із відділення магнітної сепарації матеріалів, завозять у завантажувальний проліт залізничним шляхом №6 за допомогою візків. На візках встановлено совки №14, які мають об'єм 3,5 м³ і розташовані у поперечному положенні. Перекидання совків зі сталевим брухтом у нахилений конвертер здійснюється або рейковим механізмом, що знаходиться під робочою платформою, або механізмом, змонтованим на самому візку.

Готову сталь випускають у ківш, який встановлений на сталевозі №12. Потім сталевоз транспортує ківш до розливного прольоту шляхом №4. Шлаки зливають у ківш, розташований на несамохідному шлаковозі №13, який вивозять із цеху за допомогою локомотива шляхами №8 з поперечно-криволінійною траєкторією.

1.3 Організація основних робіт і обладнання цеху

1.3.1 Доставка та завантаження брухту

Постачання металобрухту відбувається наступним чином. Сталевий брухт завантажують у совки на шихтових дільницях, прольотах або в цехах для обробки скрапу. Звідти совки доставляють до завантажувального прольоту.

Ємність совків варіюється від 9 до 110 м³, а їхня довжина становить від 6,5 до 14,5 метрів. Через такі габарити, під час транспортування совки розташовують вздовж рейкових шляхів. Совки об’ємом 50-70 м³ можна транспортувати залізничним транспортом, а для більш великих — 100-120 м³ — потрібні ширококолійні шляхи та самохідні рейкові візки. При завантаженні совок має бути розташований поперек завантажувального прольоту, що часто потребує повороту на 90 градусів.

У діючих цехах виділяють кілька способів транспортування совків із металобрухтом до завантажувального прольоту:

- З верхнього шихтового відділення по поздовжній рейковій естакаді до торця завантажувального прольоту. Там кран встановлює совки на поворотні круги, за допомогою яких їх повертають у поперечне положення.

- З нижнього шихтового відділення або цеху обробки скрапу по поздовжніх шляхах у перестановочний проліт, де кран із поворотним візком розвертає совки у поперечному положенні. Потім у них додатково завантажують брухт із ямного бункера і транспортують по поперечних шляхах до завантажувального прольоту.

- За подібною схемою, але без ямних бункерів у перестановочному прольоті. У цьому разі довантаження не здійснюється, а поворотні столики використовуються для розгортання совків, які потім спрямовуються по поперечних шляхах.

- Із відділу обробки скрапу доставка здійснюється автотягачами, які дають змогу повертати совки у потрібне положення навіть на обмеженому просторі.

- Із шихтового відділення по поперечних рейкових естакадах на рівні робочої платформи завантажувального прольоту.

- Із шихтового прольоту або відділення по поперечних шляхах на нульовій позначці.

- Із близького цеху для обробки скрапу по ширококолійних поперечних шляхах на нульовій позначці.

- Завантаження брухту безпосередньо з вагонів у торці завантажувального прольоту за допомогою магнітного крана.

Кожен метод вибирається відповідно до умов цеху, розташування обладнання та необхідного обсягу транспортування.

З запропонованих способів найбільш доцільною є система подачі ковшів із брухтом у завантажувальний проліт за допомогою скраповоза по поперечних рейкових шляхах на нульовому рівні, із використанням близько розташованого скрапообробного цеху. Переваги цього підходу полягають у наступному:

- Відсутня необхідність будівництва шихтового прольоту або окремого відділення, що зменшує кількість операцій із перевантаження брухту.

- Не потрібне обладнання для перестановки та розвороту ковшів (зокрема поворотні платформи чи спеціалізовані крани).

- Відпадає потреба у зведенні високих естакад, що забезпечують транспортування ковшів на рівень робочого майданчика; завдяки цьому конструкція робочого майданчика може бути значно полегшена.

Скрапообробний цех має бути розташований поблизу завантажувального прольоту. Це дозволить уникнути створення перешкод для іншого транспорту через ширококолійні поперечні шляхи. У разі доставки ковшів із брухтом на обидва кінці завантажувального прольоту полегшується їх подача до конвертерів. Проте ця схема ускладнює проектні рішення, через що більшість заводів віддає перевагу односторонньому напрямку подачі брухту.

Завантаження брухту виконується за допомогою підлогових машин, напівпортальних установок чи мостових кранів. Підлогові машини мають перевагу в тому, що процес завантаження не залежить від роботи кранів. Проте вони володіють недоліками: великі габарити призводять до загромадження простору завантажувального прольоту, потрібне використання кранів для встановлення і зняття ковшів із машин, що ускладнює облаштування робочого середовища. Через це у нових цехах підлогові машини майже не використовуються.

Напівпортальні машини працюють автономно від заливальних кранів і не заважають переміщенню на робочому майданчику. Основним недоліком є пот-

реба у посиленні підлоги робочої зони та неможливість завантаження металобрухту тільки одним ковшом. Особливості конструкції таких машин обмежують розміри ковшів: для завантаження необхідної кількості матеріалу (до 30%) використовують два ковші.

У деяких виробництвах для завантаження металобрухту застосовують заливальні крани, проте цей метод визнається нерентабельним через зниження їхньої надійності при підвищеній інтенсивності роботи. Заливальні крани функціонують у складних умовах із високим тепловиділенням над конвертерами, що є ще одним обмеженням їх застосування. Натомість використовують спеціалізовані завалювальні крани, вантажопідйомність яких значно менша за заливальні.

Як оптимальне рішення для нових цехів рекомендується використання мостових завалювальних кранів із можливістю завантаження металобрухту одним ковшом. Цей підхід скорочує тривалість плавки на одну хвилину порівняно з напівпортальними машинами, що забезпечує підвищення продуктивності конвертера приблизно на 2%. Окрім того, це спрощує організацію робіт завдяки скороченню кількості ковшів та дає можливість облаштувати легший робочий майданчик у завантажувальному прольоті. Однак певний недолік цього рішення полягає в ускладненнях роботи під час технічного обслуговування та ремонту середнього крана.

1.3.2 Подача і заливка чавуну

У всіх конвертерних цехах чавун заливають у конвертери за допомогою мостових розливних кранів. При цьому ємність заливного ковша та вантажопідйомність крана підбирають таким чином, щоб забезпечити заливку чавуну за один етап. Чавун доставляється з доменного цеху зазвичай через стаціонарні міксери або ж ковші міксерного типу. Також на практиці використовується спосіб транспортування відкритими чавуновозними ковшами з подальшим переливанням чавуну до заливальних ковшів.

У закордонних виробничих цехах стаціонарні міксери часто розташовують у торцях завантажувального або конвертерного прольотів. Подекуди здійснюється злив чавуну безпосередньо з міксера у заливний ківш, який висить на гаку заливного крана. У вітчизняних цехах для покращення умов праці проектують окремі будівлі для міксерних відділень. Для доставки ковшів із чавуном із цих відділень передбачено два рейкових шляхи у завантажувальному прольоті.

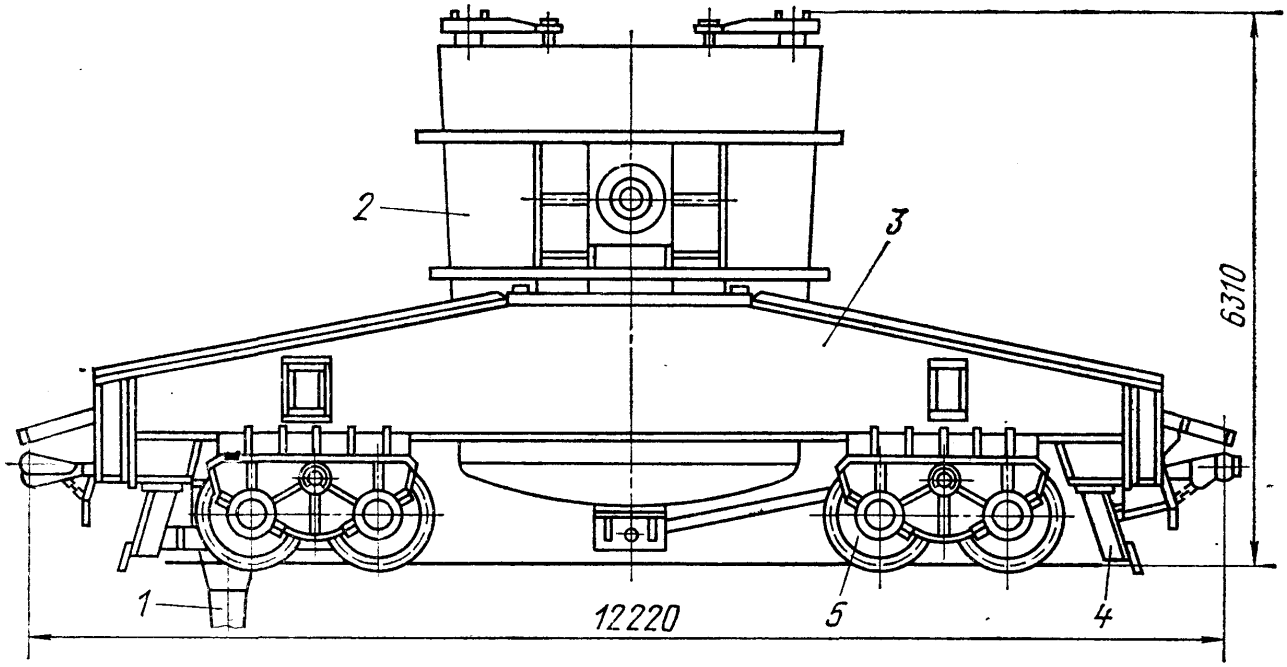
У нових конвертерних цехах все частіше надають перевагу транспортуванню чавуну у ковшах міксерного типу. Переливні відділення розташовують у торці завантажувального прольоту, у пристосованому для цього приміщенні, а рідше — у відокремлених будівлях. Залежно від планування заводу, шляхи для руху міксерних ковшів влаштовують або вздовж завантажувального прольоту, або перпендикулярно до нього.

Чавун зазвичай подається в один із торців завантажувального прольоту, що сприяє раціональній організації роботи цеху. Подвійна подача чавуну використовується значно рідше, оскільки вона ускладнює проєктні рішення. Транспортні шляхи для міксерних ковшів зазвичай розташовані на нульовій позначці висоти, і лише в окремих випадках, враховуючи місцеві особливості, споруджуються дорогі естакади.

Перед початком заливання чавуну в конвертер необхідно видалити шлак із заливного ковша. Шлак потрапляє туди з міксерного ковша або міксера і зазвичай має високий вміст сірки. Для видалення шлаку найчастіше використовують машини гребкового типу, які працюють у кінці завантажувального прольоту. Шлак видаляється із ковшів, що нахиляються за допомогою валкового крана. Проте цей метод не забезпечує повного очищення від шлаку та може спричинити перевантаження крана. Тому постійно розробляються нові технології та обладнання для удосконалення цього процесу.

1.3.3 Випуск і передача стали на розливання.

Будівля розливного відділення складається з двох однотипних розливних прольотів, у яких сталь заливають у виливниці, розміщені на спеціальних візках. Подачу сталерозливних ковшів зі сталлю на сталевози, що транспортуються з конвертерного цеху, здійснюють через дві сталевозні траншеї, прокладені перпендикулярно до розливних прольотів. Для проведення процесу розливання вздовж кожного прольоту облаштовано розливні майданчики, що оснащені пересувними консольно-поворотними кранами. У кожному з прольотів встановлено два розливні крани вантажопідйомністю 450 + 100/20 тонн. Для транспортування виливниць уздовж прольотів прокладено рейкові шляхи, які мають торцеві та центральні в'їзди до будівлі. Допоміжне обладнання включає стенди для установки шлакових і сталерозливних ковшів, установки для їхнього підігріву та охолодження.



1- утримувач струмознімача; 2- ківш; 3- візок; 4- шкребок; 5 ходове колесо

Рисунок 1.2 – Сталевоз для ковша ємністю 250 т

Розливання сталі в злитки здійснюється таким чином. Зі сталеплавильного агрегату сталь випускають у сталерозливний ківш, призначений для коротkочасного зберігання та подальшого розливання. Сталерозливний ківш має ко-

нусоподібну форму з широкою основою зверху і зварний металевий кожух, внутрішня частина якого футерована шамотною вогнетривкою цеглою. Переміщення ковша забезпечується мостовим краном або спеціальним залізничним візком. Розливання сталі з ковша відбувається через один або два стакани, розташовані на його днищі. Отвір ковша відкривається та закривається за допомогою вогнетривкої пробки і стопорного механізму. Ємність сталерозливних ковшів може досягати 480 тонн. В умовах сталеплавильних цехів сталь із ковша розливають або у виливниці, або за допомогою машин безперервного лиття.

1.3.4 Прибирання шлаку

У сучасних вітчизняних та закордонних металургійних цехах використовуються різні способи збору та вивезення шлаку з виробничих зон:

- Через завантажувальний або розливний прольоти, куди шлакові ковші транспортуються від конвертерів на візках по поперечних рейкових шляхах. Далі їх переміщують краном на автошлаковози або на поздовжні залізничні колії для транспортування за межі цеху. Також можливий варіант зливу шлаку у спеціальні ями з подальшим вивезенням після його застигання.

- Використовуючи автошлаковози, які обладнані механізмами для зняття шлакових ковшів із поперечних візків, що подають ковші безпосередньо з-під конвертерів.

- Несамохідними шлаковозами, що пересуваються поперечними рейковими коліями та виїжджають за межі цеху через зовнішні залізничні шляхи.

- Через шлаковий проліт, куди самохідні шлаковози доставляють ковші від конвертерів по ширококолійних поперечних шляхах. У цьому разі ковші перекладають на поздовжні рейкові колії для транспортування шлаку за межі цеху.

- Використовуючи самохідні шлаковози, які рухаються ширококолійними поперечними шляхами від конвертерів безпосередньо до прилеглого шлакового відділення.

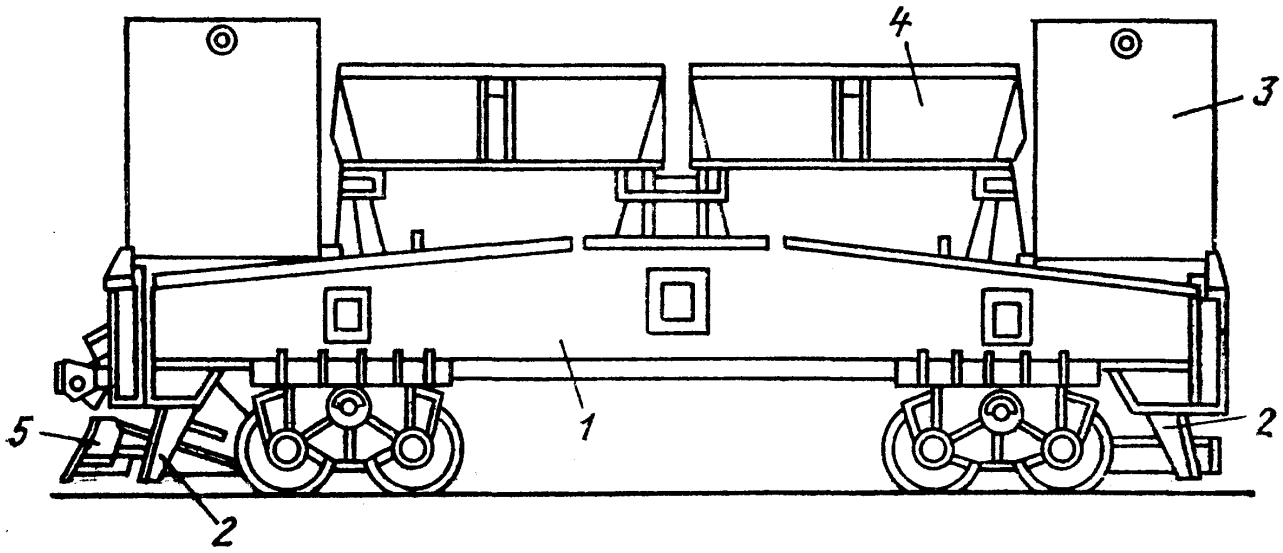
Перший із зазначених способів не застосовується у вітчизняних цехах через складність проведення робіт у завантажувальному та розливному прольотах, а також через погіршення санітарних умов при зливі шлаку в ями. Другий спосіб поки що не впроваджено через відсутність налагодженого виробництва автошлаковозів.

На початкових етапах розвитку вітчизняних металургійних цехів шлакові ковші від конвертерів транспортувалися по коліях залізничного полотна, які підводили безпосередньо під конвертери та розташовували всередині ширококолійних шляхів сталевозів. Проте практика показала, що за такого підходу була відсутня можливість механізованого збору викидів шлаку, металу та залишків металургійної сировини з колій.

Згодом почали використовувати вузькоколійні шлаковози, які переміщувалися по тих самих шляхах, що й сталевози (ширина колії 4800 мм). Це дозволило облаштувати між рейками по всій довжині шляху коритоподібний жолоб завглибшки 0,5 м і механізувати процес збирання відходів. Сміття переміщували по жолобу за допомогою скребка, закріпленого на сталевозах або шлаковозах, у спеціальний контейнер, розташований у приямку під рейковими шляхами.

Із двох основних способів збору сміття за участю ширококолійних шлаковозів раціональнішим вважають транспортування ковшів до близько розташованого шлакового відділення. Це дає змогу уникнути потреби у шлаковому прольоті в головній будівлі, поліпшити умови праці в ній та обійтися без міжцехових шлаковозів.

Ширококолійні шлаковози є самохідними і за своєю конструкцією нагадують сталевози. Існують моделі шлаковозів, розраховані на встановлення одного ковша об’ємом 16 м³ або 30 м³, а також на два ковші об’ємом по 16 м³ кожен. Крім того, передбачено можливість оснащення шлаковоза коробами для збору сміття (рис. 1.3).



1- візок; 2- стаціонарний шкребок; 3- короб для сміття;

4- шлаковий ківш; 5 підйомний шкребок

Рисунок 1.3 – Самохідний шлаковоз з двома шлаковими ковшами

Використання ковшів об’ємом 30 м³ дозволяє скоротити час зливу шлаку, оскільки відсутня потреба зупиняти процес для заміни наповненого малого ковша та переміщення шлаковоза для подачі наступного.

1.3.5 Установка "Піч-ківш"

Завдяки використанню установки "Піч-ківш" при обробці сталі досягається значне покращення її якості, зокрема:

• зменшення кількості неметалевих включень у металі;

• отримання сталі з низьким вмістом сірки;

• вирівнювання та коригування хімічного складу і температури металу;

• зниження браку більш ніж удвічі;

• усунення дефектів, таких як пухкість і утворення мостів у злитках;

• зменшення забруднення неметалевими включеннями;

• стабілізація процесів виплавки та значне зниження ліквацийної неоднорідності у злитках;

• виробництво злитків із щільною макроструктурою та мінімальним вміс-

том розчинених газів;

• можливість виплавки сталей зі складним хімічним складом і високим ступенем чистоти завдяки точному регулюванню доповнення легуючих елементів;

• гомогенізація плавки через продувку газами;

• точне розкислення шляхом подачі розкислювачів та алюмінієвого дроту.

Окрім цього, установка забезпечує низку технологічних переваг, серед яких:

• накопичення металу для заливки великих ковальських злитків із кількох печей;

• виробництво валків холодної прокатки замість застосування методу електрошлакового переплаву;

• скорочення часу плавок за рахунок усунення етапу рафінування;

• зменшення витрати передільного чавуну під час виплавки сталі в печі;

• зниження обсягів шкідливих викидів у навколишнє середовище;

• точне регулювання температури, необхідної для забезпечення належних умов розливання;

• організація плавного переходу між процесами плавки та розливання сталі в безперервному режимі;

• передача плавок на розливання у чітко визначений час;

• підвищення рівня керованості виробничого процесу та мінімізація ризику помилок персоналу.

1.4 Розрахунок необхідної кількості основного та допоміжного обладнання

У запланованому цеху передбачається встановлення 250-тонних конвертерів та МБЛЗ радіального типу. Конвертер оснащений системами очищення конвертерних газів із допалюванням оксиду вуглецю безпосередньо в його порожнині. Технічні характеристики конвертера наведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Технічні характеристики 250-тонного конвертера

Ємність конвертера, т	250
Обсяг робочого простору, $м^3$	250
Питомий об’єм, $м^3/т$	0,82
Діаметр робочого простору, мм	6600
Висота робочого простору, мм	8825
Маса без футерування, т	1292
Потужність електродвигуна, кВт	2х135

Основним чинником, що впливає на кількість печей, є продуктивність (виробнича потужність) сталеплавильного цеху. Вона розраховується з урахуванням виробничої програми заводу та балансу металу, який складається для всього підприємства. Початковим показником для складання балансу виступає потреба в продукції прокатних цехів. Виходячи з цих даних та використовуючи відомі витратні коефіцієнти металу на прокатних станах, обчислюється потреба прокатних цехів у заготівлях безперервного розливання, тобто в продукції сталеплавильного цеху. За умови вдосконалення роботи конвертерів і запровадження новітніх технологій планується досягти обсягів виплавки близько 3,8 млн тонн сталі на рік.

Продуктивність кисневого конвертера розраховується за формулою [1], у тоннах сталі на рік:

$$П_К = \frac{T \cdot 1440 \cdot a \cdot n}{100 \cdot t} \quad (1.1)$$

де T – ємність конвертера (по масі рідкої сталі), т;

1440 – число хвилин у добі, хв/доб;

t – тривалість плавки, хв; тривалість плавки обирають відповідно до нормативних даних, близьких до приведених в табл. 1.2;

n – кількість робочих діб на рік, діб/рік;

a – вихід придатних зливків стосовно маси рідкої сталі, %.

Таблиця 1.2 – Тривалість періодів плавки конвертерів з місткістю 250 т

Період плавки	Тривалість, хв.
Завантаження лому	2
Заливка чавуну	2
Продування	12
Відбір проб, виміри температури і очікування аналізу	4
Злив металу	7
Злив шлаку	3
Підготовка конвертера	3
Невраховані затримки	3
Разом	36

Вихід якісних злитків при безперервному розливанні сталі складає 96-98 %, тому приймаємо показник а = 96 %.

Проектуємо, що в цеху буде встановлено конвертер, який періодично буде перебувати в ремонті або в резерві. Таким чином, кількість робочих діб за рік становитиме 365.

Отже:

Пк=(250·1440·96·365)/(100·36)=3504000 т т сталі на рік.

Віднайдемо кількість необхідних конвертерів:

$$N_к = П_ц / П_к, \quad (1.2)$$

де $П_ц$, $П_к$ – річна продуктивність відповідно цеху і одного конвертера, т сталі на рік.

$$N_к = 3\ 800\ 000 / 3\ 504\ 000 = 1 \text{ шт.}$$

Беремо 1 конвертер + 1 резервний.

Фактична річна продуктивність одного конвертера, т/рік:

$$П_к = П_ц / n = 3\ 800\ 000 / 1 = 3\ 800\ 000 \text{ т/рік.}$$

На основі проведених розрахунків можна зробити висновок, що для забезпечення запланованого обсягу виробництва сталі оптимально використовувати один конвертер з додатковим резервним.

1.5 Розрахунок необхідної кількості основного устаткування цеху

1.5.1 Розрахунок кількості магнітних і грейферних кранів

Кількість магнітних і грейферних кранів встановлюють по формулі, шт:

$$n = \frac{Q_c \sum \kappa}{1440b}, \quad (1.3)$$

де Q_c – добова витрата матеріалу шихти, т/доб;

Σ – тривалість перевантаження 1 т матеріалу [1], хв/т;

κ – коефіцієнт, враховуючий виконання допоміжних робіт, κ =1,15 [1];

b – коефіцієнт використання крану, b = 0,8 [1].

У запланованому цеху передбачається виплавлення конструкційної сталі марки 10ХНДП. Для цього процесу необхідно використати шихтові матеріали, перелік та кількість яких наведено в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Витрата шихтових матеріалів

Матеріал	Чавун	Брухт	Вапно	Плавиковий шпат	Коксик	Феросилій, ФС45	Феромарганець, ФMn80
на 1 плавку, т	237,41	87,8	15,99	1,05	2,85	1,806	2,625
За добу, т	7359,71	2721,8	459,69	32,55	88,35	55,99	81,38

$$n_{брухт} = \frac{2721{,}8 \cdot 2{,}2 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 5{,}9 \text{ шт;} \qquad n_{вап.} = \frac{459{,}69 \cdot 1{,}4 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 0{,}64 \text{ шт;}$$

$$n_{пл.ш.} = \frac{32{,}55 \cdot 0{,}6 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 0{,}02 \text{ шт;} \qquad n_{коксик} = \frac{88{,}35 \cdot 0{,}6 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 0{,}05 \text{ шт;}$$

$$n_{ФС} = \frac{55{,}99 \cdot 0{,}4 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 0{,}02 \text{ шт;} \qquad n_{ФMn} = \frac{81{,}38 \cdot 0{,}4 \cdot 1{,}15}{1440 \cdot 0{,}8} = 0{,}03 \text{ шт.}$$

Беремо необхідну кількість кранів:

1) вживаємо електромагніт діаметром 2100 мм що дозволить зменшити кількість кранів і наростити їх продуктивність в 2-2,5 разів, отже магнітних кранів згодиться – 5,9 / 2,7 ≈ 2 шт;

2) грейферних кранів – 0,64 + 0,02 + 0,05 + 0,02 + 0,03 = 0,76 ≈ 1 шт.

1.5.2 Розрахунок об'єму бункерів для зберігання шихтових матеріалів

Об’єм бункерів для зберігання шихтових матеріалів відзначається по формулі, м^3:

$$V = \frac{Q_c K_З}{qh}, \qquad (1.4)$$

де q – величина насипної маси матеріалу в бункері [1], т/м^3;

$K_З$ – норма запасу матеріалу в бункері, число діб;

h – коефіцієнт заповнення бункера, рівняється 1,2 для металевої шихти і 0,8 для сипких матеріалів.

Норма запасу для плавикового шпату, коксику, брухту і феросплавів є 30 діб, для вапна являє 2 доби, для інших матеріалів – 8 діб [1].

$$V_{брухт} = \frac{2721{,}8 \cdot 30}{2{,}0 \cdot 1{,}2} = 34023\,м^3; \qquad V_{вап} = \frac{459{,}69 \cdot 2}{0{,}8 \cdot 0{,}8} = 1437\,м^3;$$

$$V_{пл.ш.} = \frac{32{,}55 \cdot 30}{1{,}7 \cdot 0{,}8} = 718\,м^3; \qquad V_{коксик} = \frac{88{,}35 \cdot 30}{0{,}5 \cdot 1} = 5301\,м^3;$$

$$V_{ФС} = \frac{55{,}99 \cdot 30}{2{,}2 \cdot 1{,}2} = 637\ м^3; \qquad V_{ФMn} = \frac{81{,}38 \cdot 30}{3{,}0 \cdot 1{,}2} = 679\,м^3;$$

1.5.3 Розрахунок кількості чавуновозних ковшів міксерного типу

Необхідну кількість (n) ковшів міксерного типу встановлюють по формулі:

$$n_{об} = \frac{П_{доб} \cdot n_п \cdot t_{об} \cdot k}{24 \cdot P \cdot 0{,}8}, \qquad (1.5)$$

де $П_{доб}$ – добова продуктивність конвертера, т/діб;

n_n – число конвертерів в цеху, шт;

$t_{об}$ – тривалість циклу обороту ковша (5-7 год);

k – коефіцієнт нерівномірності випусків чавуну (1,25);

P – номінальна ємність ковша, т, P = 150 т [1];

0,8 – коефіцієнт заповнення ковша чавуном.

$$n_{об} = \frac{1041 \cdot 1 \cdot 5 \cdot 1{,}25}{24 \cdot 150 \cdot 0{,}8} = 3 \text{ ковша.}$$

1.5.4 Число заливальних кранів

Число кранів для заливання чавуну встановлюють по формулі [1]:

$$n_{зал.кр.} = \frac{A \cdot z \cdot k}{1440 \cdot b} \qquad (1.6)$$

де A – число плавок на добу, пл/добу;

b – коефіцієнт використання крану, b = 0,8 [1];

k – коефіцієнт, що враховує виконання допоміжних робіт; k = 1,1;

z – заборгованість крана на одну плавку, хв/пл.

Число плавок на добу можна обрахувати наступним чином:

$$A = \frac{П_ц}{n \cdot T \cdot a}, \qquad (1.7)$$

де $П_ц$ – річна продуктивність цеху, тонн сталі на рік;

n – кількість робочих діб на рік, діб/рік;

T – ємність конвертера (по масі рідкої сталі), т;

a – вихід придатних злитків стосовно маси рідкої сталі, %.

$$A=3800000/(365\cdot250\cdot0,96)=43,37$$

Зараховуємо 44 плавки на добу.

Заборгованість крана для розливання чавуну включає кілька етапів: опускання траверси, захоплення ковша, його підйом, перевезення до конвертора, заливання чавуну (яке займає 2–3 хвилини), а також виконання зворотних дій. Якщо заливальні ковші транспортуються по робочій площадці, час заборгованості крана становить 6–8 хвилин. У разі доставки ковшів до торця завантажувального прольоту на нульовій позначці цей час збільшується до 10–12 хвилин. Таким чином, загальна заборгованість крана для виконання процесу розливання чавуну становить:

$$z = 3 + 8 + 12 = 23 \text{ хв.}$$

Тоді

$$n_{\text{зал кр}} = (44\cdot23\cdot1,1)/(1440\cdot0,8) = 0,96$$

Беремо 1 заливальний кран.

1.5.5 Число та ємність совків для брухту

Під час використання напівпортальних завантажувальних машин лом завантажується за допомогою двох совків. Таким чином, якщо кількість плавок у цеху за добу дорівнює А, то в конвертери необхідно буде завантажити 2А сов-

ків брухту. У такому разі необхідна кількість совків (п) визначається за формулою [1], шт.:

$$n = K\frac{2At_{об}}{24} = K\frac{At_{об}}{12}, \quad (1.8)$$

де $t_{об}$ – тривалість циклу обороту совка, г;

K – коефіцієнт запасу (1,15);

24 – число годин у добі.

У цикл обігу совка входять такі етапи: транспортування від завантажувального прольоту до шихтового прольоту і назад, завантаження брухту в совки, очікування завантаження в завантажувальному прольоті, а також завантаження брухту в конвертер. Враховуючи зазначену тривалість циклу обігу, яка складає 4,5 години [1], тоді:

$n = 1{,}15\frac{31\cdot 4{,}5}{12} = 13{,}4$ n=(1,15·44·4,5)/12=18,97 шт, приймаємо 19 совків.

Величина насипної маси (q) брухту для розрахунку ємності совків встановлена на рівні 1 т/м³. Частка брухту в загальній масі металошихти становить 27 %, а вихід рідкої сталі визначається коефіцієнтом 0,9. Якщо брухт завантажується за допомогою двох совків, об'єм одного з них буде таким:

$$V_C = 0{,}27T/0{,}9q, \text{ м}^3. \quad (1.9)$$

$$V_C = 0{,}27 \cdot 250 / 0{,}9 \cdot 1 = 75 \text{ м}^3.$$

1.5.6 Розрахунок кількості завалочних машин

Завантаження брухту здійснюється напівпортальними машинами, кількість яких обчислюється за формулою [1]:

$$n_{зав.м.} = \frac{A \cdot z \cdot k}{1440 \cdot b} \quad (1.10)$$

де A – число плавок на добу, пл/добу; A = 44 пл/добу;

b – коефіцієнт використання машини (0,8);

k – коефіцієнт нерівномірності, що враховує можливість збігу завалки на декількох конвертерах; k = 1,3;

z – заборгованість машини (тривалість завалки) на одну плавку, хв/пл.

Під час завантаження брухту за допомогою двох совків процес займає 3 хвилини. Затримка крана, пов'язана з доставкою совків у проліт по підлозі цеху, становить від 10 до 12 хвилин. Частину совків, знятих зі скраповоза, розміщують на підлозі цеху, де вони чекають початку завантаження; така додаткова перестановка збільшує загальну затримку крана ще на 3–4 хвилини. Таким чином, сумарна заборгованість крана дорівнює: z = 3 + 12 + 4 = 19 хвилин.

$n_{зав\ маш}$ = (44·19·1,3)/(1440·0,8)=0,94, приймаємо 1 напівпортальну машину.

1.5.7 Розрахунок кількості сталерозливних та шлакових ковшів

Кількість сталерозливних ковшів визначається рівною кількості конвертерів. Таким чином, передбачається використання двох ковшів ємністю 250 тонн кожен.

Число шлакових ковшів можна розрахувати за формулою [1]:

$$n_{шл.к.} = \frac{K \cdot A \cdot n_к \cdot t_{об}}{24} \quad (1.11)$$

де $n_к$ – число шлакових ковшів на одну плавку, шт/пл;

K – коефіцієнт запасу, який зараховуємо рівним 1,3 [1];

$t_{об}$ – тривалість обороту шлакового ковша; беремо $t_{об}$=6 г [1].

Число шлакових ковшів на одну плавку:

$$n_{к.} = \frac{T \cdot K_ш}{V_к \cdot q} \quad (1.12)$$

де $K_ш$ – кількість конвертерних шлаків (0,11-0,17 т/т сталі);

$V_к$ – обсяг шлакового ковша, який рівняється 30 м^3 [1];

q – густина рідких шлаків,т/м^3; зараховуємо q = 2,3 т/м^3.

$n_к$=(250·0.17)/(30·2.3)=0.62, приймаємо $n_к$ = 1 шт.

$n_{шл\ к}$ = (1,3·44·1·6)/24=14 шт

1.5.8 Розрахунок кількості скраповозів

Скраповози переміщують до завантажувального прольоту совки з металобрухтом, доставлені із шихтового прольоту. Кількість їхніх рейсів буде відповідати числу плавок у цеху за добу, а необхідна кількість скраповозів (nскр) розраховується за формулою [1], шт.:

$$n_{ск.} = \frac{A \cdot t_{об}}{1440} \quad (1.13)$$

де A – число рейсів скраповозу за добу, шт/діб;

$t_{об}$ – тривалість циклу обороту скраповозу, хв.

Цикл роботи скраповозу включає наступні етапи: зняття порожніх совків і встановлення заповнених металобрухтом у шихтовому прольоті, переміщення до завантажувального прольоту, зняття заповнених совків, монтаж порожніх совків і повернення до шихтового прольоту. Загальна тривалість такого циклу становить 35 хвилин.

$$n_{ск} = (44 \cdot 35)/1440 = 1{,}02, \text{ приймаємо 1 скраповоз.}$$

1.5.9 Розрахунок кількості кранів у шлаковому прольоті

Мостові крани виконують такі завдання: переміщення ковшів із шлаком зі шлаковоза конвертерного цеху на спеціальний стенд, а потім зі стенда на шлаковоз, що транспортує їх за межі цеху. Після доставки спорожнених ковшів назад у проліт здійснюються зворотні перестановки (усього чотири переміщення на кожен ківш). Кількість мостових кранів ($n_{м.кр.}$) можна розрахувати за формулою [1]:

$$n_{ск.} = \frac{A \cdot n_к \cdot n_п \cdot t_п \cdot k}{1440 \cdot b} \qquad (1.14)$$

де $n_к$ – число шлакових ковшів на одну плавку, шт/пл;

$n_п$ – число перестановок на один ківш (рівне чотирьом);

$t_п$ – тривалість однієї перестановки (близько 3 хв);

k – коефіцієнт виконання краном допоміжних робіт (1,1);

b – коефіцієнт використання крана (0,8).

$n_{ск}$=(44·1·4·3·1,1)/(1440·0,8)=0,5, приймаємо 1 мостовий кран.

Таким чином, для забезпечення виробничої потужності в 3,8 млн тонн сталі на рік, згідно з розрахунками, необхідно мати у складі 2 конвертери (один із них резервний), заливальний кран, 19 совків для брухту, 14 шлакових ковшів, скраповоз, мостовий кран у шлаковому прольоті, 2 магнітні крани, грейферний кран, 3 ковша міксерного типу, напівпортальну машину, 2 МБЛЗ та 2 УПК.

1.6 Характеристика сталі 10ХНДП

Марка сталі: 10ХНДП

Класифікація: Сталь конструкційна низьколегована для зварних конструкцій

Додаток: Сталь хромонікелефосфориста з міддю. За ГОСТ 27772-88 відповідає сталі для будівельних конструкцій С345К.

Застосування: застосовується в машинобудуванні та будівництві для зварних конструкцій.

Хімічний склад сталі марки 10ХНДП:

Хімічний склад матеріалу 10ХНДП у відсотках. ГОСТ 19281-89. Також хімічний склад засвідчений у ГОСТ 19282-73.

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	N	Al	Cu	As
до 0.12	**0.17 – 0.37**	**0.3 – 0.6**	**0.3 – 0.6**	**до 0.04**	**0.07 – 0.12**	**0.5 – 0.8**	**до 0.008**	**0.08 – 0.15**	**0.3 – 0.5**	**до 0.08**

Технологічні властивості сталі марки 10ХНДП:

Технологічні властивості сталі характеризують її спроможність витримувати певні деформації, аналогічні тим, які виникатимуть у готовому сталевому виробі під час подальшої обробки чи експлуатації.

Зварюваність:	без обмежень (зварювання проводиться без підігріву та без подальшої термообробки)

Механічні властивості стали марки 10ХНДП:

Механічні властивості при Т=20°С матеріалу 10ХНДП

Сортамент	**Розмір**	**Напр.**	$\sigma_в$	$\sigma_т$	δ_5	ψ	**KCU**	**Термообр.**
	мм	**-**	**МПа**	**МПа**	**%**	**%**	**кДж/м^2**	**-**
Лист, ГОСТ 19282-73	5 - 9		480	350	20			

Закордонні аналоги сталі марки 10ХНДП

Зарубіжні аналоги матеріалу 10ХНДП. Вказано як точні, так і найближчі аналоги.

Англія	Польща	Чехія
BS	PN	CSN
S355J0WP	10HNAP	15217
WR50A	10XHAP	

Низьколегована будівельна сталь 10ХНДП

Низьколегована конструкційна сталь 10ХНДП, що містить хром, нікель, фосфор та мідь, широко використовується в різних галузях машинобудування, переважно у вигляді сортового й фасонного прокату. Головною перевагою цієї сталі є висока стійкість до атмосферної корозії. Оптимальні умови для експлуатації виробів із цієї марки сталі без додаткових покриттів становлять температурний діапазон від -60 °С до +60 °С.

Матеріал демонструє високу міцність: наприклад, листовий прокат товщиною 9 мм здатен витримувати навантаження до 480 МПа. Також сплав

характеризується хорошою пластичністю — при розриві відносне подовження листів товщиною від 5 мм може досягати 20%. Додавання легуючих елементів, таких як кремній та марганець, підвищує міцність сталі, збільшує її межу плинності та посилює дію інших антикорозійних компонентів, таких як мідь, нікель і хром.

За потреби, за попередньою домовленістю з покупцем, допускається зменшення вмісту нікелю в сплаві. У такому випадку сталь маркується як 10ХДП і має граничний вміст нікелю до 0,3%, а концентрацію міді – до 0,4%.

1.7 Розрахунок матеріального та теплового балансів плавки сталі 10ХНДП

Умови розрахунку:

Сталь - 10ХНДП

Місткість конвертера - 250 т

співвідношення чавун/скрап – 78/22.

Плавка йдеться за один прийом без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на 100 кг металевої шихти.

1. Склад металевої частини шихти, %

Матеріал	C	SiO_2	Mn	P	S
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Скрап	0,28	0,3	0,4	0,05	0,04

2. Склад неметалевої частини шихти та футерування, %

Матеріал	SiO_2	Fe_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. Склад сталі 10ХНДП, %

Елемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
ГОСТ	0,07-0,12	0,17-0,37	0,30-0,60	0,50-0,80	0,30-0,60	0,30-0,50	0,07-0,12	Н.б.0,040
Розрахунок	0,08	0,27	0,45	0,65	0,45	0,40	0,09	

4. За умови переробки 72% чавуну та 28% скрапу металевою частиною шихти вноситься, кг:

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,20	0,52	0,37	0,043	0,036
Скрап	0,08	0,08	0,12	0,014	0,011
Усього	3,28	0,60	0,49	0,057	0,047

5. Кількість та склад шлаку

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

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

6. Витрата вапна

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

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

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

металевою частиною шихти 0,60 · 60/28 = 1,2909

футеруванням 0,05·0,3 = 0,015

плавиковим шпатом 0,05·0,03 = 0,015

Усього буде внесено SiO_2: 1,3209 кг.

6.3. Для отримання заданої основності потрібно CaO, кг:

$$1,3209 \cdot 3,0 = 3,9626$$

6.4. Вноситься CaO, кг:

плавиковим шпатом: 0,3·0,08 = 0,024

футеруванням: 0,3·0,02 = 0,006

6.5. За вирахуванням CaO, що вноситься плавиковим шпатом і футеровкою, згодиться вапна, кг:

$$(3,9626 - 0,024 - 0,006) / 0,8 = 4,9157$$

7. Встановлюємо складові шлаку.

7.1. Вноситься SiO_2 вапном, кг:

$$4,9157 \cdot 0,02 = 0,0983$$

7.2. Вноситься CaO вапном, кг:

$$4,9157 \cdot 0,86 = 4,2275$$

7.3. Вноситься MgO, кг:

вапном 4,9157·0,02 = 0,0983

футеруванням 0,3·0,70 = 0,21

7.4. Вноситься Al_2O_3, кг:

вапном 4,9157·0,02 = 0,0983

плавиковим шпатом 0,3 · 0,01 = 0,003

футеруванням 0,3·0,03 = 0,009

7.5. Вноситься Cr_2O_3 футеруванням, кг:

$$0,3·0,12 = 0,036$$

7.6. Вноситься оксиди марганцю металевою частиною, кг:

$$0,49·71/55·0,8 = 0,5023$$

7.7. Вноситься P_2O_5 металевою частиною, кг:

$$0,057·142/62·0,9 = 0,1179$$

7.8. Вноситься оксиди заліза футеровкою, кг:

$$0,3·0,08 = 0,024$$

7.9. Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг:

$$0,3·0,795 = 0,2385$$

7.10. Складові шлаку, кг:

Джерела шлаку	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	CaF_2
мет.шихта	1,2909	0	0	0	0	0,0236	0,5023	0,1179	0	0
вапно	0,0983	4,2275	0,0983	0,0983	0	0	0	0	0	0
пл.шпат	0,015	0,024	0	0,003	0	0	0	0	0	0,2385
футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	0	0	0	0,024	0
Усього	1,4192	4,2575	0,3083	0,1103	0,036	0,0236	0,5023	0,1179	0,024	0,2385

8. Маса оксидів шлаку без Fe_2O_3 набуде: 7,0136 кг

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

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

$$7,0136/0,84 = 8,3496 \text{ кг}$$

В тому числі оксидів заліза: 8,3496 - 7,0136 = 1,3359 кг

їх: $Fe_2O_3 = 8,3496 \cdot 0,04 = 0,3340$кг

$FeO = 8,3496 \cdot 0,12 = 1,0019$ кг

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

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

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 = 112/160 \cdot (0,3340-0,024) = 0,2170$$

$$Fe \rightarrow FeO = 1,0019 \cdot 56/72 = 0,7793$$

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

$$3,0 - 0,2170 - 0,7893 = 2,0037$$

10. Вихід рідкої сталі при вмісті вуглецю, що рівняється 0,08 кг і за вирахуванням чаду елементів набуде, кг:

$$100 - (3{,}28 - 0{,}08 + 0{,}60 + 0{,}49\ 0{,}8 + 0{,}057\ 0{,}9 + 0{,}047\ 0{,}5 + 3{,}0) = 92{,}731 \text{ кг.}$$

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

C = 0,08

Si = сліди

Mn = 0,49·0,2 = 0,0973

P= 0,057·0,1 = 0,0057

S = 0,047·0,5 = 0,0236

12. Склад металу, %

C	Si	Mn	P	S
0,0863	сліди	0,1049	0,0062	0,0254

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

вигорить вуглецю 3,28-0,08 = 3,20 кг

окислиться до CO 23,20·0,1 = 0,320кг

окислиться до CO 3,20·0,9 = 2,8822кг

утворюється CO_2 0,320·44/12= 1,1742 кг

утворюється CO 2,8822·28/12 = 6,7250 кг

14. Встановлюємо кількість дуття

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

Fe_2O_3 (0,3340-0,024) ·48/160 = 0,0930

FeO 1,0019·16/72 = 0,2227

14.2. Потрібно кисню на окислення домішок, кг:

C-CO_2: 1,1742·32/44 = 0,8540

C-CO: 6,7250·16/28 = 3,8429

Mn-MnO: 0,5023·16/71 = 0,1132

Si-SiO_2: 1,2909·32/60 = 0,6885

P-P_2O_5: 0,1179·80/142 = 0,0664

14.3. Усього пригодиться кисню на окислення заліза та домішок, кг:

0,0930 + 0,2227 + 0,8540 + 3,8429 + 0,1132 + 0,6885 + 0,0664 = 5,8806

14.4. Необхідно технічного кисню при 95% його засвоєнні:

5,8806/0,95 = 6,19

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

6,19/0,995 = 6,2212

15. Склад та кількість відпрацьованого газу

15.1. Одержано CO_2, кг:

від горіння вуглецю 1,1742

із вапна 4,9157·0,06 = 0,2949

із шпату: 0,3·0,06 = 0,0180

всього: 1,4872 кг, або 1,4872 · 22,4/44 = 0,757 $м^3$

15.2. Утворюється пара води з вологи шихти:

$$4{,}9157 \cdot 0{,}02 + 0{,}3 \cdot 0{,}005 = 0{,}0998 \text{ кг або } 0{,}0998 \cdot 22{,}4/18 = 0{,}124 \text{ м}^3$$

15.3. Утворюється азот з дуття:

$$6{,}2212 \cdot 0{,}005 = 0{,}0311 \text{ кг, або } 0{,}0311 \cdot 22{,}4/28 = 0{,}025 \text{ м}^3$$

15.4. Кількість кисню, що зістався, дуття:

$$6{,}2212 - 0{,}0313 - 5{,}8806 = 0{,}3095 \text{ кг, чи } 0{,}3095 \cdot 22{,}4/32 = 0{,}217 \text{ м}^3$$

16. Кількість та склад відпрацьованого газу

	кг	$м^3$	%
CO_2	1,4872	0,757	11,6
CO	6,7250	5,380	82,7
H_2O	0,0998	0,124	1,9
N_2	0,0311	0,025	0,4
O_2	0,3095	0,217	3,3
Усього	8,6526	6,503	100

17. Матеріальний баланс плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
чавуну та брухту	100	металу	92,731
вапна	4,9157	шлаку	8,3496
плавикового шпату	0,3	відхідних газів	8,6526
руйнування футерування	0,3	корольків заліза та викидів	2,0037
дуття	6,2212		
Усього	111,737	Усього	111,737

Нев'язка = 0.

18. Розкислення сталі

18.1. Беремо, що в готовій сталі має бути:

0,27% Si, 0,45% Mn, 0,65% Cr, 0,45% Ni, 0,4% Cu та 0,09% P.

18.2. Нікель і мідь уводяться в чистому вигляді в завалку, тому що під час плавки вони не окислюються.

Вага рідкої сталі без нікелю та міді буває:

$$100 - 0,45 - 0,4 = 99,15\%.$$

З урахуванням міді та нікелю вага рідкої сталі перед розкисленням рівнятиметься, кг:

$$92,731/0,9915 = 93,5260.$$

Маса нікелю дорівнюватиме, кг:

$$93,5260 \cdot 0,45/100 = 0,4209.$$

Маса міді, кг:

$$93,5260 \cdot 0,4/100 = 0,3741.$$

18.3. Склад сталі перед розкисленням:

	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
Вага, кг	0,08	0	0,0973	0,0057	0,0236	0	0,4209	0,3741
Склад %	0,0855	0	0,1040	0,0061	0,0252	0	0,45	0,4

18.4. Розкислення металу проводимо феросиліцієм та феромарганцем у ковші при зливі металу. Хром вводимо у вигляді ферохрому ФХ050. Фосфор – як ферофосфор ФФ20-6.

Хімічний склад розкислювачів та легуючих, %

Марка	C	Si	Mn	Cr	P	S
ФС45	0,1	45	0,4	0	0,05	0,02
ФМн1,0	1,0	2,0	90,0	0	0,3	0,03
ФХ050	0,5	2,0	0	70,0	0,03	0,03
ФФ20-6	0,1	5,0	3,0	0	20	0,3

18.5. Для одержання сталі заданого складу необхідно внести:

0,27% Si, 0,3460% Mn, 0,65% Cr та 0,0839% P.

18.6. Беремо чад феросплавів 20%. Тоді їх потрібно, кг:

$$ФМн1 - 0,3460 \cdot 93,526/(0,9 \cdot 0,8 \cdot 100) = 0,4494$$

$$ФС45 - 0,27 \cdot 93,526/(0,8 \cdot 0,45 \cdot 100) = 0,7014$$

$$ФХ050 - 0,65 \cdot 93,526 / (0,8 \cdot 0,70 \cdot 100) = 1,0856$$

$$ФФ20-6 – 0,0839 \cdot 93,526/(0,8 \cdot 0,20 \cdot 100) = 0,4903$$

18.7. Вага сталі після розкислення, кг:

$$93,526 + 0,4494 \cdot 0,8 + 0,7014 \cdot 0,8 + 1,0856 \cdot 0,8 + 0,4903 \cdot 0,8 = 95,7074.$$

18.8. Перейде в метал, кг:

вуглецю:

$$0,4494 \cdot 0,8 \cdot 0,01 + 0,7014 \cdot 0,8 \cdot 0,001 + 1,0856 \cdot 0,8 \cdot 0,005 + 0,4903 \cdot 0,8 \cdot 0,001 = 0,0089$$

кремнію:

$$0,4494 \cdot 0,8 \cdot 0,02 + 0,7014 \cdot 0,8 \cdot 0,45 + 1,0856 \cdot 0,8 \cdot 0,02 + 0,4903 \cdot 0,8 \cdot 0,05 = 0,2967$$

марганцю:

$$0,4494 \cdot 0,8 \cdot 0,9 + 0,7014 \cdot 0,8 \cdot 0,004 + 0,4903 \cdot 0,8 \cdot 0,03 = 0,3376$$

хрому:

$$1{,}0856 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}70 = 0{,}6079$$

фосфору:

$$0{,}4494 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}003 + 0{,}7014 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}0005 + 1{,}0856 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}0003 + 0{,}4903 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}2 = 0{,}0801.$$

18.8.1. Кількість у сталі, кг:

марганцю: 0,0973 + 0,3376 = 0,4349

вуглецю: 0,08 + 0,0089 = 0,0889

хрому: 0,6079

фосфору: 0,0801 + 0,0057 = 0,0858.

18.8.2. Переходом сірки в метал у зв'язку з її незначною кількістю зневажаємо.

18.8. Склад готової сталі після розкислення:

	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	Σ
Вага, кг	0,0889	0,2967	0,4349	0,0858	0,0236	0,6079	0,4209	0,3741	93,3746	95,7074
склад, %	0,09	0,31	0,45	0,09	0,025	0,64	0,44	0,39	97,56	100

Сталь одержаного складу відповідає вимогам ГОСТ для марки 10ХНДП.

19. Тепловий баланс

19.1. Надходження тепла

19.1.1. Фізичне тепло чавуну при 1350 ºС:

$$Q1 = (0{,}178 \cdot 1200 + 52 + 0{,}2 \cdot (1350 - 1200)) \cdot 72 = 21283{,}20 \text{ккал } (89{,}113 \text{ МДж}),$$

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

1200 - температура плавлення чавуну, ккал/кг

52 - теплота плавлення чавуну, ккал/кг

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

19.1.2. Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок, ккал:

$$C \rightarrow CO \; 28137 \cdot 0{,}320 = 2605{,}793$$

$$C \rightarrow CO\ 2498 \cdot 2{,}8822 = 7199{,}636$$

$$Si \rightarrow SiO_2\ 7423 \cdot 0{,}60 = 4471{,}615$$

$$Mn \rightarrow MnO\ 1758 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}49 = 684{,}073$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 5968 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}057 = 307{,}233$$

$$Q_2 = 15268{,}349 \text{ ккал } (63{,}913 \text{ МДж})$$

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

$$SiO_2 + 2CaO = (CaO)_2 \cdot SiO_2 + 33814 \text{ ккал/кг-моль } SiO_2$$

$$162{,}848 \text{ МДж/кг-моль}$$

$$P_2O_5 + 4(CaO) = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 160852 \text{ ккал/кг-моль } P_2O_5$$

$$673{,}286 \text{ МДж/кг-моль}$$

$$Q_3 = 33814 \cdot 1{,}4192/60 + 160852 \cdot 0{,}1179/142 = 933{,}357 \text{ ккал} (3{,}907 \text{ МДж})$$

19.2. Витрати тепла.

19.2.1. Фізичне тепло сталі

$$Q'1 = (0{,}167 \cdot 1500 + 65 + 0{,}2 \cdot (1620 - 1500) \cdot 93{,}526 = 31752{,}07 \text{ кал } (132{,}914 \text{ МДж})$$

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

1500 - температура плавлення сталі, ºС

65 - теплота плавлення сталі, ккал/кг·град

1620 - температура рідкої сталі на випуску, ºС

93,526 - вихід рідкої сталі до розкислення, кг.

19.2.2. Фізичне тепло шлаку встановлюємо з умови, що температура шлаку рівняється температурі металу та рівняється 1620ºС

$$Q'_2 = (0{,}298 \cdot 1620 + 50) \cdot 8{,}3496 = 4448{,}317 \text{ ккал } (18{,}621 \text{ МДж})$$

де 8,3496 - кількість шлаку, кг

19.2.3. Беремо, що температура газів, що відходять, дорівнює 1450ºС, тоді гази занесуть тепла, ккал:

CO_2 814·0,7571 = 616,28

CO 506·5,3800 = 2722,30

H_2O 632·0,1242 = 78,50

O_2 528·0,2167 = 114,39

N_2 499·0,0249 = 12,42

Q'_3= 3543,89 ккал (14,83 МДж)

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

$Q'4$= 0,20 · 1620 · 2,0037 = 649,2049 ккал (2,718 МДж)

де 0,20 - теплоємність рідкої сталі

19.3. Тепловий баланс

Надходження тепла	ккал	МДж	%	Витрата тепла	ккал	МДж	%
Фізичне тепло чавуну	21283,20	89,11	56,78	Фізичне тепло сталі Q_1	31752,07	132,91	84,71
Окислення домішок Q_2	15268,35	63,93	40,73	Втрати зі шлаком Q_2	4448,32	18,62	11,87
Шлакоутворення Q_3	933,36	3,91	2,49	Втрати з газами Q_3	3543,89	14,83	9,45
				Втрати з корольками	649,20	2,72	1,73
				Надлишок (нестача) тепла Q_5	-2908,57	-12,18	-7,76
Усього	37484,91	156,95	100,00	Усього	37484,91	156,95	100,00

19.3.1. Тепловий баланс свідчить про нестачу тепла в розмірі 2908,57 ккал. Для підвищення температури потрібно додати у ванну вуглець з коксу. Враховуючи теплоту згоряння вуглецю, яка складає 6000 ккал/кг, розраховано, що для 100 кг металевої шихти необхідно додати 0,485 кг вуглецю. Таким чином, для повного об'єму конвертерної ванни об’ємом 250 т буде потрібно 1,21 т коксу.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Переваги киснево-конвертерного виробництва:

- Киснево-конвертерний спосіб виробництва сталі потребує значно менших капіталовкладень на будівництво цехів порівняно з мартенівським. Це обумовлено простішою конструкцією основних агрегатів, а також нижчими витратами на обладнання для такого типу виробництва.

- Сталь, виготовлена в кисневих конвертерах, характеризується підвищеними міцнісними властивостями, при цьому рівень пластичності залишається аналогічним мартенівській сталі.

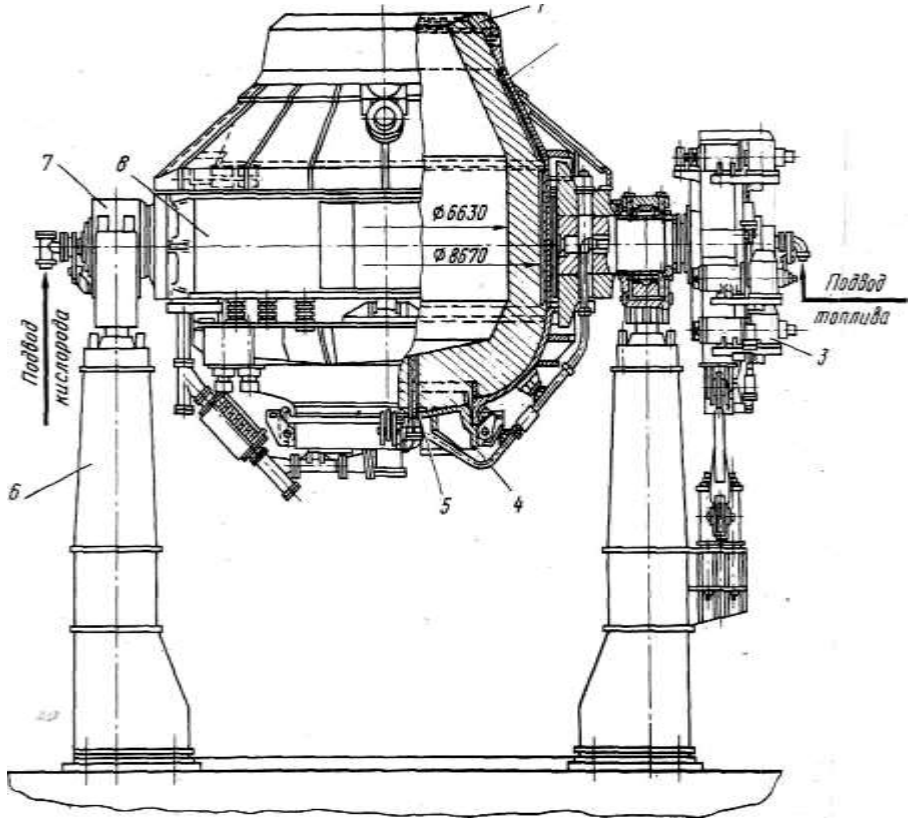
- Кисневі конвертери займають значно менше місця в цехах: два конвертери можуть замінити сім мартенівських печей.

Кисневий конвертер — це посудина грушоподібної форми, змонтована на цапфах і оснащена внутрішньою футеровкою. Конструкція передбачає льотку для випуску сталі, верхній отвір для введення кисневої фурми, виведення газів, заливання чавуну, загрузки металобрухту та шлакоутворювальних матеріалів, а також для зливу шлаків.



Рисунок 2.1 – Зовнішній вигляд конвертера об'ємом 250 т

Конвертери з комбінованою продувкою (рис. 2.2) у порівнянні з конвертерами з верхньою продувкою мають менший питомий об'єм (0,5–0,8 м³/т). Це означає, що в конвертері такого ж об’єму за умови комбінованої продувки можна обробляти більший обсяг металу. Відношення висоти до діаметра конвертера при цьому наближається до 1. Стійкість футерівки днища у таких конвертерах дещо менша, ніж при верхній подачі кисню, що призводить до частішого зношування днища порівняно зі стінками. У центральній частині днища, залежно від місткості конвертера, встановлюють від 2 до 22 фурм для подачі кисню.



1 - шолом горловини конвертера; 2 - корпус конвертера; 3 - привід конвертера; 4 - окреме днище; 6 - станини; 7 - опорний підшипник; 8 - опорне кільце

Рисунок 2.2 - Загальний вид конвертера з комбінованою продувкою

Кожна фурма складається з двох концентрично розташованих металевих труб. По центральній трубі подають кисень, а в кільцевий канал, що утворюється між центральною та зовнішньою трубами, надходить газ, що містить вуглець (наприклад, природний газ) або рідке паливо.

Під дією високих температур в зоні проникнення кисневого струменя в

метал відбувається ендотермічна реакція розкладання вуглеводнів. У результаті цього кільцевий потік газу або рідкого палива виконує роль охолоджувача і захищає обладнання фурми та футеровку днища від перегріву, займання та руйнування. Разом із киснем у внутрішню трубу фурми зазвичай подається порошкове вапно для прискорення утворення шлаку.

Розмір кільцевого зазору між центральною і зовнішньою трубами фурми становить приблизно 1-2 мм. Захисний ефект кільцевого потоку газу або рідкого палива навколо струменя кисню забезпечується при відсутності зміщення цих потоків поблизу фурми. Конструкція фурм може бути різноманітною.

При продувці знизу обсяг відхідних газів в одиницю часу на 20 % більший, ніж при верхній продувці, причому ці гази містять значно менше плавильного пилу, а середній розмір частинок пилу суттєво менший. Склад відхідних газів при донній продувці характеризується високим вмістом оксиду вуглецю та водню (до 20-30 % водню в окремі моменти продувки). Це ставить високі вимоги до конструкції покриття конвертера та роботи уловлювальних установок, особливо з погляду охорони праці та техніки безпеки.

2.1 Розрахунок характеристик конвертеру

Садка конвертеру, G, т = 250;
Витрати чавуну на плавку, $М_{чав}$, т =195;
Витрати брухту на плавку, $М_{л}$, т =55;
Витрати феросплавів, $М_{ф}$, т = 8;
Інтенсивність продувки, I_{02}, $м^3$/хв. =1200;
Засіб продувки – комбінований (O_2+Ar), засіб розливання – МБЛЗ

2.1.1 Розрахунок основних параметрів конвертера

Основні параметри конвертера включають глибину та діаметр ванни, висоту робочого простору і діаметр горловини. Усі ці характеристики визначаються на основі статистичних моделей для конвертера.

2.1.2 Розрахунок ванни конвертерів

Допустимі витрати кисню для одного сопла фурми g_o, що визначаються гідродинамічними характеристиками ванни та довговічністю футеровки днища, розраховуються таким чином:

$$g'_{o2} = 3{,}8k_z^{-3}G^{0,75}, \text{ м}^3/\text{хв}.., \text{ 1 сопло}, \quad (2.1)$$

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

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

$$g'_{O2} = 0{,}38 * (0{,}35)^{-3} * (250)^{0,75} = 453(\frac{м^3}{хв}).$$

Обчислюємо кількість сопел у фурмі. Це число відповідає цілому значенню n:

$$n' = \frac{I_{O2}}{g'_{O2}} \quad (2.3)$$

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

Фактичне споживання кисню через одне сопло фурми становить:

$$g_{O2} = \frac{I_{O2}}{n} \quad (2.4)$$

$$g_{O2} = \frac{1200}{3} = 400(\frac{м^3}{хв}), \text{ на 1 сопло фурми.}$$

Мінімальний кут нахилу сопла відносно вертикалі становить:

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

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

Об'єм ванни, що здатна вмістити весь рідкий метал і має форму зрізаного конуса, розраховується за формулою:

$$V_в = k_ф * \frac{\pi}{4} * D_в^2 * H_в \quad (2.6)$$

або

$$V_в = \frac{\pi}{12} H_в D_в^2 \left[1 - \frac{D_d}{D_в} + \left(\frac{D_d}{D_в} \right)^2 \right] \quad (2.7)$$

З рівнянь 2.6 та 2.7, зазначив $x = \frac{D_d}{D_в}$, маємо $x^2+x-(3k_ф-1)=0$. Звідки добуваємо:

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

де $k_ф$ – середнє статистичне значення форми, і для конвертерів верхнього та комбінованого дуття складає = 0,88, тому

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

Інше розв’язання цього рівняння не має фізичного сенсу, тому його не враховуємо і відкидаємо.

За допомогою статистичної моделі визначаємо глибину ванни конвертера:

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

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

Тому $D_в$ розраховуємо по формулі:

$$D_в = \left(\frac{4G}{k_ф \rho \pi H_в} \right)^{1/2} \quad , \quad (2.10)$$

де ρ – густина рідкого металу, = 7 т/м^3. Тоді:

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

А об’єм ванни конвертеру складає по формулі 1.53:

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

2.1.3 Визначення висоти робочого простору конвертера

Умовний вільний об'єм конвертера (над рівнем ванни) та його висота визначаються інтенсивністю продувки на одне сопло, складом і кількістю шлаку, а також умовами його спінювання. Аналітичні розрахунки збільшення об'єму рідкоподібної шлаково-металевої ванни майже неможливі. Статистичні моделі дозволяють встановити взаємозв’язки між висотою робочого простору та глибиною ванни, а також методом подачі кисню.

Розрахунок висоти робочого простору доцільно проводити для комбінованої продувки відповідно до рівняння

$$\frac{H_р}{H_В} = 5,39 \pm 0,16(м) \qquad (2.11)$$

Звідки дістаємо

$$H_р = 5,45 H_В = 5,45 * 1,71 = 9,34(м).$$

2.1.4 Визначення діаметра горловини конвертера

Конструктивні особливості максимального діаметра горловини визначаються вимогами до випуску сталі, що наглядно показано на рисунку 2.4. Рідка ванна, яка включає метал та шлак, повинна розташовуватися на рівні зрізу горловини конвертера. Це забезпечує захист від переливу шлаку через горловину під час випуску сталі.

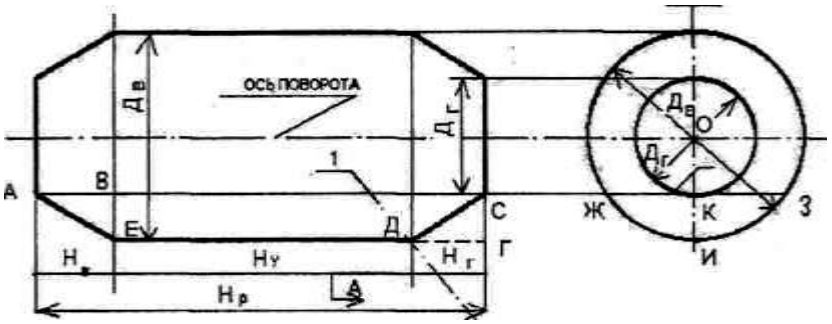
Об’єм рідкої ванни в кінці плавки відповідає області, визначеній на рисунку 2.3 (АВСДЕ).

$$V_р \approx 0{,}9\frac{G}{\rho_m} + \frac{M_ш}{\rho_ш} = \frac{G}{\rho_m}(0{,}9 + \frac{M_ш}{G} * \frac{\rho_m}{\rho_ш}) \qquad (2.12)$$

При $\frac{M_ш}{G} \approx 0{,}15$, ρ_m =7 т/м^3 та $\rho_ш \approx 3$ т/м^3 маємо

$$V_р = 1{,}25\frac{G}{\rho_m} \qquad (2.13)$$

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



1 – рівень рідкої ванни

Рисунок 2.3 – Положення конвертера при випуску сталі:

Прийнявши форму рідкої ванни, як переріз циліндра (рис 2.3 ВСГДЕ) довжиною $H_р$-$H_В$, облічимо площину сегменту ЖКЗИ (рисунок 2.3 А-А)

$$F_с \approx V_р/(H_р - H_В) = 2/3КИ * ЖЗ \qquad (2.14)$$

З рисунку 2.3 видно, що КИ=0,5($Д_в$-$Д_г$), а $ЖЗ = 2\left[(\frac{Д_В}{2})^2 - (\frac{Д_Г}{2})^2\right]^{1/2}$.

Звідки маємо:

$$F_с = \frac{Д_В^2}{3}(1-x)(1-x^2)^{1/2}, \qquad (2.15)$$

де $x = Д_Г/Д_в$.

Рівняння (2.15) щодо змінної x розв'язується графічним методом або чисельним методом із використанням ЕОМ. Діаметр горловини визначається на основі статистичних моделей.

$$Д_Г = (0,4...0,6)Д_В, \tag{2.16}$$

Тобто

$$Д_Г = 0,5 * 5.5 = 2,75(м).$$

2.1.5 Визначення висоти шоломової частини конвертера

Висота шоломової частини конвертера визначається з урахуванням будівельної стійкості футеровки та забезпечення максимального об’єму робочого простору конвертера. Оптимальний кут нахилу футеровки до вертикалі становить 25-30°. Перевищення цього значення може спричинити руйнування кладки, а зменшення – знижує об’єм робочого простору конвертера та впливає на висоту циліндричної частини, де розташоване опорне кільце.

За вибраного значення α=30° виконуємо розрахунки.

$$Н_ш = \frac{Д_В - Д_Г}{2tg\alpha} \tag{2.17}$$

$$Н_ш = \frac{5,5 - 2,75}{2tg(\frac{\pi}{6})} = 2,38(м).$$

2.1.6 Діаметр сталевипускного отвору

Сталевипускний отвір розташовується перпендикулярно до корпусу конвертера в циліндричній або шоломовій конічній частині. Його вісь знаходиться у площині, яка перпендикулярна до осі повороту конвертера, і розміщується на стику між циліндричною та шоломовою частинами футеровки.

Розміри отвору мають забезпечувати оптимальну тривалість процесу випуску сталі для конвертерів об’ємом 250 тонн, що складає 6–9 хвилин. Діаметр отвору визначається за наступною формулою:

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

де $Д_{пр}$ – приведений діаметр дзеркала ванни (рисунок 2.4);

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

μ – коефіцієнт витрат, дорівнює 0,6…0,8.

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

Отвір конвертера виготовляється із спеціальних вогнетривких трубок стандартних розмірів. Діаметри цих трубок становлять 140, 160, 180, 200, 220, 250 та 300 мм. З огляду на наведений ряд стандартних розмірів, обрано діаметр отвору, $d_{от}$=250 мм.

2.1.7 Об’єм робочого простору конвертерів

Висота циліндричної частини конвертера

$$H_{ц} = H_{р} - H_{В} - H_{Г} \quad (2.19)$$

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

Об’єм циліндричної частини

$$V_{ц} = \frac{\pi}{4} H_{ц} Д_{В}^{2} \quad (2.20)$$

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

Об’єм шоломової частини

$$V_{ш} = \frac{\pi}{12} (Д_{В}^{2} + Д_{Г}^{2} + Д_{В} Д_{Г}) \quad (2.21)$$

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

Об’єм робочого простору конвертера

$$V_{рп} = \sum V \tag{2.22}$$

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

Питомий об’єм конвертеру

$$V_{пит} = \frac{V_{рп}}{G} \tag{2.23}$$

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

2.1.8 Футеровка конвертера

Футеровка конвертера складається з арматурного та робочого шару. У деяких випадках між ними розташовують шар вогнетривкої маси товщиною 50–60 мм. Арматурний шар виготовляють із магнезитової або хромомагнезитової цегли стандартних розмірів, укладеної на ребро до площини кладки в один або два ряди. Таким чином, його товщина становить 115 або 230 мм. Арматурний шар розташовується у циліндричній частині конвертера. Для конвертерів з місткістю понад 250 тонн арматурний шар може бути присутній і в шоломовій частині.

Робочий шар викладають з магнезіальних або доломітових вогнетривких матеріалів, використовуючи цеглу розміром 75×150×(300, 360, 420) мм або блоки розміром 125×125×(300, 360, 420) мм. У сучасних умовах робочий шар часто викладається великими блоками з плавленого периклазового матеріалу довжиною 700…1000 мм. Товщина футеровки в циліндричній частині визначається за формулою:

$$T_у = 0,142\sqrt[3]{G} \tag{2.24}$$

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

Це значення служить орієнтиром для проектування футеровки, враховуючи товщину арматурного шару та типорозміри цегли або блоків. Товщина футеровки у шоломовій частині конвертера становить на 115–150 мм менше, ніж у циліндричній частині, тоді як у днищі вона перевищує її на 150–500 мм.

2.1.9 Корпус конвертера

Корпус конвертера виготовляється методом зварювання із прокатаних листів низьколегованої нестаріючої сталі. Конструкція корпусу має різну товщину. Найбільша товщина листів спостерігається в циліндричній або тороїдальній частині днища, де вони кріпляться до опорного кільця.

У верхній (шоломовій) частині та днищі товщина листів зменшується приблизно в 1,2–1,5 рази порівняно з основною циліндричною частиною. Орієнтовна товщина корпусу в циліндричній ділянці може бути визначена за формулою:

$$T_{ц} = 0{,}015G^{1/3} \qquad (2.25)$$

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

2.2 Розрахунки кисневої фурми

Розрахунок фурми проводиться з метою:

- встановлення кількості сопел та їхніх розмірів, які відповідають визначеним витратам кисню;
- визначення обсягів води, необхідних для охолодження фурми, з подальшим вибором труб для її виготовлення.

2.2.1 Розрахунки сопла Лаваля та параметрів кисневого струму

Вихідні дані:

садка конвертера G, т =250;

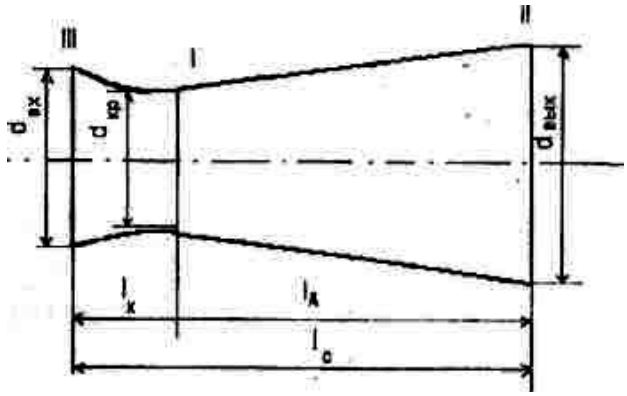
інтенсивність продувки io_2, $м^3$/хв. =1200;

тиск кисню перед соплом P_0, МПа =1,2;

тиск за соплом $P_{вих}$, МПа =0,106;

температура кисню t, °С =25.

Необхідно визначити конструктивні розміри сопла, зображеного на рисунку 2.4, а також параметри кисневого струму на перерізі цього сопла. На рисунку 2.4 представлена схема сопла Лаваля.



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

Рисунок 2.4 – Схема сопла Лаваля

Масові витрати кисню у будь-якому перерізі сопла постійні і складають

$$m_{O2} = \rho_{O2} g_{O2} / 60 = \rho_i V_i f_i (\frac{кг}{с}), \quad (2.26)$$

де P_i. V_i, f_i – відповідно густина, швидкість кисню, будь-який переріз сопла, кг/$м^3$, м/с, $м^2$.

$$\rho_{O2} = \frac{P_n M}{RT_o} - густина_кисню (\frac{кг}{м^3}) \quad (2.27)$$

$$\rho_{O2} = \frac{1200000 * 0,032}{8,314 * 298} = 15,5 (\frac{кг}{м^3}).$$

Тоді

$$m_{O2} = 15,5 * 300 / 60 = 77,5 (кг).$$

Для критичного перерізу сопла користаємося:

Швидкість

$$V_{кр} = \sqrt{\frac{2k}{k+1}}\sqrt{\frac{RT_{кр}}{M}},\ \frac{м}{с} \tag{2.28}$$

Температуру

$$T_{кр} = T_{о}(1-\frac{k-1}{k+1}), K \tag{2.29}$$

Тиск

$$P_{кр} = P_{о}(\frac{2}{k+1})^{\frac{k}{k-1}}, Па \tag{2.30}$$

Густину

$$\rho_{rh} = \frac{P_{кр}M}{RT_{кр}}, \frac{кг}{м^3} \tag{2.31}$$

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

Тоді

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

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

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

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

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

$$f_{кр} = \frac{m_{O2}}{\rho_{кр}V_{кр}} \tag{2.32}$$

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

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4f_{кр}}{\pi}} \tag{2.33}$$

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

Для вихідного сопла користаємося:

Швидкість

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

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

Температуру

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

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

Густину

$$\rho_{вих} = \rho_{кр} \left(\frac{T_{вих}}{T_{кр}}\right)^{\frac{1}{к-1}} \tag{2.36}$$

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

де $\varphi = 0{,}95 \ldots 0{,}98$ – коефіцієнт швидкості.

Виважаємо площу та діаметр вихідного перерізу сопла:

$$f_{вих} = \frac{m_{O2}}{\rho_{вих} V_{вих}} \quad (2.37)$$

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

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

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

Діаметр вихідного перерізу сопла встановлюємо за умов, що швидкість кисню при виході у сопло відповідає швидкості в трубі фурми. Звичайно ця величина буває у діапазоні $V_ф$= 50…100 м/с. Тоді

$$d_{вх} = \sqrt{\frac{4m_{O2}}{\pi \rho_{вх} V_ф}} \quad (2.39)$$

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

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

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

Обраховуємо відношення $\frac{d_{вх}}{d_{кр}}$. Його значення повинно бути 1,2…1,6.

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

Кут розкриття дифузора складає $\alpha_д$=8…12°. Довжина дифузора

$$l_д = (d_{вих} - d_{кр}) / 2tg\frac{\alpha_д}{2} \quad (2.41)$$

$$l_д = \frac{0,029 - 0,019}{2tg(\frac{10}{2})} = 0,57(м).$$

Кут розкриття конфузора не повинен бути більше ніж 40^0 і звичайно складає $20…30^0$. Довжина конфузора

$$l_k = \frac{d_{вх} - d_{кр}}{2tg\frac{\alpha_k}{2}} \tag{2.42}$$

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

Довжина сопла рівняється

$$l_c = l_k + l_д \tag{2.43}$$

$$l_c = 0,57 + 0,135 = 0,705(м).$$

Характерні 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 Загальний опис технології плавки в кисневому конвертері

Найпростішим і найпоширенішим варіантом конвертерних процесів є плавка в одношлаковому режимі. Цей метод застосовується, якщо вміст фосфору в чавуні не перевищує 0,3%, тобто для переробки низькофосфористих чавунів. У таких випадках технологічний цикл зазвичай включає кілька етапів, тривалість яких наведена нижче (у хвилинах):

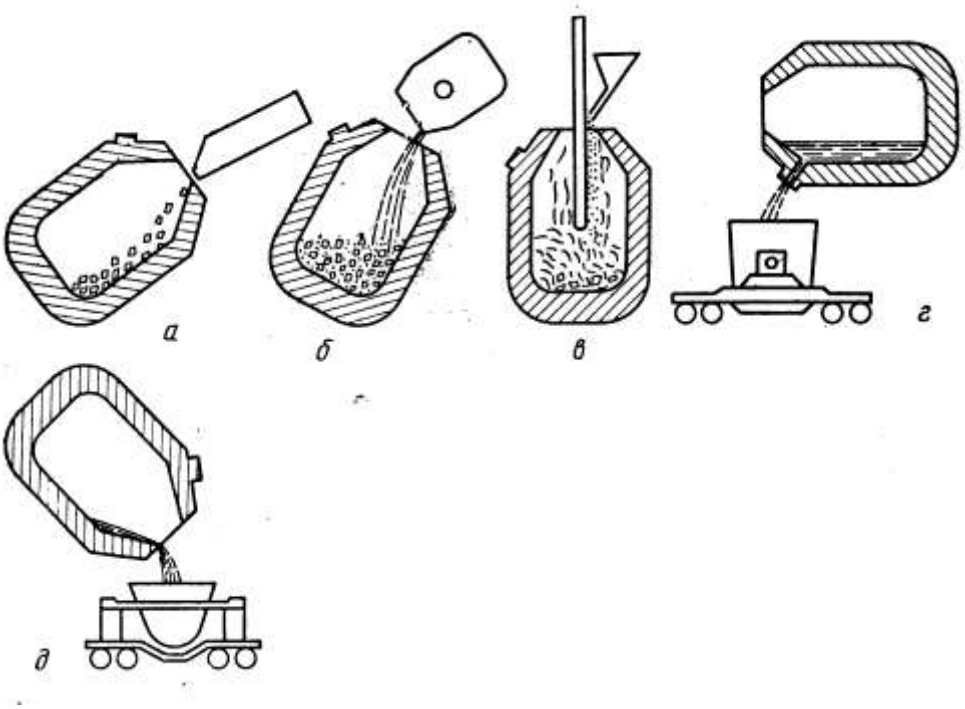
Завалка брухту	3-4
Заливка чавуну	3-4
Продувка	10-25
Взяття проби, очікування аналізу	3-4
Злив (випуск) металу	5-10
Злив шлаку	1-2
Гарячі простої	0-5
Загальна тривалість циклу (плавки)	25-50

Тривалість окремих операцій та технологічного циклу (плавки) зазвичай не залежить від об’єму конвертера. Це зумовлено головним чином тим, що плавка проводиться без подачі тепла ззовні. Окрім цього, зі збільшенням місткості конвертера використовується більш удосконалене обладнання, яке дає змогу скоротити тривалість таких операцій, як завантаження брухту, заливання чавуну тощо. Підвищення інтенсивності продувки також сприяє збільшенню потенціалу конвертера, через що його продуктивність зазвичай зростає пропорційно до збільшення об’єму.

На рисунку 3.1 показані робочі положення конвертера під час виконання основних технологічних операцій. Раніше кожної плавки проводиться її шихтовка, тобто визначаються оптимальні в конкретних умовах витрати чавуну, брухту, шлакоутворювальних матеріалів і кисню. Ці параметри підбираються

так, щоб після завершення процесу продувки отримати метал із заданими масою, температурою та вмістом вуглецю, фосфору і сірки.

Зазвичай розрахунок необхідних витрат здійснюється за допомогою електронно-обчислювальної техніки (ЕОМ). У разі її відсутності використовують дані попередніх плавок або проводять спрощений розрахунок із застосуванням таблиць чи номограм, які створено з урахуванням специфіки кожного виробництва.



а - завалка брухту; б - заливка чавуну; в - продування ванни і подача сипучих; г - випуск металу; залізничний слив шлаку

Рисунок 3.1 – Робоче положення конвертера при виконанні різних операцій

Завантаження брухту в конвертер здійснюється у нахиленому положенні за допомогою спеціальних совків. Їх розміри та вантажопідйомність кранів підбираються таким чином, щоб увесь металобрухт можна було завантажити за один прийом. Завантаження у кілька прийомів збільшує загальну тривалість процесу завантаження та плавки, що знижує продуктивність конвертера. Подібна затримка часто виникає при обробці дрібного або погано підготовленого легковагового брухту. У випадках, коли одночасно використовується кілька видів брухту, для мінімізації руйнування футеровки спочатку завантажується легковаговий матеріал, а потім – пакети або великоваговий брухт. Рівномірний

розподіл брухту на днище конвертера досягається завдяки нахилу його у протилежний до завантаження бік.

Після завершення завантаження брухту на його поверхню може засипатися частина вапна (20–25% від необхідної кількості). У разі потреби коригування подини частина вапна подається перед завантаженням брухту, при цьому конвертер встановлюють у вертикальне положення, щоб сипучі матеріали вводилися зверху через автоматизовану систему.

Заливання чавуну здійснюється за один прийом за допомогою чавуновозних ковшів, об'єм яких відповідає необхідній кількості рідкого металу. Чавун має відповідати визначеним параметрам хімічного складу і температури.

Продувка є ключовою технологічною операцією в конвертерному процесі. Її основне призначення – забезпечити окисне рафінування та нагрівання металу. Для цього конвертер встановлюють у вертикальне положення, занурюють фурму і розпочинають продувку. Зазвичай на початкових етапах цієї операції додаються сипучі матеріали, зокрема вапно, плавиковий шпат, боксит чи залізорудні компоненти, а також попередньо підготовлені шлакоутворюючі суміші. Такі матеріали вводять невеликими порціями – не більше 1% від маси металу, щоб уникнути переохолодження ванни та підтримати стабільний процес плавлення.

Закінчення продувки визначають різними методами. При ручному керуванні враховують обсяг витраченого кисню, а автоматичні системи використовують показники вмісту вуглецю та температури металу, поєднуючи ці дані з вимірюванням спожитого кисню. Отримана інформація обробляється комп'ютером для забезпечення точності та ефективності процесу.

Тривалість продувки зазвичай варіюється в межах 10-20 хвилин і залежить від питомої інтенсивності процесу, яка в сучасній практиці складає 2,5-5 м³/(т·хв), та питомої витрати кисню на реакцію, що зазвичай становить 45-55 м³/т. Характерною особливістю продувки рідкого металу киснем зверху є неминуче інтенсивне випаровування заліза та його оксидів (утворення диму), винос невеликих крапель металу та шлаку газами, а також частинок сипучих ма-

теріалів. Крім цього, можливі викиди металу і шлаку через горловину. Такі явища мають негативний вплив, оскільки вони знижують вихід придатного металу, а значна кількість димових частинок потребує обов'язкового очищення відхідних газів.

Очищення конверторного газу є доволі складним завданням. По-перше, у газах міститься велика кількість пилу (зазвичай 50-100 г/м³), тоді як санітарні норми допускають тільки 80-100 мг/м³. По-друге, дрібнодисперсні частинки пилу, що утворюються як конденсат оксидів заліза (дим), мають розміри 0,05-1 мкм, що значно ускладнює їх уловлювання. Щоб забезпечити безперервну подачу кисню, кожен конвертер зазвичай оснащують двома фурмами: одна використовується безпосередньо в процесі роботи, а інша перебуває в резерві.

Відбір проби металу та шлаку для хімічного аналізу, а також вимірювання температури металу зазвичай здійснюються після завершення продувки шляхом повертання конвертера у горизонтальне положення. Основна мета цієї операції — визначення вмісту вуглецю та температури металу. За правильно виконаної продувки ці параметри мають відповідати встановленим межам, які залежать від марки сталі та методу її розливу. Щоб досягти необхідних показників вмісту вуглецю та температури, ці параметри контролюють у процесі продувки за допомогою спеціального пристрою (зонда). Якщо таких пристроїв немає, можливі ситуації, коли продувка завершується при значеннях одного або обох параметрів, які не відповідають заданим. У таких випадках необхідно вжити коригувальних заходів, враховуючи характер відхилення від норм (див. табл. 3.1).

Серед основних заходів для усунення порушень після першого повороту конвертера є додаткова продувка, навуглецювання металу у ковші або його охолодження в конвертері чи ковші. Додаткова продувка є відхиленням від стандартної технології, оскільки вона знижує якість сталі, подовжує процес плавки і збільшує її ресурсоємність. Особливо недопустимою вважається додаткова продувка з введенням феромарганцю, адже цей матеріал є дорогим і дефіцитним.

Таблиця 3.1 – Можливі варіанти характеру відхилення основних параметрів плавки від нормальних їх значень при першій завалці конвертера і звичайні заходи, що приймаються для їх усунення.

Характер відхилення величини		Вжиті заходи
[C]	Температура	
Норма	перевищує	Охолодження в конвертері або ковші
Норма	не вистачає	Додувка з нагріванням і навуглецювання в ковші
перевищує	норма	Додувка без зміни температури ванни
не вистачає	норма	Навуглецювання в ковші
перевищує	не вистачає	Додувка з нагрівом
перевищує	перевищує	Додувка з охолодженням
не вистачає	не вистачає	Задування з присадкою в конвертер чавуну або феромарганцю. Можливо і навуглецювання в ковші
не вистачає	перевищує	Охолодження в конвертері або ковші та навуглецювання в ковші

Зниження якості сталі при додувці найчастіше пов’язане зі збільшенням вмісту азоту в металі, що виникає через потрапляння великої кількості повітря (азоту) в конвертер у проміжках між продуваннями. Крім цього, під час додувки може істотно зрости концентрація кисню в металі, особливо якщо виплавляється низьковуглецева сталь. Допустимий рівень навуглецювання металу в ковші під час випуску плавки не повинен перевищувати 0,05%. Для цього використовують дрібно подрібнений кокс або антрацит, які зазвичай упаковують у

мішки. Підвищення рівня навуглецювання допускається лише при виплавці деяких марок сталі, які не мають суворих вимог щодо якості.

Охолодження перегрітої сталі можливе як у конвертері, так і в ковші. Однак найдоцільніше здійснювати його саме в ковші, оскільки це дозволяє точніше регулювати температуру металу перед розливанням, що є критично важливим під час роботи з машинами безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Крім того, це дає змогу уникнути надлишкових операцій у самому конвертері. Найчастіше для охолодження металу в ковші використовують метод опускання великого шматка металу (сляба) у розплавлену сталь із подальшим продуванням аргоном. У конвертері охолодження зазвичай відбувається шляхом додавання чистого лому або твердого чавуну. Використовувати залізорудні матеріали як тверді окисники не рекомендується, оскільки це може призвести до надмірного окислення металу.

Після будь-якої корекції в конвертері обов’язково беруть проби металу і шлаку та проводять вимірювання температури. Це, на жаль, додатково подовжує тривалість плавки та знижує загальну продуктивність конвертера. Одним із важливих чинників підвищення ефективності конвертерного процесу є нормальне проведення продувки із досягненням заданих показників вмісту вуглецю та температури металу за перший раз. Для цього слід використовувати автоматизовані системи управління, які включають хоча б одне вимірювання ключових параметрів плавки за допомогою спеціального зонда незадовго до закінчення продувки.

Метал випускається зі сталеплавильного конвертера через спеціальний сталевипускний отвір у сталерозливний ківш. Якщо під час випуску потрібно одночасно проводити розкислення та легування металу (додаючи тверді або рідкі феросплави чи алюміній), тривалість цієї операції має бути достатньою для повного розплавлення і рівномірного розподілу присадок у металі. Вона залежить від об'єму конвертера, але зазвичай не повинна бути меншою за 5 хвилин. Якщо під час випуску чи після нього здійснюється продування металу аргоном, цю тривалість можна скоротити на кілька хвилин. На поверхню металу в ковші

також зазвичай випускають невелику кількість шлаку, що зменшує втрати тепла металу під час його розливання.

Зливання основної маси шлаку здійснюють у шлакову чашу через горловину конвертера, повертаючи його в напрямок, протилежний до випуску металу.

Огляд і підготовка конвертера до наступної плавки включають контроль стану і відновлення футеровки, а також усунення виявлених дефектів. Найбільш поширеними пошкодженнями є природний знос футеровки (рівномірне руйнування її поверхні) та утворення відкладень, особливо на горловині. Відновлення футеровки здійснюють методом торкретування — нанесенням магнезитового порошку з добавкою смоли за допомогою спеціального обладнання. Торкретування не виконується після кожної плавки, а застосовується через кожні 5-10 плавок залежно від стану футеровки. На старті кампанії торкретування зазвичай не проводять.

Завдяки торкретуванню значно збільшується кількість плавок, що можна виконати в межах однієї кампанії (від початку до заміни футеровки). Наприклад, без використання торкретування 400-500 плавок за кампанію вважається непоганим результатом, тоді як з його застосуванням цей показник може зрости до 1000 плавок, що позитивно впливає на техніко-економічні характеристики конвертерного виробництва.

Технологія переробки високофосфористих, ванадієвих та інших спеціальних чавунів є складнішою, ніж описана вище. У будь-якому варіанті кисневоконвертерного процесу успіх плавки значною мірою залежить від складу чавуну, що переробляється, способу подачі кисню до ванни й головним чином від ефективної взаємодії струменя кисню з рідкою ванною, яка складається з металу та шлаку.

3.2 Основні положення з виробництва сталі із застосуванням позапічного рафінування металу на установці піч-ківш (УПК)

Виплавка сталі в кисневому конвертері здійснюється з додаванням сталевого брухту, причому співвідношення чавуну і брухту в металевій частині шихти становить 78/22 (78% чавуну та 22% металобрухту). Процеси підготовки конвертера до завалки, завантаження матеріалів, продування розплаву та випуску готової продукції виконуються відповідно до вимог технологічних інструкцій з урахуванням специфіки виробництва. Температура металу під час випуску з конвертера залежить від марки сталі і перебуває в межах 1600–1700 °С.

Під час випуску метал у ківші розкислюється феросиліцієм для досягнення вмісту кремнію в готовій сталі на рівні 0,20% за розрахунком. Також додається феромарганець для забезпечення мінімального рівня марганцю відповідно до марки сталі та кусковий алюміній у кількості 1–1,5 кг на тонну сталі. При виплавці конструкційних сталей із вмістом алюмінію менше 0,015% кількість доданого алюмінію під час випуску скорочується вдвічі.

Рафінування металу під час випуску плавки та на установках позапічного оброблення (УПК) може здійснюватися із застосуванням синтетичного шлаку, який утворюється за рахунок додавання твердих шлакоутворюючих матеріалів (ТШМ) та алюмінієвих присадок. Склад ТШМ може бути таким:

1. Вапно — 75-80%, плавиковий шпат — 20-25%.

2. Вапно — 70-75%, корунд або глинозем — 25-30%.

Додатково можуть використовуватися інші матеріали, що містять окис алюмінію, за умови забезпечення вмісту Al_2O_3 у шлаку в межах 25-30%. Під час випуску плавки ТШМ подаються на струмінь металу або на УПК у кількості 7–8 кг на тонну сталі. Якщо шлакоутворювальні суміші додаються безпосередньо в ківш під час випуску, перед передачею ковша на УПК необхідно частково або повністю видалити шлак.

Температура металу в ковші після випуску для обробки на установці піч-ківш повинна бути на 20–30 ºС нижчою за температуру розливання. Тиск арго-

ну в магістралі має бути не менш ніж 6 атм. Ківш із плавкою встановлюють на сталевоз, підключають аргонопровід, задають витрату аргону в межах 200–600 л/хв і починають продувку металу.

Якщо плавка випускалася без додавання термошлакмішків або шлак після випуску був повністю видалений із ковша, новий шлак формують на установці піч-ківш із використанням шлакоутворюючих додатків. У випадку підвищеного вмісту сірки в металі додають додаткову кількість шлакоутворюючих матеріалів. Після завершення цього етапу ввімкнено струм. Якщо до ковша або під час випуску плавки не додавали легуючі добавки чи порошкоподібний кокс, через 2–5 хвилин змішування металу дозволяється провести замір температури та взяти пробу для хімічного аналізу.

У разі, якщо на початку обробки плавки на установці піч-ківш у ківш додають феросплави та шлакоутворюючі матеріали, проба для аналізу відбирається через 8 хвилин роботи установки, але не раніше ніж через 5 хвилин після внесення останньої порції матеріалів. Одночасно виконується замір температури.

Після проплавлення шлаку, відбору проб та вимірювання температури витрату аргону зменшують до 50–100 л/хв, обробку металу аргоном продовжують без оголення металу (режим «м’якої» продувки). Цей режим, за можливості, зберігається до завершення обробки на установці.

Під час рафінування металу і підготовки плавки до розливання максимальна кількість шлакоутворюючих матеріалів, яку можна додати в ківш, як під час випуску, так і на установці піч-ківш, не повинна перевищувати 1000 кг. У разі виготовлення металу для кування або прокатки великих профілів (понад 190 мм) без вакуумування під час випуску дозволено додавати не більше ніж 500 кг шлакоутворюючих. Наприкінці обробки плавки на установці піч-ківш склад шлаку має відповідати наступним показникам:

CaO – не менше 50,0%

MgO – не більше 15,0%

FeO – не більше 1,5%.

Після отримання результатів хімічного аналізу, за потреби, коригується хімічний склад плавки. У цьому випадку можливо короткочасно збільшити витрату аргону до 200 л/хв (до 3 хвилин), причому це має відбуватися не пізніше ніж за 20 хвилин до закінчення обробки плавки на установці. Корекція може включати навуглецювання чи десульфурацію металу з додатковим внесенням шлакоутворюючих матеріалів.

У виняткових випадках, коли спостерігається слабка подача аргону через відповідну фурму, перемішування металу зі шлаком можна здійснювати за допомогою погружної фурми.

Навуглецювання металу, якщо це необхідно під час "м'якої" обробки, рекомендовано виконувати з використанням вуглецевмісного дроту, не підвищуючи витрату аргону. Після внесення корективів у хімічний склад плавки відбувається додавання модифікаторів.

Після завершення всіх технологічних операцій на установці позапічної обробки (УПК) проводиться вимірювання температури металу. Для сталі марки 10ХНДП температура металу повинна відповідати температурі розливання та становити 1600 ± 10 °С. Якщо температура металу в ковші відповідає зазначеній температурі розливання, подача аргону припиняється, і плавка передається до процесу розливання.

Загальний час обробки плавки на УПК не має перевищувати 60 хвилин для середньолегованих сталей і 90 хвилин — для складнолегованих. При цьому тривалість періоду "м'якої" продувки повинна становити не менше 25 хвилин.

3.3 Обґрунтування переходу на МБЛЗ

На сьогодні у всьому світі визнано технічну та економічну ефективність впровадження технології безперервного розливання як при модернізації існуючих, так і при будівництві нових сталеплавильних цехів.

Наразі сортамент сталей, що розливаються з використанням машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), охоплює практично всю продукцію прока-

тного виробництва — від звичайних до легованих і спеціальних сталей. Ця продукція використовується для виготовлення різних видів прокату, труб, рейок, коліс тощо.

Швидке нарощування потужностей безперервного розливання обумовлене вдосконаленням технологій виробництва та конструкцій установок. Цей процес є економічно вигідним завдяки збільшенню виходу придатного металу, зменшенню витрат енергії та зниженою негативною дією на навколишнє середовище порівняно з альтернативними методами виробництва аналогічної продукції. Власне будівництво таких установок створює умови для повної автоматизації та механізації процесу розливання.

Численні дослідження якості металу, отриманого шляхом безперервного розливання, порівняно зі звичайним зливком показали його переважну якість. Метал, вироблений таким способом, демонструє значно кращі характеристики.

У світовій сталеплавильній галузі впроваджено і широко освоєно комплексну сучасну технологію безперервного розливання сталі, яка охоплює широкий асортимент марок і розмірів.

У напрямку розвитку технології безперервного розливання, яка забезпечує високу якість металу, значна увага приділяється вдосконаленню матеріалів і процесів. Зокрема, впроваджено стійкі вогнетривкі матеріали для МБЛЗ; організовано повністю закритий шлях підведення металу через сталерозливний ківш, проміжний ківш і кристалізатор; оптимізовано нові матеріали для стінок кристалізаторів; створено вдосконалені системи подачі металу "під рівень" у кристалізатор; а також підібрано оптимальні режими гойдання відповідно до швидкості розливання.

На етапі підготовки рідкої сталі до безперервного розливання особливо важливу роль відіграє позапічна обробка металу. Покращення якості рідкої сталі за рахунок позапічної обробки стає необхідним в умовах високих вимог до регламентації хімічного складу, температури та стабілізації вказаних параметрів у масштабах всього ковша.

Широке використання кисню для інтенсифікації процесу плавки у сталеплавильних агрегатах дозволяє не лише підвищити продуктивність окремого агрегату, а й загалом цеху. Однак часто це підвищення обмежується пропускною здатністю розливного прольоту. Кардинально новим рішенням є впровадження технології безперервного розливання сталі. Її суть полягає в тому, що розплавлений метал із розливного ковша (як правило, через проміжний пристрій) переливається у вигляді одного безперервного злитка.

Процес безперервного розливання дозволяє здійснювати розлив плавок у режимі "плавка за плавкою", коли через той самий проміжний пристрій одна за одною можуть пройти до десяти плавок. Повністю затверділий злиток потім розрізається газокисневими різаками на мірні заготовки невеликої довжини, після чого їх передають на прокатні стани.

Як і будь-який безперервний процес, ця технологія є організаційно простішою та більш економічно рентабельною порівняно зі звичайним періодичним розливанням. Основні переваги безперервного розливання включають:

- Стабільність процесу, менша залежність від майстерності робітника-розливальника.

- Збільшення виходу придатного металу на 6–12% у порівнянні зі звичайним розливанням.

- Відсутність потреби у будівництві дорогих обтискних станів.

- Зменшення капітальних витрат на будівництво заводу з машинами безперервного лиття заготовок приблизно на 50% порівняно зі старими схемами розливання.

- Висока оперативна гнучкість, що сприяє рівномірному постачанню заготовок на прокатні стани.

- Можливість повної автоматизації процесу.

- Покращення умов праці, скорочення потреби у робочій силі, підвищення частки кваліфікованої праці та її продуктивності.

- Забезпечення вищої якості злитка завдяки відсутності мікроліквації та покращенню однорідності металу.

Завдяки переліченим перевагам машини для отримання заготовок круглого та квадратного перетину знайшли широке застосування в сучасному виробництві.

Під час визначення річної потужності машини враховують час зупинок на проведення капітальних ремонтів, які здійснюються з періодичністю раз на 2-3 роки і тривають 8-9 діб. Окрім цього, включають зупинки на планово-попереджувальні ремонти, що виконуються кожні 30-45 діб і тривають від 16 до 24 годин. Коефіцієнт використання часу також враховує зміну кристалізатора та різноманітні затримки в роботі, спричинені порушенням графіка випуску плавок чи іншими факторами. У загальному підсумку втрати часу становлять приблизно 1,5-2% від номінального показника. Середня тривалість розливання плавки визначається як сумарний час для самого процесу розливання та підготовчих операцій.

Робочий цикл машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) передбачає три основні етапи: підготовка машини до розливання, виконання процесу розливання плавки та звільнення машини від злитка.

Підготовка до розливання включає введення затравки, підготовку кристалізатора, а також встановлення головного та проміжного ковшів. Одним із ключових етапів підготовки кристалізатора є очищення його порожнини від залишків металу та шлаку, герметизація зазору між заправкою і кристалізатором та накриття його захисною кришкою. Тривалість цих операцій залежить від розміру кристалізатора та часу переміщення стенду до МБЛЗ, і зазвичай займає 3-5 хвилин. На встановлення та центрування проміжного ковша потрібно ще 2-3 хвилини. Таким чином, загальний час на встановлення ковшів, згідно з практичними даними, становить від 5 до 9 хвилин.

3.4 Характеристика основних типів МБЛЗ

Спосіб безперервного лиття заготовок, який полягає у безперервній подачі рідкого металу в охолоджуваний кристалізатор та одночасному витягуванні

затверділого злитка, сьогодні є надзвичайно популярним. Такий процес дозволяє або отримувати заготовки (після порізки) для прокатних станів, або поєднувати саму операцію лиття з подальшою прокаткою в єдиній установці.

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

Першими в промисловості почали застосовувати машини вертикального типу. У таких установках кристалізатор, роликовий транспортер, тягнучий механізм і ріжуче обладнання розташовані вертикально на висоту від 23 до 35 метрів, а іноді навіть до 43 метрів. Вертикальні машини забезпечують отримання злитків високої якості. Однак їхнє використання обмежене через низку суттєвих недоліків, серед яких велика висота установки та невисока швидкість лиття. Щоб зменшити висоту конструкції та забезпечити доступ сталерозливних ковшів до робочого майданчика, вертикальні МБЛЗ часто споруджують із нижньою частиною у бетонному колодязі. Таке конструктивне рішення збільшує вартість будівництва та потребує впровадження складних систем для витягання заготовок. Спроби підвищити швидкість лиття через збільшення зони кристалізації злитка на вертикальних машинах також зазнали проблем через зростання ферростатичного тиску зі збільшенням висоти, що може призводити до деформацій і руйнування кірки злитка з витоком рідкого металу.

Розробка машин із вигином злитка (на виході з тягнучого пристрою) та його переведенням у горизонтальну площину лише частково вирішила проблему висоти установок, проте значно ускладнила їх конструкцію.

На сьогодні вертикальні МБЛЗ із вигином злитка практично не встановлюються на сучасних підприємствах, як в Україні, так і за її межами. Однак певними винятками залишаються спеціалізовані вертикальні машини для лиття порожнистих трубних заготовок і злитків особливих профілів. Такі пристрої необхідні через специфічні технологічні аспекти кристалізації металу.

Машини горизонтального лиття заготовок досі залишаються малопоширеними через недоопрацьованість конструкції окремих вузлів і технологічних

процесів. Водночас вони мають незаперечні переваги: мінімальну висоту установки та відсутність деформацій злитка під час лиття. Це робить горизонтальні установки перспективними для подальшого розвитку й удосконалення.

На сучасному етапі розвитку технології безперервного лиття найбільше поширення отримали радіальні машини, які відрізняються від вертикальних машин і машин з вигином меншою висотою конструкції та підвищеною швидкістю процесу лиття.

Збільшення швидкості лиття в радіальних машинах забезпечується розширенням зони кристалізації шляхом збільшення радіусу технологічної осі. При цьому збільшення радіусу і висоти обладнання на одиницю довжини дозволяє досягти приросту довжини радіального сегмента у півтора рази.

Машини безперервного лиття злитків криволінійного типу відрізняються від радіальних тим, що мають перехідний криволінійний сегмент між радіальною і прямолінійною частинами технологічної лінії. Однак такі машини використовують значно рідше через скорочення довжини зони вторинного охолодження, на якій злиток залишається нездеформованим під час його витягування.

Технологічна лінія радіальної машини безперервного лиття складається з двох основних сегментів – радіального та прямолінійного. Уздовж цих ділянок розташовані неприводні і приводні ролики. Місце переходу з радіального сегмента в прямолінійний передбачає процес розгинання злитка за допомогою спеціальних роликів. Загалом вся система роликів, що забезпечує переміщення злитка, називається роликовою проводкою, яка складається з неприводної та приводної частин. У деяких системах МБЛЗ застосовується правильно-тягнуча машина, яка є невід'ємною складовою приводної роликової проводки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища конвертерного цеху

Конвертерне виробництво належить до категорії виробничих процесів із підвищеним рівнем небезпеки. У ході плавлення та розливання сталі металурги працюють із розплавленим металом і шлаком, постійно знаходячись у середовищі з екстремально високими температурами. Важкі фізичні навантаження, здійснювані в безпосередній близькості від джерел тепла, можуть призводити до перегріву організму. Підготовка матеріалів, печі до роботи, заливання чавуну, випуск і розливання сталі супроводжуються виділенням значної кількості пилу, інфрачервоного та теплового випромінювання, оксидів азоту, сірки й інших небезпечних речовин у виробничу зону.

Висока насиченість цехів електромостовими кранами, завантажувальними механізмами й різноманітним електричним та механічним обладнанням створює ризики травмування, опіків і ураження електричним струмом. Особливу небезпеку становлять механізми з обертовими та рухомими частинами. До цього додається загроза вибухів і пожеж через продукти плавки, зокрема рідку сталь і шлак, які виділяють значну кількість тепла та утворюють гази.

Згідно з класифікацією, основними небезпечними й шкідливими виробничими факторами на таких об’єктах є:

- Рухомі машини та механізми;
- Рухливі елементи виробничого обладнання;
- Загазованість робочої зони під час впливу аргону на метал у ковшах;
- Значне запилення робочої зони під час перевантаження сипучих матеріалів.

Додатково існують ризики викидів чи виплесків розплавленого металу зі сталерозливного або проміжного ковша під час їх транспортування і вірогід-

ність проривів металу з ковша. Наслідками таких аварій можуть бути опіки різного ступеня тяжкості аж до летального випадку через повне вигорання тканин.

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 класс Ангідрид хромовий Оксид Mn (аер.конд)	 0,01 0,05	 0,014 0,18	 1,2	 3,8	 	 84,2 84,2
III-IV класси Азоту діоксид Ангідрид сірчистий Оксид вуглецю	 2,0 10,0 20,0	 3,3 18,6 25,2		 4,7		 84,2
2 Пил переважно фіброгенної дії. Вміст діоксиду SiO_2, %	4	134,8			33,7	84,2
3 Шум, дБА	80	78,3			-	-
4 Мікроклімат у приміщенні: - t повітря, °С - Швидкість руху повітря, м/с - Відносна вологості повітря, % - Інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 15-26 0,2-0,6 35 140	 40,5 0,27 42 5276			 5270	 84,2
5 Статичне навантаження. Величина навантаження за зміну за участю м'язів тулуба і ніг	130000	252955	252956			
6 Робоча поза Нахили корпусу, переміщення в просторі	 101	 вимушені нахили св.350	 вимушені нахили 223			
7 Напруження організатор.функцій		Зір. сліплюча дія розплавленого Ме і шлаку				

На поверхні розплавленого металу також можливе утворення іскор, які можна мінімізувати шляхом використання порошкового дроту.

Пил, що утворюється під час процесів конвертерного виробництва, чинить негативний вплив на організм людини, залежно від його складу та походження. Відносно нетоксичний пил подразнює шкіру, очі та слизові оболонки вух і носу. Його дисперсність відіграє важливу роль у впливі на здоров’я: чим

менші частки пилу, тим легше вони проникають у людський організм. Частинки розміром 0,01–10 мікрометрів здатні потрапляти в легені; менші за 0,01 мікрометра виводяться назад із повітрям при видиху, а більші — осідають у носоглотці. У районі промковша та трайбапарата значного виділення газів не фіксується, проте кількість пилу досягає 2–3 кг/хвилину, що відповідає 8–9 мг/куб.м.

Як свідчить таблиця 4.1, згідно з гігієнічною класифікацією праці, на умови роботи сталевара у відділенні доведення металу конвертерного цеху найбільший вплив мають такі чинники, як пил та теплове випромінювання (III ступінь шкідливості та небезпеки).

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

Для зниження негативного впливу тепла на організм людини у виробничих приміщеннях необхідно мінімізувати тепловиділення. Для цього застосовують термоізоляцію печей, використовуючи спеціальні термоізоляційні матеріали. З метою видалення конвекційного тепла в цеху встановлюють аераційні ліхтарі на покрівлі будівлі, зазвичай у кількості двох. Додатковим заходом для боротьби з надлишковим теплом є організація повітряного душу безпосередньо на робочому місці сталеплавильника.

Ключовим аспектом забезпечення комфортних умов праці є ефективний повітрообмін. Припливи зовнішнього повітря в цех організовуються через отвори в стінах, віконні фрамуги та залізничні ворота. Отвори у стінах обладнані поворотними панелями, а вікна облаштовані фрамугами, що дозволяє регулювати потік свіжого повітря. У теплу пору року зовнішнє повітря подається через припливні отвори на рівні робочої зони. Взимку повітря спрямовується через отвори, які знаходяться на висоті не менше 4 метрів від рівня робочих майданчиків. Виведення відпрацьованого повітря забезпечується витяжними шахтами та аераційними ліхтарями. Для додаткового охолодження та зниження

надлишкового тепла на робочих місцях можна застосовувати дрібнодисперсне розпилення води.

Особливу роль у збереженні комфортного мікроклімату відіграє охолодження робітників за допомогою обдування повітрям. Охолоджене вентилятором повітря, температура якого нижча за навколишню, забезпечує ефективне випаровування вологи з поверхні тіла, що сприяє його додатковому охолодженню. Установки для повітряного душу, як стаціонарні, так і пересувні, розташовують таким чином, щоб потік повітря був спрямований безпосередньо на робоче місце сталеплавильника, забезпечуючи рециркуляцію повітря в робочій зоні.

У цеху на робочих місцях сталеварів необхідно знизити рівень теплового опромінення. Для цього передбачається встановлення теплозахисних водоохолоджувальних екранів у стінах і склепіннях печей, навколо рам робочих вікон, а також поблизу сталерозливних канав. Теплозахисні екрани ефективно локалізують джерела теплового випромінювання, знижують рівень теплового впливу на робітників і сприяють зменшенню температури поверхонь, що оточують робочі місця.

Захист від шуму та вібрації в цеху забезпечується якісним ущільненням повітропроводів, газопроводів, арматури, кожухів печей та повітронагрівачів. Важливу роль у зменшенні впливу шуму та вібрації відіграють автоматизація та механізація виробничих процесів. Використання амортизаторів, легких ущільнювальних елементів у вентиляційних трасах, а також амортизаційних підвісок на вібродвигунах сприяє значному зниженню шумового і вібраційного навантаження.

Спецодяг для працівників виготовляється із бавовняної тканини з вогнетривким просоченням, а також із напіввовняних і суконних матеріалів. Обов'язковим елементом екіпірування є чоботи зі змінними халявами або манжетами, які мають теплозахисні прокладки спереду та теплоізоляційний прошарок між верхом і підошвою.

Для захисту очей і обличчя від бризків розплавленого металу, шлаку, а також ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання використовуються спеціальні захисні окуляри з небиткого скла із бічними щитками, а також сітчасті маски. У середовищі біля печей додатково застосовується спеціальне скло типу СС-14.

Захист шкіри рук, обличчя та шиї забезпечується за допомогою спеціальних паст, кремів і мазей. Захист органів дихання від токсичних газів, парів і пилу здійснюється через респіратори типу ШБ-1, У-2К, РП-К та «Астра-2», а також промислові протигази. Для боротьби з виробничим шумом у сталеплавильному цеху використовуються протишумові вставки з матеріалу ФПП-Ш (так звані "беруші"), які рекомендовано використовувати лише протягом одного робочого дня. Додатково застосовуються шумозахисні навушники.

Вібраційний захист забезпечують рукавиці із подвійним шаром паралону. Для мінімізації вібраційного впливу також застосовуються антивібраційні пояси, подушки, прокладки, віброгасильне взуття та спеціальні килимки.

4.3 Заходи з електробезпеки

Під впливом електричного струму можуть виникати електротравми, такі як електричний удар і опіки. Електричний удар може статися при контакті з струмопровідними частинами обладнання. Опіки зазвичай виникають через утворення електричної дуги, яка супроводжує комутаційні процеси у електричних колах.

Внутрішньоцехові електричні мережі виконуються із застосуванням ізольованих проводів або кабелів із захисною оболонкою, яка повинна відповідати умовам експлуатації за параметрами механічної міцності та стійкості до впливу навколишнього середовища.

Для мереж загального освітлення допускається номінальна напруга не більше ніж 250 В. У приміщеннях із підвищеною небезпекою або особливо небезпечних умовах для місцевого та ремонтного освітлення, а також для ручного інструмента максимальна допустима напруга не повинна перевищувати 36 В.

Вимоги нормування встановлюють мінімальні відстані по вертикалі та горизонталі від проводів до поверхні землі, транспортних шляхів, будівель та інших об'єктів. Також визначаються найменші припустимі перерізи провідників, що забезпечують їхню механічну міцність і мінімізують ризик обриву.

Для захисту від випадкового дотику струмопровідні частини розташовуються у недоступних місцях (на великій висоті, під підлогою або приховано в стінах). Мінімальна висота встановлення відкритих проводів становить 3,5 м. Ця висота може бути збільшена для запобігання їх торкання предметами з землі або транспорту. Найменша припустима відстань до працюючих елементів під напругою сягає 0,7 м для 15 кВ і 3 м для 220 кВ.

Якщо напруга перевищує 65 В у звичайних приміщеннях чи 36 В у середовищах із підвищеною небезпекою, струмопровідні частини, до яких можливий контакт людини, необхідно надійно огороджувати. У випадках напруги понад 250 В захисту потребують не лише відкриті, але й ізольовані струмопровідні елементи. Електрообладнання фарбується у встановлені кольори. Це забезпечує як розпізнавальну, так і естетичну функцію, а також відіграє захисну роль. Покриття діє як додаткова ізоляція, що допомагає знизити ризик ураження електрострумом через тіло працівника у разі аварійного контакту.

У ролі захисної ізоляції можуть використовуватись електроізоляційні лаки, плівкові покриття, а також емалеві чи олійні фарби.

4.4 Заходи пожежної безпеки

Відділення позапічної обробки металу у конвертерному цеху класифікується як об'єкт пожежонебезпечної категорії Г, оскільки його діяльність пов'язана з обробкою гарячих і розплавлених матеріалів, які створюють променисте тепло та полум'я. Для забезпечення процесів використовується газоподібне паливо. Будівля цеху зведена з вогнестійких матеріалів, таких як сталь і залізобетон, що відповідає І ступеню вогнестійкості конструкцій.

У цеху є ризик ситуацій, коли розплавлений метал або шлак може потрапляти на вологі підлоги, ґрунт, матеріали чи конструкції, що зазвичай призводить до вибухів із викиданням рідкого металу або шлаків. Особливо небезпечними є вибухи у фурмах, оскільки в таких випадках може бути пошкоджений звід, а через отвір фурми викидаються розпечені частинки коксу та гази. Вони швидко запалюються в атмосфері та утворюють довге язики полум'я.

Для запобігання поширенню пожежі застосовуються неспалимі матеріали, зокрема азбест і спеціальна вата. У місцях проникнення газопроводів у підвальні приміщення встановлюються дренажні пристрої для запобігання проникненню газу.

Будівля має зовнішній протипожежний водопровід із кільцевою мережею та пожежними гідрантами. Розрахункова витрата води для гасіння пожеж складає 40 л/с при максимальній кількості однаковочасних пожеж – одна пожежа. Для локалізації та ліквідації займання на початковій стадії приміщення обладнані автоматичними установками аерозольного та порошкового пожежогасіння модульного типу (АУП). Ці системи функціонують для виявлення вогнища, подачі сигналу тривоги черговому персоналу та оперативного гасіння.

Відділення позапічної обробки металу також оснащене системою евакуації, яка передбачає безперешкодний вихід працівників у разі пожежі. Швидкість руху людей під час евакуації становить 16 метрів за хвилину, а максимальна довжина шляхів евакуації не перевищує 50 метрів для одноповерхових будівель I та II ступеня вогнестійкості, що належать до категорії А. Загальна ширина шляхів евакуації визначається за формулою 0,6 м на кожні 100 осіб. Проектовано не менше двох виходів із можливістю їх розташування на протилежних сторонах приміщення.

Для своєчасного виявлення вогню в цехових приміщеннях встановлені теплові й димові сповіщувачі марок З-2000-СМК. На зовнішніх виходах розміщені ручні пожежні сповіщувачі марки БолидИПР-513-3А, призначені для оперативного подання сигналу тривоги. Система пожежної сигналізації забезпечує

автоматичне виявлення пожеж і подачу світлових і звукових сигналів у разі спрацювання сповіщувачів.

Будівля забезпечена необхідними заходами протипожежної профілактики для запобігання надзвичайним ситуаціям і оперативної ліквідації можливих пожеж.

4.5 Технічні заходи виробничої санітарії

4.5.1 Освітлення виробничих приміщень

У відділенні позапічної обробки металу конвертерного цеху передбачене природне і штучне освітлення.

Для створення природної освітленості в будинку цеху є світлові прольоти в стінах. Площа віконних прольотів складає 20 % стосовно площі підлоги. Нормативне значення коефіцієнта природної освітленості складає 1%.

При недостатності природного освітлення застосовують штучне освітлення з нормою найменшої освітленості 300лк відповідно до норм освітленості штучним світлом. Як штучне освітлення застосовують лампи накалювання типу НБ потужністю 60 і 100 Вт, НГ потужністю 500 Вт. Світлова віддача ламп підвищується зі збільшенням їхньої потужності, але не перевищує 18лм/Вт; термін служби ламп більшості типів 1000 годин.

Особливістю в цеху є наявність у поле зору працюючих саме предметів, що освітлюються, (полум'я, розплавленого і нагрітого металу і шлаку). Яскравість нагрітого металу складає 71500-112000 нт. Умови роботи вимагають розглядання світних поверхонь для спостереження за ходом процесу, визначення на око температури, якості металу і шлаку й іншого.

Тому, необхідно створювати визначену яскравість поля адаптації (тобто забезпечити визначений рівень освітленості навколишніх предметів).

Освітленість території прийнята до 5 лк. Електропостачання освітлювальних установок намічається від проектованих джерел 380/220В. Коефіцієнт запасу світильників у залежності від запиленості дорівнює 1,7.

Відповідно до норм робота з матеріалами, що світяться, і з виробами в гарячих цехах найменший розмір об'єкта для розрізнення складає більш 0,5 мм. Розряд зорової роботи в таких умовах -VII. Коефіцієнт природної освітленості при комбінованому освітленні E_H = 2,7 %, при звичайному висвітленні E_H =0,9 %.

4.5.2 Опалення і вентиляція

У конвертерному цеху, що проєктується, через значне виділення надлишкового тепла необхідний великий повітрообмін, особливо в літній період. Вентиляція забезпечується шляхом руху повітря: видалення забрудненого повітря з приміщення і надходження свіжого ззовні. У виробничому приміщенні відділення позапічної обробки металу природний повітрообмін здійснюється під впливом двох основних чинників: температурної різниці, яка створює тепловий тиск, та сили вітру, що забезпечує вітровий тиск.

Для припливу свіжого повітря у відділенні передбачено отвори в зовнішніх стінах. Низ цих отворів розташований на висоті 2 м. Щоб посилити тепловий тиск, на дахах будівлі цеху облаштовано витяжні шахти, оснащені дефлекторами. Це обладнання сприяє збільшенню повітрообміну завдяки використанню сили вітру. Таке розміщення вентиляційних отворів дозволяє регулювати провітрювання: улітку можна відкривати обидва ряди отворів для збільшення повітрообміну, а взимку — частково закривати нижні прорізи, таким чином знижуючи інтенсивність вентиляції та запобігаючи надмірному охолодженню робочих зон.

У зазначеному відділенні також спостерігається значне інфрачервоне випромінювання, інтенсивність якого становить 1000 Вт/м² і перевищує допустимі санітарні норми.

До заходів захисту від випромінювання входять: використання спеціального захисного одягу, що складається зі сукняного костюма, темно-синіх захисних окулярів, черевиків, рукавиць і каски. Крім того, необхідно суворо дотри-

муватися інструкцій техніки безпеки. Під час переливу рідкого металу категорично заборонено перебування працівників у небезпечній зоні радіусом 5-6 м.

4.5.3 Виробничий шум

Рівень шуму у конвертерному цеху не перевищує 80 дБ, що відповідає встановленим нормам допустимого рівня шуму. У зв'язку з цим спеціальні будівельні рішення, конструктивні зміни чи додаткове обладнання для боротьби з шумом не передбачені. Однак високий рівень шуму може викликати негативні наслідки для організму: загальні біологічні зміни, функціональні порушення, механічні травми. Це може призводити до професійних захворювань, таких як погіршення слуху, розрив барабанної перетинки (при рівнях 120-140 дБ), захворювання серцево-судинної системи чи розлади функцій шлунково-кишкового тракту.

Основними джерелами шуму у цеху є робота конвертера, технологічне обладнання (мостові крани, насоси, навантажувачі тощо), а також звуки від сопел фурм, через які проходить кисень із швидкістю звуку.

Для зниження рівня шуму в приміщенні відділення позапічної обробки металу передбачено такі заходи:

- Ізоляція установок для доведення металу у спеціальних укриттях, що дозволяє зменшити рівень шумового впливу в зоні технологічного обладнання.

- Розташування вентиляційного обладнання в окремих приміщеннях чи за межами будівлі конвертерного цеху.

- Монтаж вентиляторів на основах із віброізоляцією, приєднаних до повітропроводів через гнучкі вставки.

- Використання звукоізолюючих матеріалів для покриття стін.

- Застосування індивідуальних засобів захисту (спеціальних шоломів і протишумових навушників із конструкцією типу підшоломника або чашкових заглушок).

ВИСНОВКИ

1. У проєкті конвертерного цеху заплановано будівництво двох кисневих конвертерів, кожен із яких матиме ємність у 250 тонн рідкої сталі. Загальний обсяг виплавки сталі складає 3,8 мільйона тонн на рік.

2. У схему робочого процесу цеху включено два конвертери, один з яких постійно знаходиться в резерві або на ремонті. У разі відсутності резервного агрегату можуть спостерігатися значні коливання добового рівня виробництва сталі. Таким чином, при відмові від використання резервного конвертера фактичний обсяг виплавки буде нижчим, ніж при його наявності.

3. Як шихтові матеріали для проектованого виробництва використовуються рідкий чавун, сталевий лом, феросплави та додаткові компоненти.

4. Будівля цеху включає кілька ключових прольотів: завантажувальний, конвертерний, ковшовий тощо. Завантажувальний проліт призначений для прийому совків зі сталевим ломом із прольоту скрапу та ковшів із чавуном з міксерного відділення з їх подальшим розвантаженням у конвертери. Конвертерний проліт є найбільш насиченою обладнанням частиною цеху, призначеною для розміщення конвертерів і відповідного обслуговування обладнання. Ковшовий проліт використовується для підготовки сталерозливних ковшів до плавки, а також для проведення холодного ремонту із заміною футерування. Крім цього, у прольоті здійснюється ремонт заливальних ковшів.

5. Процес проєктування конвертерного цеху відбувається у визначеній послідовності: спочатку обчислюють необхідну кількість і ємність конвертерів; розробляють схему роботи цеху; створюють принципове планування з урахуванням особливостей генерального плану заводу та характеристик земельної ділянки, призначеної для будівництва; визначаються параметри і кількість основного технологічного обладнання, а також розміри окремих прольотів і будівлі цеху загалом.

6. Проєктна продуктивність конвертера залежить від низки факторів, серед яких основними є: річний фонд робочого часу цеху, тривалість циклу плавки та зв'язок із машиною безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Воденніков С. А. Гаврилко С. О. Кириченко О. Г. Технологічне проектування у чорній металургії: навчальний посібник. Запоріжжя : Запоріз. держ. інж. акад., 2013. 386 с.

2. Падалка В. П., Воденнікова О. С. Розливка і кристалізація сталі. Методичні вказівки до контрольної роботи, практичних та самостійних занять для студентів ЗДІА спеціальності 6.050401 “Металургія чорних металів”. Запоріжжя: Видавництво Запорізької державної інженерної академії, 2009. 59 с.

3. Гаврилко С. О., Чуб В. Г., Казачков О. І. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва. Методичний посібник для виконання інженерних розрахунків у курсовому проектуванні для студентів ЗДІА спеціальності 090401 «Металургія чорних металів» всіх форм навчання. Запоріжжя, 2008. 132 с.

4. Рудой Л. С., Орман В. Я. Проектирование конвертерных цехов. Київ : УМК ВО, 1989. 80 с.

5. Теория и практика непрерывного литья заготовки / А.Н.Смирнов, А.Я.Глазков, В.Я.Тимошенко и др. Донецк: Дон ГТУ, ООО «Лебедь», 2000. 364 с.

6. Современный кислородно-конвертерный процесс. И.И. Борнацкий и др. Київ : Техника, 1974. 264с.

7. 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 школа, 2006. 503 с.

8. Смірнов О. М., Макуров С. Л., Сафонов В. М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів : навч. посіб. Донецьк : Ноулідж, 2013. 405 с.

9. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ : Наука, 2005. С. 45−48.

10. Сталеплавильне виробництво: навч. посіб. / В.І. Баптизманський та ін.]. Київ : ФЗМН, 1996. 400 с.

11. Стан та перспектива розвитку сталеплавильного виробництва України. Метал та лиття України. 1998. №11. С. 5-12.

12. Крамар А.Д. Сталеплавильне виробництво. Київ : Просвіта, 1957. 158с.

13. Пеккер О. М., Мінаєв В. І. Модернізація промислових печей. Київ : Техніка, 1987. 182с.

14. Комов І. Г. Охорона праці чорної металургії. Київ : Техніка, 1986. 192с.

15. Гапоненко О. Д., Савостін Д. З. Правила безпеки для підприємств та організацій металургійної промисловості. Дніпропетровськ : Промінь, 1970. 352с.

16. Краснов Л. М. Охорона праці. Дніпропетровськ : Промінь 1981. 190 с.

17. Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.

18. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».

19. Наказ МОЗ України «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони» 14.07.2020 № 1596.

20. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.

21. ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вібраційна безпека. Загальні вимоги.

22. ДСТУ 3038-95 Гігієна. Терміни та визначення основних понять.

23. ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартів безпеки праці. Одяг спеціальний для захисту від підвищених температур теплового випромінювання, конвективної теплоти. Загальні технічні вимоги (ГОСТ 12.4.221-2002, IDT).

24. НПАОП 40.1-1.01-97 Правила безпечної експлуатації електроустановок (ДНАОП 1.1.10-1.01-97).

25. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*).

26. ДБН В.2.5-28:2018. Природне і штучне освітлення.

27. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.