

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

До захисту
[Підпис]
17.05.23

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Технологічні особливості виробництва корозійностійкої жароміцної сталі

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-18-6з

спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

К.В.Ревінська

(ініціали та прізвище)

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

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

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

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

Запоріжжя

2023

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

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

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри _____

« 29 » 12 20 23 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

_____ Ревінській Ксенії Валентинівні _____

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні особливості виробництва корозійностійкої жароміцної сталі

керівник роботи Прутцьков Дмитро Володимирович, д.х.н., проф.

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

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

2 Строк подання студентом роботи 19.05.2023

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію виробництва корозійностійких марок сталей в умовах електросталеплавильного цеху

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

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

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

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент  (підпис) _____ К.В.Ревінська (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) _____ Д.В.Прутцьков (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) _____ Ю.О.Белоконь (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 82 с., 9 табл., 5 рис., 24 джерела

КОРОЗІЙНОСТІЙКА СТАЛЬ, БРУХТ, ЦЕХ, ДУГОВА ПІЧ, ШИХТА,
ЛЕГУВАННЯ, НАПІВПРОДУКТ, РОЗЛИВКА

Мета роботи – дослідження технологічних особливостей виробництва корозійностійкої жароміцної сталі з метою забезпечення стабільності механічних властивостей і підвищення якості металу.

В загальній частині обґрунтована доцільність вибору типу технологічного процесу; проведений вибір марок сталей; розглянутий вплив легуючих на властивості сталі; наведений опис будівлі ЕСПЦ.

В конструкційній частині наведена характеристика дугової сталеплавильної печі ДСП-50.

В технологічній частині представлений огляд існуючих способів виробництва нержавіючих сталей; розроблена технологія виплавки сталі марки 04X18H10, технологія газокисневого рафінування сталі; проведений розрахунок шихти на виплавку сталі.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху, розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху.

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

ЗМІСТ

С.

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	11
1.1 Обґрунтування доцільності вибору типу технологічного процесу.....	11
1.2 Вибір сортаменту марок сталей, їх призначення та сфера застосування.....	12
1.3 Вплив легуючих елементів на властивості сталі	15
1.4 Опис головної будівлі електросталеплавильного цеху	18
1.4.1 План електросталеплавильного цеху	18
1.4.2 Організація основних робіт в ЕСПЦ	20
1.5 Опис МБЛЗ.....	23
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	27
2.1 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДСП-50.....	27
2.2 Технічна характеристика печі	34
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	36
3.1 Огляд існуючих способів виробництва сталі марки 04X18H10.....	36
3.1.1 Виплавка нержавіючої сталі методом повного окислення	36
3.1.2 Виплавка нержавіючої сталі методом часткового окислення	37
3.1.3 Виплавка нержавіючої сталі методом сплавлення	38
3.1.4 Виплавка нержавіючої сталі методом змішування.....	39
3.2 Технологія виплавки сталі 04X18H10.....	40
3.2.1 Підготовка печі до плавки	41
3.2.2 Підготовка шихтових матеріалів та завалка шихти.....	43
3.2.3 Розплавлення та окисний період.....	46
3.2.4. Рафінування	46
3.3 Вибір та обґрунтування технології доведення сталі 04X18H10.....	47
3.4 Конвертерний метод виробництва корозійностійких сталей	49
3.5 Вибір і опис обладнання для доведення сталі марки 04X18H10.....	50
3.6 Технологія виплавки корозійностійких сталей методом газокисневого рафінування	52

3.7 Вдосконалення технології виплавки нержавіючої сталі методом ГКР	58
3.8 Розрахунок шихти на виплавку сталі 04X18H10	66
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	69
4.1. Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху	69
4.2 Заходи з електробезпеки	74
4.3 Заходи пожежної безпеки	76
4.4 Технічні заходи виробничої санітарії	77
4.4.1 Освітлення виробничих приміщень	77
4.4.2 Опалення і вентиляція	78
ВИСНОВКИ	79
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	81

ВСТУП

У сучасних економічних умовах металургійні підприємства повинні виробляти конкурентоспроможну продукцію для внутрішнього та зовнішнього ринках. Конкурентоспроможність значною мірою залежить від собівартості та якості продукції, що визначається технологією, яка використовується, точністю контролю її дотримання, кількістю та вартістю матеріалів.

Сьогодні принцип технології виробництва сталі передбачає ту чи іншу форму позапічної обробки металу, від найпростішої до найскладнішої з використанням вакууму.

У системах позапічної обробки метал піддається хімічному очищенню, а температура регулюється. Метою є економне використання модифікованих добавок і досягнення більш точного хімічного складу, ніж на основному технологічному агрегаті.

Україна є країною, що виснажує запаси газу. Останні події на світовому енергетичному ринку свідчать про те, що ціни на газ і надалі зростатимуть. Тому економія тепла та енергії є нагальним питанням для української металургійної промисловості. Енергоспоживання при виробництві сталі в Україні на 20-25% перевищує світовий рівень. Наразі майже половина металургійних потужностей в Україні виплавляють сталь за енергоємною технологією з використанням мартенівських печей. Лише 3,65% високоякісної сталі виробляється в електропечах, але майже третина сталі у світі виробляється саме таким способом.

Тому природним напрямком розвитку сталеплавильного виробництва є перехід на електросталеплавильний спосіб.

З огляду на великі капітальні інвестиції, необхідні для реалізації цих рішень, і високий рівень розвитку технології мартенівських печей на українських заводах, перехід на сучасну технологію буде здійснюватися поступово, з використанням сучасних, ефективних технологічних рішень.

Загальна стратегія вирішення проблем чорної металургії має бути спрямована на оптимізацію структури виробництва та обсягів випуску продукції. Передумовою

збереження ринку збуту високоякісної металопродукції є підвищення конкурентоспроможності металопродукції шляхом модернізації та реконструкції потужностей, ліквідації морально застарілих та фізично зношених агрегатів, впровадження нових технологій та зниження матеріало- та енергоємності виробництва. Це дозволить стабілізувати фінансовий стан підприємств металургійної галузі та забезпечити прибуткове господарювання [1].

Наразі Україна виробляє більше металу, ніж споживає, але не виробляє повного спектру металопродукату. Існує потреба в розширенні та уніфікації сортаменту профілів і типорозмірів, включаючи нові види сталі для заміщення імпорту, при цьому широко використовуючи легуючі елементи вітчизняного виробництва.

Електросталеплавильний процес відіграє провідну роль у виробництві високоякісних високолегованих сталей. Завдяки низці фундаментальних особливостей цей метод має низький вміст шкідливих або небажаних домішок, таких як сірка, фосфор і кисень, і високий вміст легуючих елементів, таких як хром, нікель, марганець, кремній, молібден, вольфрам, ванадій, титан і цирконій, які надають сталі особливих властивостей, в широкому спектрі композицій високоякісних металів. Переваги електропечей над іншими методами виробництва сталі пов'язані з використанням електроенергії для нагрівання металу. В електричних печах тепло генерується всередині металу або поблизу його поверхні. Це означає, що велика кількість енергії може бути сконцентрована у відносно невеликому об'ємі, метал може бути нагрітий до високих температур на високих швидкостях, в піч можна вводити велику кількість легуючих добавок, піч має відновлювальну атмосферу і шлак, що не окислюється, а також мало парів легуючих елементів. Температуру металу можна плавно і точно регулювати, метал відновлюється повніше, ніж в інших печах, і можна виробляти сталь з меншою кількістю неметалевих включень. Витрату тепла і зміну температури металу під час електродугової плавки відносно легко контролювати і регулювати, що дуже важливо при автоматизації виробництва. Електродугові печі найбільш підходять для переробки металобрухту і не ускладнюють процес плавки, оскільки весь об'єм печі

може бути зайнятий твердою шихтою. Металізовані окатиші, які замінюють металевий брухт, можна безперервно подавати в електропечі за допомогою автоматичного завантажувального обладнання. В електропечах можна виплавляти широкий спектр марок сталі.

Нержавіючі сталі використовуються в сільськогосподарському машинобудуванні, вагонобудуванні, автомобільній, аерокосмічній, нафтохімічній, медичній та харчовій промисловості (виноробство (вино, фруктові соки, інгредієнти для вина), виробництво інструментів складної форми (наприклад, ножів для обробки шкіри), атомна енергетика, енергетика, дизайн та оздоблення, суднобудування, транспортні ремонтні заводи, виробництво побутових приладів.

Світові потужності з виробництва корозійностійкої сталі збільшуються на 5-6% щорічно. Наразі понад 3 млн тонн (20%) сортового прокату і 13 млн тонн (80%) плоского прокату виробляється з корозійностійкої сталі. На перший погляд, це хороший показник, але, на жаль, ціна на готову сталь (з урахуванням інфляції) має тенденцію до різкого падіння.

Наприклад, за останні 35 років ціна на холоднокатані рулони з корозійностійкої сталі впала більш ніж на 70%. Ціни на сировину часто значно коливаються [2].

Це означає, що для ефективного виробництва корозійностійкої сталі в довгостроковій перспективі необхідно знижувати витрати на переробку. В середньому за останні 20 років витрати на переробку знижувалися приблизно на 2,5% на рік. Наразі 12 найбільших виробників корозійностійкої сталі виробляють понад 80% світового обсягу. Це означає, що ширша корпоративна консолідація триває. Однак, якщо, наприклад, річний обсяг виробництва збільшиться з 0,5 до 1,5 мільйона тонн, витрати на переробку можуть зменшитися вдвічі (наприклад, з 1000 до 500 доларів США за тонну). Однак різке збільшення обсягів виробництва (за рахунок капітальних інвестицій), поліпшення умов закупівель і збуту, проведення спільних досліджень і зниження витрат на ремонт обладнання не запобігають повністю ризику втрат в кінці інвестиційного циклу.

Метою даної кваліфікаційної роботи є розробка технології виплавки корозійностійкої сталі марки 04X18H10. Виконання цієї роботи дозволить за рахунок використання сучасних методів позапічної обробки сталі забезпечити виробництво високоякісної конкурентоспроможної нержавіючої корозійностійкої сталі, що відповідає всім міжнародним вимогам.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування доцільності вибору технологічного процесу

Наш довгостроковий план економічного розвитку включає вдосконалення металургійних процесів, модернізацію електропечей, а також можливість і доцільність придбання нових, що дозволить підвищити продуктивність агрегатів при одночасному поліпшенні якості виробленого металу, завдяки наступним факторам

Технічні переваги порівняно з іншими методами виробництва металу:

- електропечі можуть бути економічно ефективно використані для виплавки більшості легованих сталей, всіх високолегованих сталей і спеціальних сплавів;

- за допомогою електропечей можна керувати процесом виплавки з точки зору ефективного очищення металів від шкідливих домішок і легування металів з мінімальними втратами легуючих елементів;

- поряд з підвищенням якості електросталі, продуктивність електропечей може бути значно збільшена за рахунок впровадження прогресивних технологій для інтенсифікації процесів плавки, розкислення, легування, дефосфоризації та десульфурзації [1].

Виробництво сталі характеризується наступними показниками: плановим браком, який в деяких випадках досягає ~2%. Комерційна переробка металу також характеризується додатковими втратами - понад 40% високоякісної сталі та сплавів:

- недолив, ливарний скрап і випадкові втрати під час розливання;
- окалина, що утворюється під час термічної обробки та прокатки;
- брухт, що утворюється переважно в прокатному цеху (верхній, нижній - злиток і некондиційний брухт, що утворюється під час розкрою товарного металу);
- стружка, отримана з цехів підготовки та підгонки металу (іноді партіями за індивідуальними замовленнями клієнтів).

Ці відходи (які включаються до виробничих витрат і суттєво впливають на кінцеву вартість продукції підприємства) повертаються до цеху для переробки на металургійному заводі, але вже з маркованою шихтою.

Поточна ситуація на підприємстві є недоцільною, оскільки наявні неякісні поковки, зламані прутки та брухт (нехімічні дефекти) можуть бути використані як шихта для виробництва сталі та сплавів методами, що потребують спеціальної попередньої підготовки шихти (для виплавки матеріалу необхідна додаткова обробка) - ВДП, ЕШП, ПДП, ЕЛП тощо.

1.2 Вибір сортаменту марок сталей, їх призначення та сфера застосування

Ринок нержавіючої сталі висуває високі вимоги до цього класу металопродукції з точки зору якості металу, але за найнижчою можливою ціною. Проектовані цехи повинні спеціалізуватися на виробництві нержавіючих марок сталі. Низькі ціни на металопродукцію забезпечуються за рахунок скорочення статей витрат, пов'язаних з вибором найбільш прийнятної технології. Зокрема, слід уникати перенасичення металургійних заводів таким обладнанням, як установки ГКР, УПК, вакууматори та машини безперервного лиття заготовок.

Поєднання енергозберігаючих технологій, ощадливого виробництва та технологічної досконалості може значно знизити витрати на метал при одночасному підвищенні якості. В результаті цих змін продукція стане конкурентоспроможною не лише за якістю, а й за собівартістю. Конкурентоспроможність компаній сприяє збільшенню обсягів виробництва та відкриває двері на міжнародні ринки збуту металопродукції, що, в свою чергу, впливає на собівартість (частка експорту сьогодні становить 85. .90%) [3].

Успішний розвиток сучасної техніки, авіаційної, атомної, хімічної, нафтової та харчової промисловості потребує великої кількості пластин, труб, лопаток парових турбін, клапанів, болтів тощо і, в залежності від умов експлуатації обладнання, високих рівнів корозійної стійкості, міцності, зносостійкості, втомної міцності та

жаростійкості в повітрі, перегрійній парі та слабких розчинах кислот і лугів. Часто потрібні властивості рівня.

Корозійностійкі (нержавіючі) сталі - це сталеві матеріали, які протистоять електрохімічній корозії (повітря, ґрунт, луґи, кислоти, сіль і море).

Нержавіюча сталь використовується у виробництві валів, дисків, лопаток компресорів і газових турбін, робочих коліс насосів, кріплень, болтів і труб.

Оскільки вироби з нержавіючої сталі використовуються в агресивних середовищах при температурі навколишнього середовища або підвищених температурах, основними вимогами до нержавіючої сталі є корозійна стійкість (здатність протистояти впливу агресивних середовищ при температурі навколишнього середовища) і жароміцність (стійкість до дії гарячих газів і пари). Як правило, жароміцні сталі повинні бути також жаростійкими, тобто здатними витримувати руйнування і повзучість при високих температурах протягом тривалого періоду часу.

Нержавіюча сталь 04X18H10 широко використовується в промисловості. Її використовують у вигляді поковок, сортового і листового прокату, гарячекатаних і холоднокатаних труб, штампів і виливків в авіаційній і атомній техніці, хімічній і енергетичній промисловості та інших галузях техніки.

Сталь 04X18H10 - низьковуглецева хромонікелева сталь. Широко використовується в усіх галузях промисловості як кислото- та корозійностійка сталь. Однак, крім високої корозійної стійкості в різних агресивних середовищах, потрібні також необхідні механічні властивості, хороша зварюваність, досить висока пластичність і міцність зварного шва. Найвищі вимоги пред'являються до стійкості до міжкристалічної корозії, найбільш небезпечного виду корозійного пошкодження.

Висока стійкість нержавіючих сталей в окислювальному середовищі пояснюється утворенням тонкої оксидної плівки хрому і адсорбованого шару кисню, виходячи з теорії пасивації.

Подальше поліпшення хімічної стійкості сталей в агресивних середовищах і підвищення стійкості нержавіючих сталей в деяких нових середовищах може бути досягнуто за рахунок збільшення вмісту хрому до 28-30%. Однак збільшення вмісту

хрому до цієї межі погіршує технічні властивості сталі. Це пов'язано з тим, що хром є феритним елементом. Він викликає появу феритної складової в аустенітній структурі нержавіючих сталей типу 04X18H10, які відносяться до аустенітної системи. Про це свідчить підвищення магнітних властивостей металу за рахунок збільшення магнітної складової α -фази. Наявність більшої кількості цієї складової в мікроструктурі ускладнює гарячу обробку, знижує пластичність металу і викликає точкову корозію.

Міцність і пластичність металів залежать від ряду факторів, включаючи тип кристалічної структури, енергію зв'язку атомів у кристалічній решітці, чистоту металу, його хімічний склад і чистоту його границь.

Згідно з сучасними уявленнями, опір пластичній деформації в основному визначається кількістю недосконалостей (в основному дислокацій) в структурі кристалічної решітки. Високої міцності можна досягти, зменшуючи або, навпаки, значно збільшуючи кількість дислокацій.

Зміцнення за рахунок збільшення кількості дефектів, таких як дислокації, широко практикується, хоча проблема отримання бездефектних матеріалів в практичних умовах ще не вирішена. Зміцнення сталі як твердого розчину відбувається в результаті взаємодії домішкових атомів (атомів, які не утворюють кристалічну решітку основного твердого розчину) з дислокаціями. Однак сталі значно зміцнюються при зсуві високодисперсними частинками іншої фази, які з'являються в результаті легування і відповідної термічної обробки.

Хромонікелеві сталі демонструють високі пластичні властивості після затвердіння аустеніту. Зі збільшенням вмісту вуглецю механічні властивості хромонікелевих сталей зростають як у загартованому, так і в зістареному стані. Чим вища температура гартування сталі (950-1150°C), тим нижчі міцність і твердість і вища пластичність. Під час холодної деформації, залежно від ступеня стиснення, межа міцності, межа плинності і твердість значно зростають, а пластичні властивості знижуються, але залишаються на досить високому рівні. Холодна деформація також викликає зміни магнітних властивостей, особливо в низьковуглецевих сталях, через перетворення аустеніту.

Нагрівання сталі призводить до виділення карбідів, яке починається при 400-500°C і стає більш вираженим при 600-700°C. Цей процес найбільш інтенсивний при 800-900°C. Вище цієї температури відбувається зворотний процес із затвердінням карбідів, коли карбіди стають твердим розчином. Ці процеси мають значний вплив на механічні властивості та корозійну стійкість сталей і повинні бути враховані.

Розробка нових спеціалізованих родовищ вимагає збільшення виробництва хромонікелевих сталей, які можуть підтримувати необхідну комбінацію властивостей протягом тривалого терміну служби.

1.3 Вплив легуючих елементів на властивості сталі

При виплавці нержавіючих сталей додають велику кількість різних феросплавів. Під час легування в рідкій сталі відбуваються складні фізико-хімічні процеси, що складаються з нагрівання і плавлення феросплавів, розчинення елементів в металі і взаємодії легуючих елементів з киснем, азотом, сіркою і шлаком в металі при різних температурних умовах в системі. При нормальних температурах виплавки сталі елементи, що містяться в сталі як домішки або вводяться для легування або розкислення, розчиняються в чистому залізі в різному ступені.

Леговані сталі мають хороші механічні властивості після термічної обробки (загартування і відпуску) і в невеликих поперечних перерізах відносно мало відрізняються від механічних властивостей вуглецевої сталі. У виробках з великими поперечними перерізами (діаметром 15-20 мм і більше) механічні властивості легованих сталей значно перевищують властивості вуглецевої сталі. Зокрема, межа плинності, відносне звуження та ударна в'язкість є вищими. Це пояснюється тим, що леговані сталі мають хороші гартівні властивості завдяки низькій критичній швидкості загартування. Вони також мають дрібнозернисту і дисперсну структуру після термічної обробки. Завдяки високій загартуваності та низькій критичній швидкості загартування, заміна вуглецевої сталі легованою дозволяє гартувати деталі з менш агресивною охолоджувальною водою (маслом, повітрям), зменшуючи ризик деформації та розтріскування виробу. Тому леговані сталі використовуються

як для великих виробів, так і для виробів з малим перерізом і складною геометрією. Чим вища концентрація легуючих елементів у сталі, тим вища загартовуваність.

Для досягнення високої прогартовуваності легування часто проводиться дешевшими елементами, такими як марганець і хром, або більш дорогими елементами, такими як нікель. Однак слід мати на увазі, що після досягнення необхідної прогартовуваності для даного перетину подальше збільшення вмісту легуючих елементів у сталі може не покращити механічні властивості сталі, а навпаки, погіршити їх. Це підвищує поріг холодної крихкості і зменшує запас в'язкості. Наприклад, збільшення вмісту хрому або марганцю в сталі до 1,0% практично не впливає на поріг холодноламкості. Однак при більш високих концентраціях поріг холодноламкості підвищується. Тому вміст легуючих елементів повинен бути мінімальним, щоб забезпечити необхідне зміцнення для даного перерізу і умов охолодження.

Хром

Хром є сильним карбідоутворюючим елементом і разом з вуглецем утворює різноманітні карбіди, які значно міцніші і стійкіші, ніж цементит. У сталі карбіди хрому завжди є бінарними або комбінованими карбідами, в яких частина хрому заміщена залізом або іншими елементами. Чим вищий вміст хрому, тим багатший вміст хрому в карбідах, що утворюються. При загартуванні сталі хром різко підвищує схильність аустеніту до переохолодження і значно знижує критичну швидкість загартування.

Оскільки хром є феритоутворюючим елементом, сталі з високим вмістом хрому (16-30%) класифікуються як феритні. Стабільність фериту робить його непридатним для гартування, що призводить до низьких міцнісних властивостей і обмеженого застосування. Хром також є одним з найсильніших пасивуючих елементів в окислювальних середовищах. В окислювальному середовищі на поверхні нержавіючої сталі утворюється невидима тонка плівка оксиду хрому. Щільність цієї плівки і антикорозійні властивості сталі збільшуються зі збільшенням вмісту хрому.

Нікель

Нікель сам по собі є корозійностійким металом і покращує корозійну стійкість сталі в розчинах солей і лугів, а також в середовищах з низьким рівнем окислення.

Нікель покращує стійкість до крихкого руйнування, підвищуючи пластичність і в'язкість, зменшуючи сприйнятливність до концентрації напружень і знижуючи температуру порогу холодної крихкості. При вмісті 1,0% нікелю в сталі поріг холодного руйнування знижується на 60-80°C. Нікель зменшує анізотропію і покращує пластичність і в'язкість в напрямках, ортогональних волокнам. Оскільки нікель є дорогим металом, його часто додають до конструкційних сталей разом з хромом та іншими елементами, часто в дуже малих кількостях. У композитних легованих сталях нікель також забезпечує високу стійкість до крихкого руйнування. Нікель покращує механічні властивості, такі як межа міцності на розрив, межа текучості та ударна в'язкість.

Кремній

Кремній корисний як легуючий елемент у сталях, оскільки він піддається подальшому ізотермічному загартуванню. Після ізотермічного загартування кремній надає сталі високу в'язкість і знижує сприйнятливність до надрізів. Це відбувається завдяки збільшенню високовуглецевого залишкового аустеніту під час проміжних перетворень і зменшенню вмісту вуглецю в α -фазі, що покращує в'язкість бейніту.

Марганець

Марганець є розкислювачем і десульфуратором в рідких сталях. Як легуюча добавка марганець має подрібнюючу дію на структуру сталі і збільшує глибину прожарювання.

Марганець є карбідоутворюючим елементом, утворюючи з вуглецем карбід марганцю, який є більш стійким і міцним, ніж карбід заліза (цементит). При введенні марганцю в залізовуглецеві сплави утворюються не чисті карбіди марганцю, а композитні (подвійні) цементитні карбіди $(Fe-Mn)_3C$, в яких деякі атоми заліза завжди заміщені атомами марганцю. У перлітних середньомарганцевих сталях марганець утворює подвійні карбіди, частково пов'язані з вуглецем, а частково цементовані з залізом. Марганець зменшує червону крихкість сталі і

підвищує її твердість, міцність на розрив і еластичність, при цьому чим вищий вміст вуглецю в сталі, тим нижча її в'язкість.

1.4 Опис головної будівлі електросталеплавильного цеху

У цеху планується використовувати піч ДСП-50, яка забезпечує необхідні техніко-економічні показники.

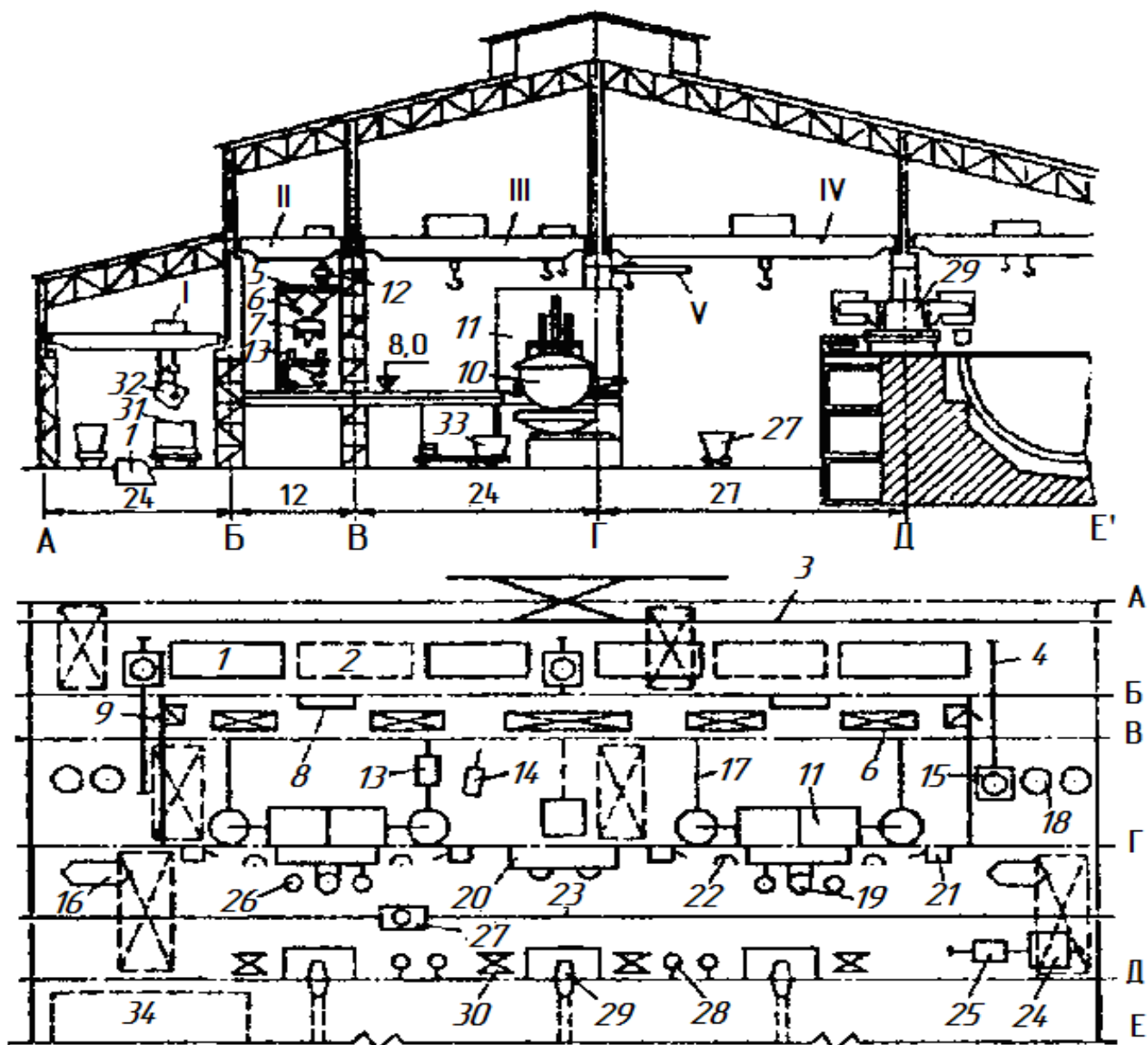
Основними вантажопотоками в електросталеплавильному цеху є ті, що пов'язані з доставкою і завантаженням сталевого брухту, доставкою і завантаженням шлакоутворюючих матеріалів в піч, доставкою і завантаженням феросплавів в піч і ківш, транспортуванням ковшів з рідкою сталлю в ливарний цех і на установки позапічної обробки, розливанням і очищенням злитків і виливків, видаленням шлаку, а також ремонтом печей і обладнання.

Для електросталеплавильних заводів характерна організація виплавки і розливання сталі в одній будівлі - головному корпусі, який використовується для зберігання і завантаження брухту в кошики, зазвичай для оперативного запасу сипучих матеріалів, позапічної обробки сталі і підготовки ковшів. Крім головної будівлі, часто є відділення, що відповідає за сипучі матеріали і, в деяких випадках, магнітні матеріали, а також ряд допоміжних відділень і об'єктів для постачання електроенергії, води і кисню, очищення димових газів, ремонтних робіт тощо.

Останніми роками досліджено і розроблено низку нових конструктивних рішень для електропечей. Це пов'язано з низкою факторів, таких як потужність пічних трансформаторів, місткість печей, підвищення продуктивності, збільшення вантажопотоків, підвищення рівня механізації та поліпшення умов праці, підвищення вимог до охорони навколишнього середовища і, в деяких випадках, необхідність використання металізованої сировини.

1.4.1. План електросталеплавильного цеху

На рисунку 1.1 продемонстровано поперечний розріз і план типового ЕСПЦ з печами ємністю 50 т.



Прольоти: А-Б – шихтовий; Б-В – бункерний; В-Г – пічний; Г-Д – розподільчий; Д-Е' – МБЛЗ, термообробки, зачищення і складування заготовок;

I, II, III, IV – мостові крани шихтового, бункерного, пічного і розподільчого прольотів; V – консольний кран;

1 – явні бункери для металобрухту; 2 – площадка для контейнерів зі скрапом; 3, 23 – залізничні колії; 4 – поперечний шлях для передачі завалочного кошика; 5, 9 – бункери для сипучих матеріалів; 6 – віброживильники; 7 – електроваговий візок; 8 – прожарюванні печі для феросплавів; 10 – ДСП; 11 – трансформаторна підстанція; 12 – саморозвантажний контейнер; 13 – стрічкові або кидальні завалочні машини; 14 – напільна завалочна машина; 15 – передатний візок; 16 – установка для футеровки ковшів; 17 – колія; 18 – ділянка набору склепіння; 19 – агрегати позапічної обробки; 20 – ділянка підготовки шибєрних затворів; 21 – бункер для феросплавів; 22, 26 – стенди для шлакових і розливних ковшів; 24 – вакууматори; 25 – сталевоз; 27 – шлаковоз; 28 – установка для сушіння ковшів; 29 – МБЛЗ; 30 – поворотні стенди; 31 – завалочний кошик; 32 – самозавантажний контейнер; 33 – шлакова чаша

Рисунок 1.1 - План і поперечний розріз електросталеплавильного цеху

Нові проєктні рішення в таких цехах пов'язані з високою ефективністю безперервної розливки сталі, централізованою подачею сипучих матеріалів через спеціалізований проліт, випуском сталі в ківш, який утримується крюками сталерозливного крана.

Цех має наступні прольоти: шихтовий (рис. 1.1, А-Б), сипучих матеріалів (бункерний) (рис. 1.1, Б-В), пічний (рис. 1.1, В-Г), розподільний (рис. 1.1, Г-Д), і група прольотів ВБРС, яка примикає до нього. У пічному прольоті на кордоні з розподільним розміщено печі (рис. 1.1, 10) з пічними підстанціями (рис. 1.1, 11), два завалочних крана (рис. 1.1, П) (180 + 63/20 т) і в торцях - ділянки склепінь 18.

Пічний і бункерний прольоти мають робочий майданчик. Шихтовий проліт оснащений кранами вантажопідйомністю 30/15 + 15 т, розподільний - 180 + 63/20 т, проліт сипучих матеріалів - 20/5 т. МБЛЗ розміщені в лінію на кордоні розподільного прольоту.

1.4.2 Організація основних робіт в ЕСПЦ

Основу шихти електропечі становить металобрухт, а також чавун, кокс і електродна шихта. Вони завантажуються в кошики (ковші) з відкидним дном. У нашому цеху завантаження здійснюється шляхом подачі кошиків з брухтом в проліт печі по бічному проході в цеху, підйому кошиків краном і опускання їх в робочий простір, який відкривається зверху через отвір в нижній частині кошика. У конструкції цеху застосовано метод, за яким брухт завозиться в цех, завантажуються в кошики, які потім завантажуються в пічний проліт, а кошики завантажуються брухтом на розташованій поруч установці для сепарації брухту і подаються в пічний проліт по бічних рейках. Це усуває необхідність будівництва шихтових прольотів і відсіків і зменшує кількість перевантажень брухту. Кошики і транспортні візки з брухтом зважуються на стаціонарних платформних вагах або на візкових вагах, встановлених у завантажувальному проході.

Для завантаження контейнерного брухту в завантажувальному проході цеху встановлюється мостовий кран і паралельно мосту рухаються два візки. Один з цих

візків оснащений електромагнітом, а інший - пристроєм для захоплення і нахилу контейнера. Завантажувальний кошик виготовлений з циліндричного корпусу з багатокрилим дном з гнучких пластинчастих секторів і дном, отриманим шляхом змикання гнучких секторів. Дно збирається в прольоті печі цеху після попереднього встановлення кілків за допомогою мостового крана з трьома гаками для утримання кошика на вазі.

При монтажі гнучкого сектора ланцюг протягується вручну, ланцюг зтягується допоміжним підйомним гаком крана і кінець ланцюга закривається штирем. У момент завантаження шихти ланцюг протягується за допомогою гака допоміжного підйомного пристрою крана і витягується штифт, гнучкий сектор відокремлюється і шихта висипається на подину печі. Кошик підтримується піддоном, з'єднаним з кошиком шарнірним замком, і піддон від'єднується від кошика перед завантаженням.

Транспортний візок для кошика самохідний. Система зважування на борту усуває необхідність у стаціонарних вагах на перевантажувальному майданчику, спрощуючи і прискорюючи процес зважування.

Для доставки сипучих матеріалів в ЕСПЦ використовують спеціальний маршрут постачання. Спеціальні маршрути подачі сипучих матеріалів і феросплавів у всіх сучасних ЕСПЦ схожі за принципом і включають:

- групу витратних бункерів для зберігання оперативних запасів матеріалу і систему подачі матеріалу до них;
- механічну систему видачі, дозування і завантаження печі матеріалом з бункера.

Існують окремі групи витратних бункерів для однієї або двох печей. Бункери для вапна розраховані на приблизно півдобовий запас. Для інших менш витратних матеріалів об'єм бункерів розрахований на зберігання запасу, достатнього для робочого дня цеху (до п'яти днів). Бункери розташовані над рівнем підлоги, підвішені та завантажуються знизу.

Групи завантажувальних бункерів розташовані в ряд уздовж передньої частини печі, що дозволяє створити загальну систему подачі матеріалів. Матеріали

транспортуються саморозвантажувальними контейнерами з відповідального відділу до цеху автомобільним або залізничним транспортом, де вони перевантажуються мостовими кранами в певні бункери.

Подача з витратного бункера до завантажувальної машини або обладнання здійснюється за допомогою електровібраційного живильника, електричного візка, бункерних ваг або конвеєра. Завантаження в піч здійснюється за допомогою мульчі. Використання мульчі дозволяє завантажувати будь-який матеріал, але вимагає розрізання і підняття електродів під час завантаження.

Для феросплавів і порошкоподібних поглиначів кисню з низькою витратою доступні наступні способи завантаження і вивантаження Саморозвантажувальні контейнери подаються в пічний проліт і вивантажуються в верхній бункер на робочому столі, звідки матеріал подається в мультиплікатор у міру необхідності.

Як правило, для подачі феросплавів у ківш сучасні доменні печі оснащені системами механічного завантаження феросплавів у ківш під час виплавки сталі і під час позапічної обробки. Відповідно, використовується система, в якій над жолобом печі і в установках позапічної обробки розташовані бункери з дозаторами і живильниками, з яких феросплав подається в ківш.

Там, де піч знаходиться на межі між піччю і розливним або розподільчим прольотом, сталь випускається з печі в ківш, який утримується розливним краном.

Така ж система використовується на всіх електросталеплавильних заводах країни, де шлаковий ківш вивантажується на візок на поперечному шляху від печі до розливного прольоту, а потім переміщується краном на поздовжній шлях і вивозиться з цеху. Шлак, що вивантажується з ковша, також транспортується по тому ж маршруту.

Для того, щоб повністю утилізувати шлак, нові доменні печі потребують шлакового відділення, яке спорожнює шлаковий ківш і відправляє його з цеху для подальшої переробки затверділого шлаку.

Основне призначення розподільчого прольоту - видаляти сталерозливні ковші з печі за допомогою кранів і сталевозів, вишикуваних уздовж кордонів прольоту. Вони також використовуються для обробки, підготовки та іноді ремонту

сталерозливних ковшів, а також часто використовуються для видалення шлаку, доставки феросплавів до установок позапічної обробки, вогнетривів і ремонтних установок. Крани часто використовуються для транспортування ковшів до установок позапічної обробки і для переміщення шлакових ковшів під час видалення шлаку.

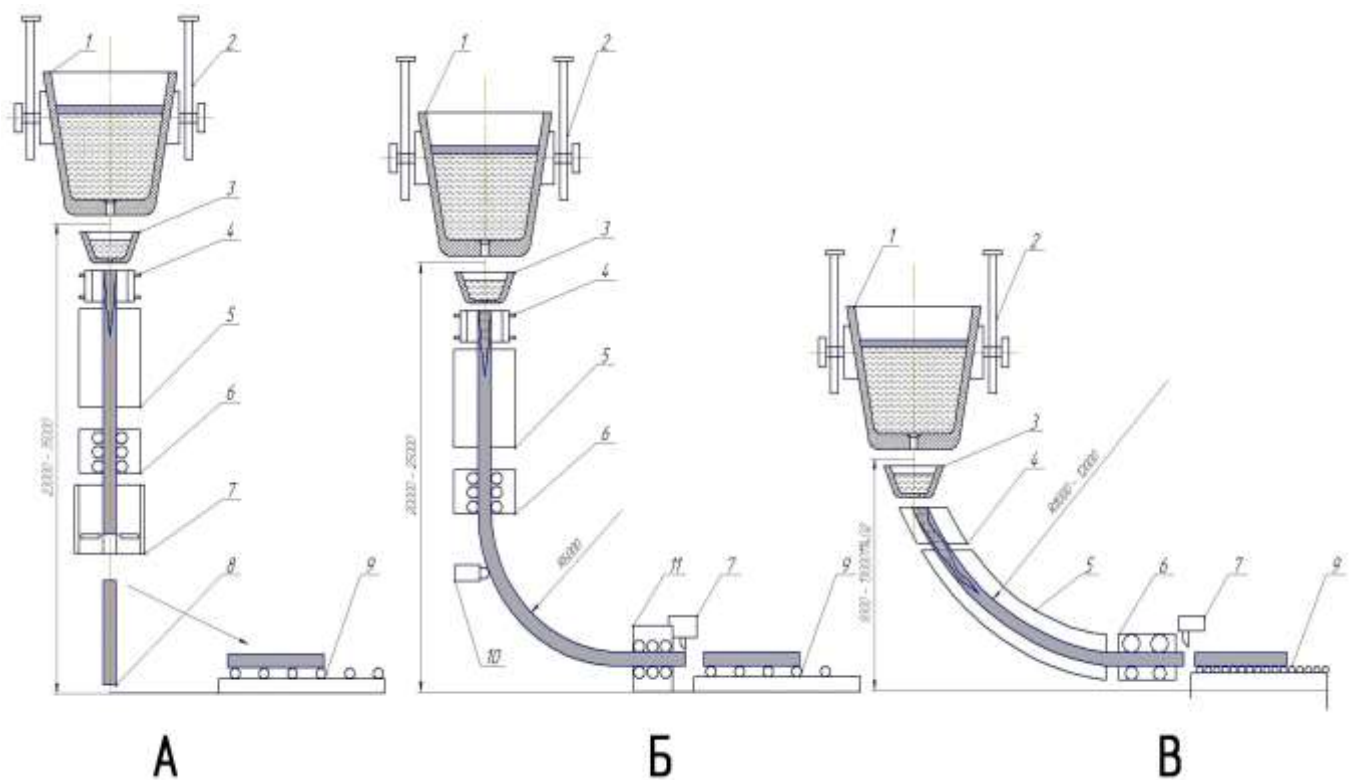
Якщо установка позапічної обробки знаходиться на шляху транспортування сталі, якщо шлак забирається шлаковозом без крана або якщо феросплав подається на установку позапічної обробки похилим потоком з бункерного прольоту, то робота в прольоті спрощується.

1.5 Опис МБЛЗ

У процесі безперервного розливання рідка сталь заливається в інтенсивно охолоджувану прохідну форму (кристалізатор). Частково затверділий злиток, який спочатку має псевдо-дно, безперервно витягується через кристалізатор і далі охолоджується в так званій зоні вторинного охолодження. В результаті безперервного процесу розливання і затвердіння утворюється суцільний злиток, який згодом розрізається на заготовки певної довжини. Форма і розміри поперечного перерізу злитка визначаються внутрішніми розмірами і геометрією кристалізатора і, як правило, менші, ніж розміри поперечного перерізу злитка середньої ваги, відлитого на виливниці. Метод безперервного лиття має кілька переваг перед литтям на виливниці.

Верхня частина зливка, відлитого методом лиття під тиском, має зону, насичену рідиною, і усадочну раковину або газову порожнину. Це призводить до того, що під час прокатки головка кожного злитка відрізається, що зменшує вихід придатного прокату. При безперервному розливанні зливків, що поступово розширюються, усадочна раковина або газова порожнина є однією на весь обсяг металу, що заливається. Це істотно знижує відходи в скрап і збільшує вихід придатного прокату на 6-12%.

Через малі розміри поперечного перерізу зливка і високу швидкість кристалізації сталі розвиток розрідження обмежений: злитки, відлиті на МБЛЗ, тверднуть у стабільних умовах, особливо якщо вони не піддаються деформації (наприклад, згинанню) і мають високу структурну і хімічну однорідність. Безперервнолиті злитки або заготовки прокочуються безпосередньо на листових або сортових станах. Використання безперервного лиття дозволяє виключити з виробничого циклу такі операції, як підготовка виливниць і канавок, зачистка злитків і прокатка на прокатних станах. Як наслідок, знижуються капітальні витрати і скорочуються виробничі цикли. Створюються достатні можливості для повної механізації та автоматизації розливання, підвищення продуктивності та поліпшення умов праці.



А - МБЛЗ вертикального типу; Б - криволінійна МБЛЗ; В - радіальна МБЛЗ;

1 - ківш з металом; 2 - траверса; 3 - проміжний ківш; 4 - кристалізатор;

5 - зона вторинного охолодження; 6 - правильна кліть; 7 - ножиці; 8 - заготовка;

9 - рольганг; 10 - правильні ролики; 11 - прокатний модуль

Рисунок 1.3 – Порівняльна характеристика МБЛЗ

Існують декілька видів машин безперервного лиття заготовок:

- вертикальна,
- з вигином заготовки,
- з криволінійною технологічної віссю, тобто радіальна,
- горизонтальна.

В даний час найбільш широко використовуються машини радіального типу. У цих машинах кривизна злитка, задана кристалізатором, залишається незмінною до повного застигання. Затверділий злиток випрямляється за один етап, коли він вирівнюється валками правильного пристрою. Після цього затверділий злиток можна розрізати на заготовки будь-якої довжини.

Вертикальні МБЛЗ також стали популярними. Ці машини виробляють металеві заготовки з мінімальними дефектами лиття (осьові, поздовжні та поперечні тріщини, раковини тощо).

Конструкція вертикальної МБЛЗ складається з сталерозливного столу, каретки кругового переміщення проміжного ковша, кристалізатора з поворотним механізмом, верхньої і нижньої секції напрямних роликів, прямої секції напрямних роликів, пружинного гвинтового механізму і горизонтальної секції роликів.

Особливостями цієї МБЛЗ є наявність обертової сталерозливної кліті з маятниковим рухом опорної рами для підйому та опускання ковша, використання візка для проміжного ковша з круговим рухом, а також поєднання кристалізатора та першої секції приводної системи в одній [5].

З метою запобігання типового браку МБЛЗ і, відповідно, збільшення сортаменту металу, що розливається, пропонується встановити в зоні вторинного охолодження незалежні волочильні і прокатні ролики. Ці ролики можуть обтискати заготовку для усунення утворення осьових пустот. Кожен обтискний валок повинен мати приймач і передавач короткоживучих ізотопів, підключений до системи автоматичного управління, яка сигналізує про зміну зусилля притискного механізму і швидкості обертання прокатного валу.

Таким чином, загальна частина кваліфікаційної роботи включає в себе дані про вибір типу і марки сталі, загальну характеристику ЕСПЦ, а також опис будівлі

цеху і основних завдань, що вирішуються в ньому. Таким чином, основною метою технічної частини є розробка технології виплавки нержавіючої корозійностійкої сталі марки 04X18H10 з використанням конвертерної печі ГКР.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДСП-50

Сучасна ДСП - це складний у виготовленні та експлуатації агрегат, що складається з численних вузлів і механізмів, основними з яких є (рис. 2.1):

- кожух (корпус) і склепіння печі;
- опорна конструкція - люлька, на якій розміщується корпус;
- механізм (шарнірно з'єднаний з подом) для нахилу печі для вивантаження металу і скачування шлаку;
- механізми для підйому склепіння для завантаження шихти (на люльку або на окремий фундамент);
- портали та шахти (відомі конструкції печей без порталів);
- механізми переміщення електродів;
- замикаючі мережі (вторинні струмопроводи) для передачі струму від виводів вторинної обмотки трансформатора до робочих кінців електродів;
- системи відведення та очищення газів.

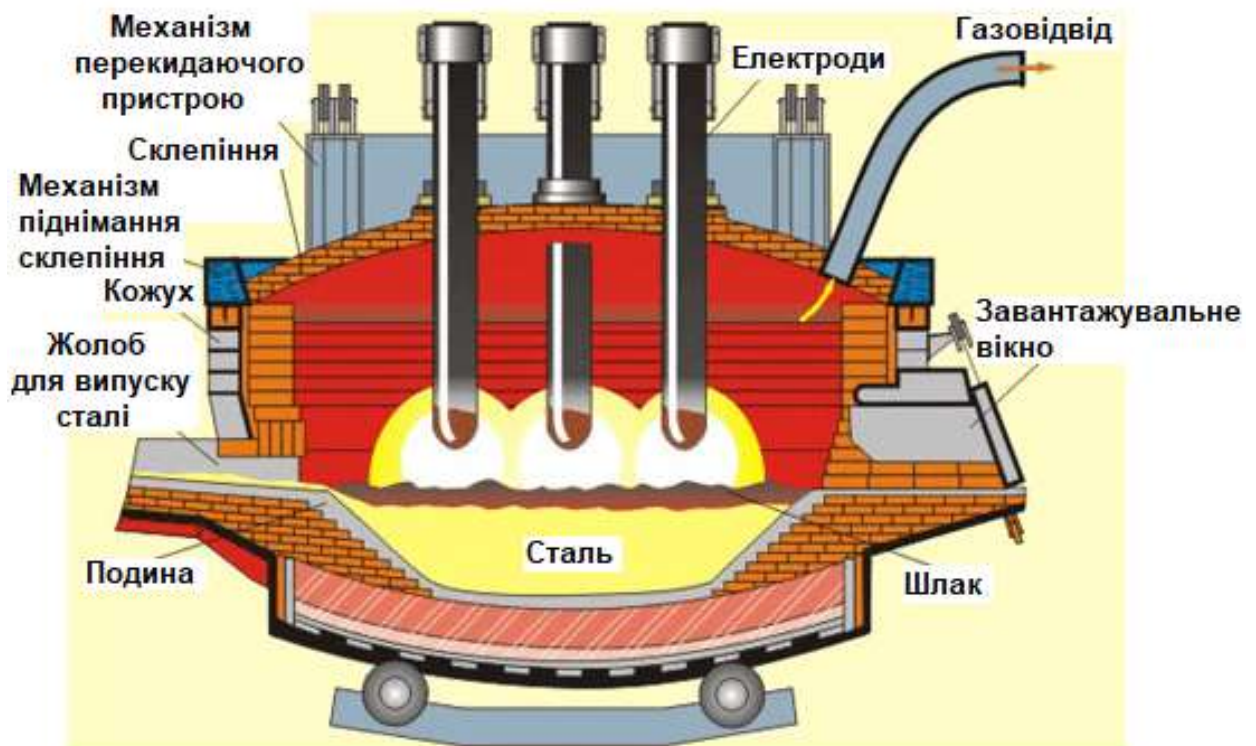


Рисунок 2.1 – Піч ДСП-50

Крім того, ДСП можуть бути оснащені декількома додатковими агрегатами і механізмами, призначеними для полегшення роботи сталевара (наприклад, електромагнітне перемішування рідкого металу, обертання ванни навколо вертикальної осі, продування ванни киснем, вимірювання температури і відбір проб, проходження електродів).

Такі трудомісткі операції, як завантаження печі, завантаження шихти, подача шлаку і легуючих добавок, а також подача газоподібного кисню в піч, механізовані. Всі доменні печі оснащені регуляторами електричного режиму, які підтримують постійним співвідношення струму дуги до напруги або опір дугового проміжку.

Усередині корпусу печі, який утворений сферичним подом, водоохолоджуваними стіновими плитами і водоохолоджуванним склепінням, знаходиться футеровка, що утворює робочий простір печі, який частково зайнятий ванною. Корпус печі складається з рами з кільцевих балок, з'єднаних колонами, з водоохолоджуваними панелями на бічних стінках. До корпусу печі прилягає зливний отвір, через який метал з печі зливається в ківш, встановлений на сталевоз.

У печах з повним цегляним футеруванням корпус печі виготовляється зі зварної котельної сталі і становить приблизно $1/200$ діаметра робочого простору печі. Корпус печі має робоче вікно для спостереження за процесом плавки, відбору проб і подачі в піч шлакоутворювачів і легуючих добавок. Ширина отвору робочого вікна становить $0,2...0,3$ діаметра ванни на висоті укусу, а висота - $0,75...0,80$ ширини ванни її ширини.

Корпус печі встановлений на хитній колісці, яка перекочується по фундаментних балках і жорстко закріплена на фундаменті. Камера водяного охолодження і верхня частина бічних стінок виконані з трубчастої сталі. Крім корпусу печі, в подині встановлений портал, який оснащений металоконструкціями і механізмами для підведення живлення до електродів і гідравлічного переміщення електродів вгору і вниз. У подині печі також розміщений механізм, який піднімає склепіння і повертає його в бік зливу, відкриваючи робочий простір перед завантаженням шихти в піч. Горловина печі складається з напівпорталу, закріпленого на вертикальній шахті під кутом 90° , і підвішеного до нього склепіння,

яке може повертатися на кут $100-120^\circ$ за допомогою спеціального механізму. Колиска разом з корпусом печі і порталом нахилена під кутом 45° в бік металевого ковша і 10° в бік вікна для вивантаження шлаку. Нахил печі здійснюється за допомогою механізму з гідравлічним приводом. Нахил печі в бік зливу металу обмежується стопорним пристроєм. Піч обладнана насосно-акумуляторною станцією.

Сучасні печі безперервного лиття заготовок будуються в нашій країні і за кордоном виключно з механізованим завантажувальним обладнанням, яке завантажує ківш в один, два, а іноді і в три етапи зверху, що дає наступні переваги

- завантаження брухту може здійснюватися практично у всіх зонах робочого простору;

- великий брухт можна раціонально розташувати в зоні дії електричної дуги; і
- Дещо більший час плавлення шихти в режимі "горіння закритої дуги";
- Механізована сипуча вогнетривка засипка горнів і укосів;
- Скорочення часу простою печі після випуску шихти.

Печі для ДСП з рейковим нахилом займають найменше місця в цеху і мають найменшу вагу металоконструкцій (наприклад, в порівнянні з печами з механізмом відкочування корпусу).

Струм до графітованих електродів підводиться за допомогою трьох електродотримачів. Кожен електродотримач складається з головки, гільзи і механізму затиску електрода, до якого прикріплені струмопідводи з мідних шин або мідних труб з водяним охолодженням. Електроди переміщуються вгору і вниз за допомогою спеціального механізму для регулювання потужності, що подається в піч, і підтримки її на заданому рівні. Механізми переміщення електродів поділяються на електромеханічні та гідравлічні, залежно від типу приводу. Гідравлічний механізм не має інерційності та часового запізнення, а швидкість переміщення електродів (2...6 м/хв) можна швидко і плавно змінювати, а конструкція відрізняється компактністю. Однак, порівняно з електромеханічними механізмами, існує ризик частого витоку гідравлічного масла, що вимагає ретельного обслуговування і частих профілактичних оглядів під час експлуатації.

Крім того, якщо використовується гідравлічний механізм, біля печі повинна бути розташована спеціальна маслonaсосна станція. Загалом, переваги гідравліки переважають недоліки. Саме тому гідравлічні приводи широко використовуються не тільки в механізмі переміщення електродів, але і в інших механізмах ДСП, таких як нахил печі, підйом і поворот дуг. Всі вітчизняні ДСП випускаються переважно з гідравлічними приводами для переміщення різних механізмів печі. В останніх конструкціях вітчизняних печей гідравлічні механізми підйому, опускання і повороту склепінь встановлені на незалежних фундаментах.

Крім того, ДСП обладнана механізмом повороту ванни навколо вертикальної осі, який вже не потрібен в печах великої потужності; механізмом підйому і опускання дверей робочого вікна; механізмом подачі газоподібного кисню в піч за допомогою вертикального візка; паливно-кисневим пальником (ПКП) і введенням його в піч; пристрій для електромагнітного перемішування металу (ПЕМП), розташованим на відстані 50... 100 мм від подини печі. ПЕМП встановлюється на деяких вітчизняних дугових сталеплавильних печах ємністю 25 т і більше. Наявність такого пристрою в печі виключає необхідність ручного перемішування рідкої ванни, значно зменшує перепад температур по її висоті, прискорює протікання хімічних реакцій і плавлення легуючих добавок, підвищує тепловіддачу від дуги до ванни.

До нижньої частини корпусу приварена кільцева опорна балка, яка підтримує чотири або вісім тумб з опорними і притискними роликками. Зварне кільце водяного охолодження склепіння має прямокутний трапецієподібний поперечний переріз. Конструкція цього кільця дозволяє футерувати склепіння без використання спеціальної п'яtkової цегли.

До нижньої частини дугоподібного кільця приварений кільцевий ніж, який при опусканні входить в приварений до верхньої частини кожуха кільцеподібний жолоб, заповнений магнезитовим порошком або дрібним піском. Це забезпечує міцне з'єднання арки з обсадною трубою. У склепінні печі просвердлюють отвори для встановлення системи відсмоктування газу і введення кисню через флюгер.

Електродотримачі використовуються для утримання електродів на заданій висоті і підведення струму. Конструкція електродотримача повинна відповідати декільком вимогам Щоб зменшити електричні втрати на контактах і запобігти зісковзуванню електрода, конструкція електродотримача повинна міцно утримувати електрод на місці. Він також повинен бути достатньо жорстким, щоб запобігти згинанню електрода під дією сили тяжіння і виключити можливість вібрації. Якщо довжина дуги становить кілька сантиметрів, кілька міліметрів вібрації або переміщення електрода можуть суттєво вплинути на стабільність дуги.

Електродотримачі складаються з головки, затискного пристрою, втулки, каретки або телескопічної стійки, жорсткої частини вторинного струмопідводу і механізму переміщення електрода. Головка електродотримача складається з двох частин з різними функціями: механічно міцного тримача і струмопідводів з мінімально можливим електричним опором.

Відпрацьовані гази з печі додатково очищаються і виводяться через спеціальний отвір в арці за допомогою сопла з водяним охолодженням для викиду в атмосферу на вітчизняному заводі з виробництва деревно-стружкових плит. Ця труба, встановлена в арці, має зазор 50... 80 мм і з'єднана з горизонтально закріпленою трубою системи відведення та очищення димових газів. Така конструкція гарантує, що стаціонарно встановлений газохід поруч з піччю від'єднується при нахилі печі або обертанні арки.

Облицювання ДСП, що складається з ядра печі, бічних стінок і даху, працює в суворих умовах. Вони піддаються швидким перепадам температур з високими абсолютними температурами (600-1800 °С/год), механічним ударами, корозійному впливу рідких металів і шлаку, а також високим тепловим навантаженням.

Футеровка подини виконана з цегли на основі магнезитового вогнетриву для основної печі. Витрата магнезитової цегли для ремонту стін і перекриттів становить від 8 до 18 кг/т, а магнезитового порошку для засипки - від 20 до 40 кг/т. Циліндричні кожухи використовуються для футерування вертикальних цегляних бічних стін. Висота вертикальних бічних стін з вогнетривких матеріалів (цегли, блоків) нерівномірна.

При виборі вогнетривів для футерування дугових сталеплавильних печей необхідно враховувати, що окремі ділянки футерування працюють в різних умовах. З цієї причини умови використання вогнетривких матеріалів в секціях подини, укосів, стін і склепіння слід розглядати індивідуально.

Вогнетривка футерівка подини знаходиться в безпосередньому контакті з розплавленим металом і шлаком протягом тривалого часу. Після випуску розплавленого металу ківш швидко охолоджується при завантаженні холодної шихти. При завантаженні шихти в кошиках весь подину піддається механічному впливу, а поверхневий шар подину пошкоджується ударами осколків брукхту.

Під час плавки, якщо шихта погано укладена і електрод піддається впливу легкого заряду, електрод може зануритися в подину до того, як в ній утвориться достатній шар рідкого металу. Дуги, що горять у тонкому шарі металу, перегріваються і вимивають пористий матеріал, утворюючи ямки.

Під час плавки і в період окислення футеровка печі насичується оксидом заліза. Під час періоду відновлення оксид заліза, навпаки, мігрує з футерівки та укосу в метал і шлак. Середовище під час фази відновлення знову змінюється після вивантаження розплавленого металу, стаючи окислювальним середовищем. Під час і після розливу металу футеровка горна безпосередньо контактує зі шлаком і насичується ним. Футерівка укосів більш схильна до впливу шлаку при високих температурах, ніж футерівка поду, що робить укіс найслабшою частиною футерівки електропечі. На футерівку подини та укосів впливають не тільки вищезазначені фактори, але й процеси, що відбуваються в сталеплавильній ванні. Коли оксид магнію потрапляє в шлак, шлак стає менш рідким і менш хімічно активним. Це не тільки збільшує витрату вогнетривких матеріалів, але і збільшує час, необхідний для рафінування металу, витрату шлакоутворювачів для нейтралізації пошкоджень MgO і споживання електроенергії.

Залежно від призначення та умов експлуатації до футерування бокових стінок і укосів може бути пред'явлено ряд вимог. Робочий шар боковин, що безпосередньо контактує з металом або шлаком, повинен мати високу вогне- і жаростійкість, а також витримувати хімічний і механічний вплив металу або шлаку. Футеровка

повинна мати механічну міцність, щоб витримувати механічний вплив шихти, і високу термостійкість.

Особливо складними є температурні умови на внутрішній поверхні стінки, оскільки в окремі періоди плавки температура окремих ділянок стінки може перевищувати вогнетривкість матеріалу, а при відкритті робочого простору і завантаженні шихти стінка швидко охолоджується. Швидкість зміни температури внутрішньої поверхні стінки може досягати $10000^{\circ}\text{C}/\text{год}$, що викликає значні термічні напруження в футерівці.

У зв'язку з цим внутрішній шар футерування повинен мати високу вогнестійкість, термічний опір, низький коефіцієнт теплового розширення і високу теплопровідність, а для досягнення високого термічного опору футерування стіни повинно бути добре ізольоване ззовні.

Склепіння є найменш міцною частиною футерування дугової печі. Як і футерування стін, склепіння схильне до великих коливань температури. Під час процесу плавлення склепіння безпосередньо піддається впливу випромінювання, що виходить з-під дугових електродів, і може поглинати випромінювання, відбите шлаком і футеруванням стінок. В результаті температура в камері, особливо в центрі, може перевищити межу вогнетривкості матеріалу, що призводить до модифікації камери. Це особливо часто трапляється при роботі з високоотражаючим, дуже рідким шлаком.

До вогнетривів склепіння дугової печі можна пред'явити низку спеціальних вимог, виходячи з їх особливого терміну служби. Ці вогнетриви повинні характеризуватися високою вогнетривкістю, жаростійкістю, хімічною стійкістю до плавильного пилу, високою термостійкістю і електричним опором.

Оскільки жоден вогнетривкий матеріал не поєднує в собі всі необхідні характеристики одночасно, футеровка дугових печей повинна складатися з декількох шарів з різними функціями. З цієї причини для футерування дугових печей використовують різні вогнетриви з різними властивостями, залежно від їх призначення. Для футерування мурувальних печей використовують матеріали та вироби з магнезитового порошку з бідним вмістом хрому або залізної руди.

Робоча напруга електродугових печей - 100...800 В, а сила струму вимірюється десятками тисяч ампер; потужність однієї установки може досягати 50...140 МВА. Підстанції електропостачання металургійних комбінатів живляться струмом до 110 кВ. Висока напруга подається на первинну обмотку пічного трансформатора.

Ділянка електромережі від трансформатора до електродів називається короткою мережею. Фідери від стінок підстанції трансформатора подають напругу до електродотримачів за допомогою гнучких кабелів з водяним охолодженням. Довжина гнучкого кабелю повинна забезпечувати необхідний нахил печі і отвір в даху для розвантаження. Гнучкий кабель підключається до мідної шини з водяним охолодженням, прикріпленої до втулки електродотримача. Трубка з'єднана безпосередньо з головкою електродотримача, яка затискає електроди. Крім цих основних компонентів електричної мережі, до неї також входять різні вимірювальні прилади, підключені до лінії струму через трансформатори струму або напруги, і пристрої для автоматичного управління процесом плавлення.

2.2 Технічна характеристика печі

З багатьох технічних характеристик печі особливе значення посідає вибір електричного режиму. Електричні параметри печі сильно залежать від електричного режиму. Для визначення раціональних електричних параметрів аналізують робочі характеристики, що зображують залежності між силою струму I і такими параметрами, як напруга дуги U_d , споживана селективна потужність P_a , корисна потужність дуги $P_{кор}$, електричний ККД - $\eta_{ел}$, коефіцієнт потужності $\cos \varphi$.

Розрахунок основних електричних параметрів і характеристик електропічної установки на період плавлення шихти і вибір оптимального режиму роботи вироблено із використанням спеціалізованих програм. На основі отриманих даних строїмо графік (рис. 2.2) залежності електричних характеристик дугової електропечі на період плавки трансформатора 45 кВА [5].

З побудованого графіка, наведеного на рисунку 2.2 видно, що для ДСП-50 корисна потужність максимальна при силі струму 94209 А, потужність з мережі при цьому 42128 кВт, а втрати потужності - 16 537 кВт.

Крива корисної потужності має точку перегину. Це значить, що одне і теж значення потужності, що виділяється всередині печі, може бути здобуто при двох різних значеннях сили струму.

При силі струму 81 кА, показники більш вигідні: $\cos \varphi = 0,82$, $\eta_{\text{ел}} = 0,78$, втрата потужності $W_{\text{в.р}} = 12150$ кВт. Для $I = 107$ кА, корисна потужність 36619 кВт, буде отримана при $\cos \varphi = 0,65$, а $\eta_{\text{ел}} = 0,63$, втрати потужності 21600 кВт.

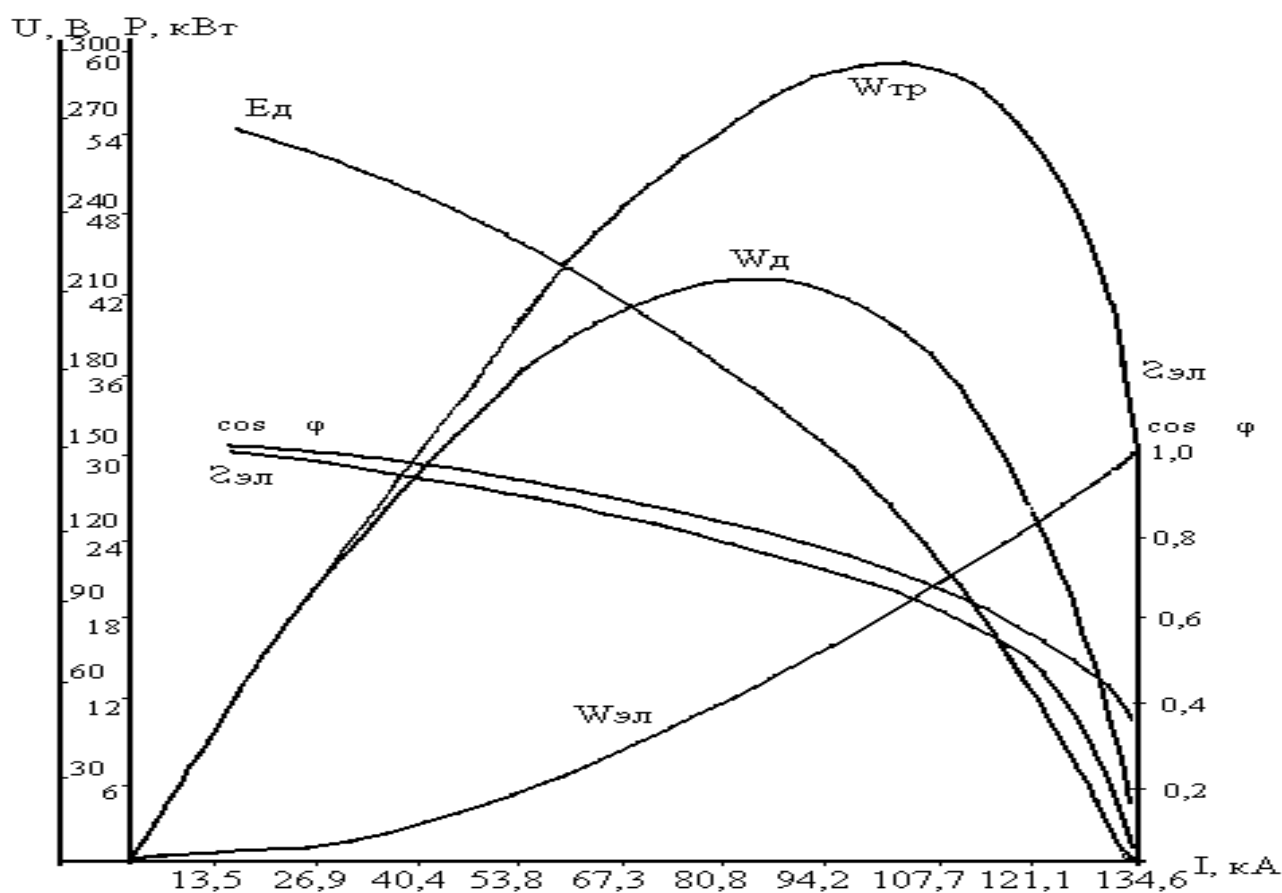


Рисунок 2.2 – Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 кВА

Отаким чином, очевидно, що працювати слід за режимом, який визначається лівою гілкою кривої.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Огляд існуючих способів виробництва сталі марки 04X18H10

В даний час нержавіючу сталь марки 04X18H10 виплавляють головним чином в електродугових печах з основною футеровкою.

При виплавці в дугових печах застосовують різні методи:

3.1.1 Виплавка нержавіючої сталі методом повного окислення

Початковий технологічний процес виплавки сталі 04X18H10 був схожий на виплавку інших марок сплавів. Він передбачає повне окислення домішок і рафінування ванни під білим шлаком. Основні положення цієї технології були розроблені ще до війни для виплавки сталі в невеликих печах (5-6 тонн). Шихта складалася з чистого вуглецевого брухту, нікелю і чавуну, причому перші зразки повинні були містити 0,7-0,8% С, 0,6-0,7% Mn і 13,0-14,0% Ni. Період окислення проводився до тих пір, поки вміст металу не перевищував 0,04-0,05%, після чого шлак прокочувався до чистого стану. Вміст марганцю в процесі кипіння ванни підтримували на рівні не менше 0,20% шляхом систематичного додавання феромарганцю. Загальна тривалість періоду окислення становила приблизно 2 години. Після прокатки шлаку додавали сухий річковий пісок для утворення тонкої шлакової плівки під електродами, щоб запобігти науглецюванню марганцю і металу, а потім вапно і флюорит. Через 8-10 хвилин після запуску печі вироблялося близько 1 кг/т Al, а через 30-40 хвилин шлак, що стікав, розкислювали 75% феросиліцієм для отримання готового металу. Кокс в період рафінування в кілька стадій безвуглецевим ферохромом марки ФХ005 додавали у добре нагрітий метал. Плавлення ферохрому тривало 1,5-2 години. Після розплавлення ферохрому ванну розкислювали подрібненим феросиліцієм для отримання легкого шлаку, який можна було подрібнити в порошок.

Основним недоліком цього методу було те, що метал потрібно було інтенсивно нагрівати перед додаванням ферохрому, а ванну доводилося розплавляти

довше і знову нагрівати до температури, необхідної для випуску. Це призвело до сильного зносу футеровки печі і особливо склепіння, яке на той час було лише з динамітної цегли і сильно плавалося на плавильних плитах.

Оплавлення склепіння вплинуло на шлак, зробивши його кислим і вимагаючи додавання великої кількості вапна. Утворилася велика кількість шлаку, який сповільнював розчинення ферохрому і затримував нормальну плавку.

Надлишок вапна сприяв поглинанню водню металом. В результаті сталь насичувалася газом, а злитки ставали грудкуватими і не завжди придатними для подальшої обробки.

3.1.2 Виплавка нержавіючої сталі методом часткового окислення

Метод часткового окислення був розроблений, щоб уникнути тривалих періодів окислення. Суть цього методу полягає в отриманні низьковуглецевого м'якого чавуну в процесі плавки в самій електропечі. Для цього в якості шихти використовували низьковуглецевий чавун з вмістом 0,10-0,15% С.

Завантаження шихти починали з подачі в горн вапна (1,5-2% від маси шихти), потім нікелю і шихтового вуглецевого чавуну.

За 15-20 хвилин до повного розчинення додавали порцію залізної руди (1,5-2% від маси шихти) і відбирали пробу металу на вміст вуглецю. Після завершення розчинення додавали ще 1-2 частини руди, залежно від вмісту вуглецю. Коли вміст вуглецю досягав 0,03-0,04% С, окислений шлак прокочували дочиста. Після цього виплавку проводили під глиноземним або вапняним шлаком. Тип шлаку підбирали залежно від вмісту сірки у вихідній шихті та необхідного вмісту сірки в готовій сталі. Метал розкислювали 75% феросиліцію через 25-30 хвилин після початку плавки. Коли метал був достатньо нагрітий і розкислений, додавали ферохром марки ФХ005 у два або три прийоми і нагрівали до 800-900°C. При досягненні необхідної температури, через 1-1,5 години після закінчення додавання ферохрому, близько 75% шлаку було скачено. Середній час плавлення становив 6 годин.

Метод часткового окислення дозволяв виробляти нержавіючу сталь з виходом 95% від загальної плавки, а вміст вуглецю в готовому металі не перевищував 0,12%. Метал був дуже задовільної якості. Вміст вуглецю в хромі становив лише 2-4%.

Близько двох років процес часткового окислення був основним методом виробництва нержавіючої сталі. Було вироблено сотні розплавів металів. Спочатку метод не модифікувався і освоювався так, як він був розроблений під час пілотної плавки. Через деякий час у вищезгадану технологію були внесені зміни: 1) основна частина м'якого чавуну була замінена відходами хромонікелевої сталі з низьким вмістом вуглецю; 2) була збільшена маса розплаву; 3) було додано 10-12% нагрітих відходів сталі 04X18N10 для економії легуючого матеріалу після того, як окислювальний шлак був згорнутий в прокат.

3.1.3 Виплавка нержавіючої сталі методом сплавлення

Метод сплавлення був розроблений між 1947 і 1948 роками і був одним з варіантів виплавки нержавіючої сталі у великих 30-тонних електричних печах. Основна відмінність полягає в тому, що в якості шихти використовується м'яке залізо, попередньо розплавлене в електричній печі і прокатане в блюми з вмістом не більше 0,05% С, 0,010% Р і 0,020% S.

При плануванні виробництва нержавіючої сталі методом плавлення було випробувано три варіанти шихти і розплаву. Перехід від одного варіанту до іншого визначався вмістом вуглецю, отриманим при плавленні.

Були випробувані наступні три варіанти: вапно і флюорит подавалися на дно печі, нікель і м'яке залізо укладалися у вигляді мульчі в середині печі, а ферохром ФХ006 розміщувався на схилі. У першій плавці розрахунковий вміст вуглецю становив 0,07%, тоді як вміст вуглецю у всій шихті становив 0,19%. Таке збільшення вмісту вуглецю можна пояснити карбонізуючою дією електродів, які на той час були низької якості.

Для усунення цього явища до шихти додавали хромову руду, а залізну руду додавали невеликими порціями під час плавки. Шихта складалася з 400-500 кг

вапна, 200-250 кг флюориту і 100 кг кварцового піску на дні ями. Далі додавали нікель, а потім ще 400 кг хромової руди. Потім укладали м'який залізний колчедан, а вздовж схилу печі розміщували ферохром. Під час плавки в колодязі, створені під електродами, подавали 7-15 кг залізної руди, за одну плавку - 600-700 кг. Вміст вуглецю в розплаві, отриманому таким способом, становив 0,11-0,12%. Такий вміст вуглецю підтримувався до моменту випуску металу з печі. Однак у процесі плавки було виявлено, що хромово руда відіграла незначну роль в окисненні вуглецю у ванні і в утриманні хрому у ванні.

Оскільки хромово руда перетворювалася на шлак у міру розчинення ванни, вміст оксиду хрому в шлаку збільшувався, і процес виплавки значно ускладнювався. Тому був застосований третій варіант, в якому залізна руда вироблялася як в період завантаження, так і в період плавки.

У ківш засипали 400 кг вапна, 200 кг флюориту і 100 кг кварцового піску. Потім засипали весь нікель і зверху завантажили 4-5 тонн м'якого заліза. Потім під кожен електрод однієї форми засипали залізну руду в кількості 1 500 кг. Зверху завантажували м'який чавун, що залишився, і покривали схил ферохромом ФХ004.

Цей метод дозволив отримати сталь із вмістом вуглецю до 0,12% у 89% розплав. Завантажували залізну руду, і під час плавки вміст вуглецю в хромі значно збільшувався до 15-20%, досягаючи 24% в деяких розплавах. Розкислення шлаку подрібненим феросиліцієм дещо знижує вміст вуглецю, але він все одно залишається високим. Це одна з причин, чому метод виплавки був замінений на інший, більш економічний.

Таким чином, третій варіант методу легування на певному етапі розвитку виплавки нержавіючої сталі дозволив отримувати метал з необхідним вмістом вуглецю і задовільною якістю. Середній час плавки становить 6 год. 40 хв.

3.1.4 Виплавка нержавіючої сталі методом змішування

Метод передбачає виплавку м'якого чавуну, що містить нікель, в одній електропечі та плавлення відходів нержавіючої сталі 04X18H10 або, за відсутності

такої, м'якого чавуну, що містить ферохром, в іншій електропечі. Обидва розплави змішуються в одному ковші.

Піч А плавить хромову частину розплаву, а піч Б - нікелеву. Шихта була розрахована таким чином, щоб ферохром і нікель, що подаються в різні печі, після змішування мали необхідний склад металу. Беручи до уваги вміст вуглецю 5% хрому і 50% титану, поглинання нікелю було розраховано на рівні 97%. Шихта для печей А і Б становила 14-15 тонн. Після відновлення шлаку метал розкислювали 75% порошком феросиліцію до осілого зразка в чашці. Потім зразки були піддані хімічному аналізу і ретельно відрегульовані.

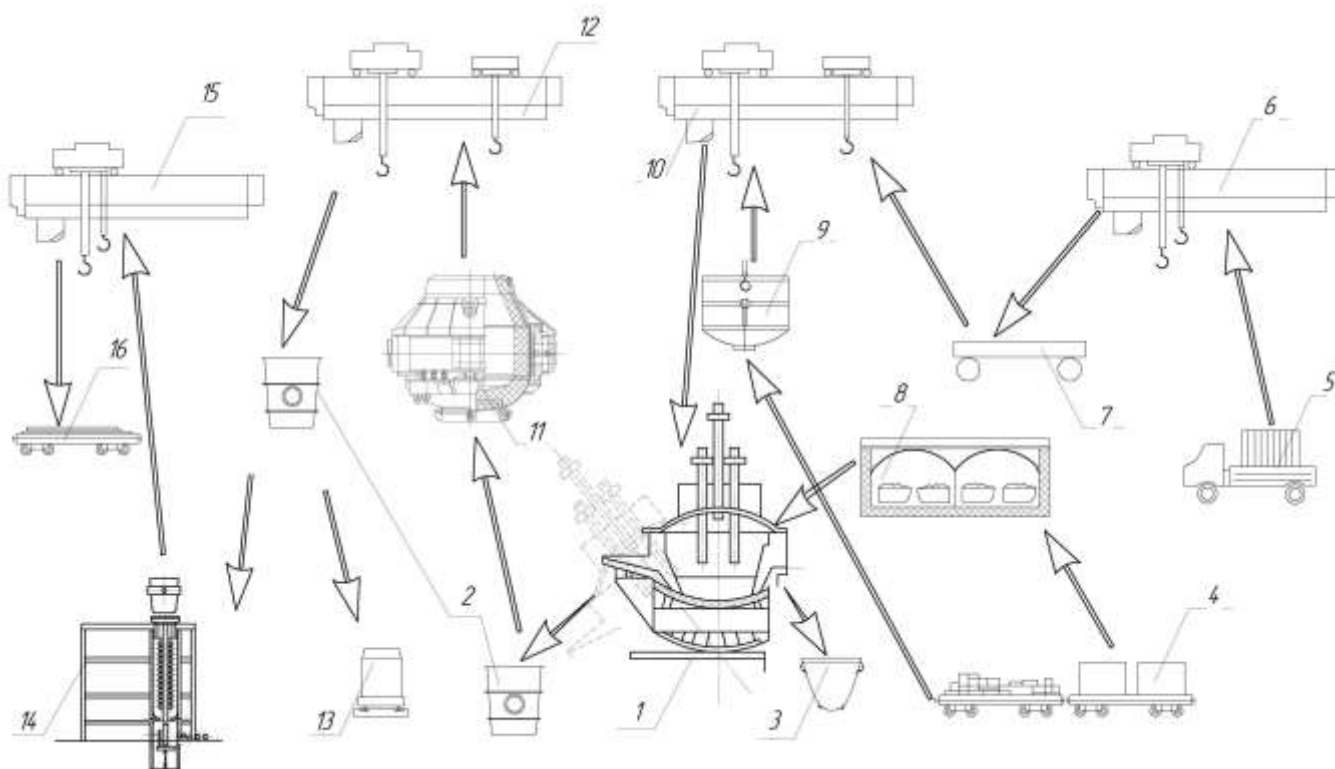
Коли фактичний вміст елементів збігався з розрахунковим, розплав готували до виробництва: спочатку в ківш заливали розплав з печі А, а потім розплав з печі Б. Після цього розплав зливали в ківш. Така послідовність випуску розплаву забезпечувала належне перемішування металів та їх однорідність. Слід зазначити, що під час розробки цієї технології було складно забезпечити необхідний вміст вуглецю в готовому металі.

Проаналізувавши відомі способи виплавки нержавіючої сталі марки 04X18H10, слід зазначити, що кожен з них має свої переваги та недоліки. Тому виплавку нержавіючої сталі марки 04X18H10 доцільно здійснювати в електродуговій печі методом часткового окислення (рисунок 4.1).

3.2 Технологія виплавки сталі 04X18H10

Плавка нержавіючої сталі на свіжій шихті включає наступні етапи: 1) підготовка печі до плавки; 2) підготовка шихтових матеріалів та завалка шихти; 4) період плавлення; 5) окисний період; 6) відновлювальний період.

Цей спосіб добре зарекомендував себе, як простий в організації технології виробництва даної марки сталі і, порівняно, дешевий.



1 - дугова піч; 2 - ківш; 3 - шлакова чаша; 4 - залізничні платформи; 5 - вантажний автомобіль; 6 - кран; 7 - передатний візок; 8 - нагрівальна піч; 9 - пічна баддя; 10 - завалочний кран; 11 - установка ГКР; 12 - розливальний кран; 13 - виливниця; 14 - МБЛЗ; 15 - відвантажувальний кран; 16 - залізнична платформа відвантажувальна

Рисунок 3.1 – Апаратурно-технологічна схема виробництва сталі марки 04X18N10

3.2.1 Підготовка печі до плавки

Після випуску розплавленого матеріалу піч нахиляють і оглядають сталевари. Якщо на подині є рідкий метал, задній укїс швидко заправляють і знову зливають з печі. Потім піч тримають під нахилом до тих пір, поки метал не застигне. Для полегшення видалення залишків металу під час використання кисню та гребків у піч засипають магнезитовий порошок.

Для заправки печі використовують:

- магнезитовий (периклазовий) порошок ППЕ-88, ППЕК-87 ГОСТ 24862-81;
- доломітовий порошок ДІМ-6, 7, 8 ГОСТ 1485-82 (застосування доломітового порошку фракцією більше 5 мм забороняється);

- подрібнена відпрацьована магнезитова цегла фракцією не більше 20 мм («горішок»);
- подрібнена хромітоперіклазова цегла фракцією не більше 20 мм;
- магнезитовий (периклазовий) порошок із рідким склом;
- хромітовий порошок (хромиста руда) марки ПХ за ТУ 14-8-261-78.
- пек.

Перед подачею в піч або змішувач шихту зважують в тарних контейнерах або формах.

Якщо яма глибока, подину або укіс заповнюють магнезитовим порошком або сумішшю магнезитового порошку і подрібненої магнезитової цегли в масовому співвідношенні 2D ($\pm 0,1$):1,0 (± 1) відповідно, після очищення від залишків металу і шлаку.

Якщо подину глибоку і з ямами, піч сильно заповнюють. Заповнені ділянки горна засипають вапном у кількості не більше 5 кг/т сталі і вносять порціями за допомогою лопати. Засипну суміш рекомендується готувати за допомогою механізованого змішувача.

Заповнення подини і укосу печі слід виконувати без викочування печі з-під склепіння (без повороту склепіння), за винятком випадків, коли заповнення виконується за допомогою заливальної машини.

Якщо укіс сильно пошкоджений, засипка виконується сумішшю магнезитового порошку і рідкого скла приблизно за 10 хвилин до засипання шихти в піч. Заповнення проводиться після охолодження футерівки. Для заповнення укосів використовується суміш магнезитового порошку з пеком: пек розміром 5 мм і менше додається до магнезитового порошку у співвідношенні 5 (± 1) % за об'ємом.

Подину і укіс печі можна засипати сумішшю магнезитового і доломітового порошку. Масова частка доломітового порошку в шихті не повинна перевищувати 30 %.

Якщо подина або укіс заросли, використовують залізну руду або кварцовий пісок, які вносять у піч перед завантаженням шихти. У цьому випадку шихтові заготовки або сталь повинні виплавлятися відповідно до звичайного порядку.

Випускний отвір повинен бути не менше 250 x 251 мм. Випускний отвір закривається доломітовим порошком. Випускний отвір і жолоб повинні бути очищені від залишків металу і шлаку і при необхідності відремонтовані.

Поріг робочого вікна засипається доломітовим порошком на початку плавки шихти.

Піщані затвори повинні забезпечувати герметичність склепіння. Стан склепінь, заслінок робочого вікна і економайзерів повинен забезпечувати герметичність печі.

Струмоведучі частини печі, склепіння і каркас необхідно продувати стисненим повітрям не рідше одного разу на дві доби.

Перед включенням печі необхідно перевірити стан і показання системи водяного охолодження, кисневих носіїв, газовидалення з печі, електромагнітного перемішування, механічного та електричного обладнання, а також лічильників (індикаторів) витрати електроенергії та кисню. Якщо футеровка, пічне обладнання та лічильники (індикатори) справні, піч може бути включена для плавки шихти тільки з дозволу старшого майстра.

Для груп марок сталі встановлюється електричний режим періоду плавки шихти і витрати електроенергії на плавку в аналогічних дугових печах.

Печі з газоочисними системами повинні бути обладнані механізмом для регулювання кількості газу, що відводиться.

Піч повинна бути обладнана ваттметром, фурмою для вдування кисню в розплав, манометром, покажчиком (лічильником) витрати електроенергії, приладом для вимірювання температури, приладом для обліку використання електроенергії.

3.2.2 Підготовка шихтових матеріалів та завалка шихти

Склад шихти:

- вуглецевий брухт - 94%
- чавун - 6%
- електродний бій або кокс – за розрахунком.

Присадка чавуну провадиться тільки в завалку.

Перед підвалкою в піч сідає вапно у кількості 2-3%.

Електродний лом (кокс) подається для досягнення вмісту вуглецю в шихті 0,4%. Електродний лом, лом виробництва електродів, графітова крихта, а також порошкоподібний і кусковий кокс вводяться як частина шихти або шихтового шару, що завантажується в ківш або піч. Розмір електродного брухту не повинен перевищувати 500*300 мм.

Чавунний і сталевий брухт переробних і сталеплавильних цехів повинен відповідати вказівкам ГОСТів і групам відходів. Куски шихти повинні бути розміром не більше 1 м для печей місткістю 10-20 т і не більше 2 м для печей місткістю 30-60 т. При переплавці великих шматків, маса яких становить менше 20% від маси шихти, що подається в піч, необхідно дотримуватися наступних вимог:

♣ Великий скрап, зливки і недогарки слід укладати в ківш за допомогою щипців, тросів або інших пристосувань, дозволених правилами техніки безпеки. Забороняється завантажувати великі шихти в піч ковшем. Великі шихти повинні укладатися на подину печі під наглядом старшого майстра. Під кожен електрод необхідно укладати шихту (скрап, злитки і підрізи) однакової висоти;

♣ При переплавці злиwkів (підрізів) масою менше 15 т в активну зону печі завантажують меншу частину шихти для забезпечення рівномірного завантаження двох фаз. Злитки масою 2-3 тонни розміщують під третьою фазою (електродною);

♣ При переплавці великого брухту, великих злиwkів і підрізів шихту, що залишилася, необхідно подрібнювати і укладати поверх великої шихти. Кількість великих шихт з масою кусків менше 15% від маси розплаву не повинна перевищувати 50% від маси шихти, що засипається в піч;

♣ Забороняється використання шихти, забрудненої кольоровими металами, вилиwkів, забруднених вогнетривами, немаркованих злиwkів, підрізів, слябів, поковок, брухту і шихти без супровідної документації;

♣ Загальний вміст шкідливих домішок у шихті, що не видаляються в процесі виплавки сталі, не повинен перевищувати вмісту в марці сталі з урахуванням домішок, що домішуються з феросплаву.

При підготовці шихти для завантаження в дугову піч на дно промковша послідовно завантажують дрібний і легкий брукт, потім великий і середній важкий брукт, а зверху - дрібний і легкий брукт. Масова частка стружки в шихті, що подається в дугову піч, не повинна перевищувати 30 %. Вапно можна вводити на подину або укіс печі партіями за допомогою лопати в кількості не більше 5 кг/т сталі як наповнювач для заповнення пошкоджених ділянок.

Перед завантаженням печі слід розрахувати вміст необхідних легуючих елементів, вуглецю і шкідливих домішок і занести результати в діаграму розчинення.

Як шлак використовується вапно, вогнетривкі глинисті шлаки, шлаки виробництва силікомарганцю і відпрацьований вапняно-глиноземний синтетичний шлак. Розведення шлаку здійснюється за допомогою плавикового шпату, плавикового концентрату, відпрацьованого флюсу, вогнетривкої глини, кварцового каменю і брукту динамітної цегли протягом усього процесу плавки. Вологість шлакоутворюючого матеріалу не повинна перевищувати 1,5%, а його розмір не повинен перевищувати 150 мм. Перед подачею в ківш, піч або ківш шлакоутворюючий матеріал зважують на тарних вагах, в контейнерах, формах і живильних вагових пристроях.

Фракції залізної руди класів 21 і 22 в окислювальному періоді плавки - менше 100 мм і вологість - менше 1,5%,

Технічний кисень повинен мати тиск в кисневій магістралі 1,2 ($\pm 0,4$) МПа. Киснева лінія повинна бути обладнана вологоуловлювачем, манометром, лічильником (індикатором) витрати кисню і самопишучим пристроєм.

Період окислення розплаву (без урахування часу, витраченого на подачу окислювального шлаку) повинен становити 40 (± 20) хвилин.

3.2.3 Розплавлення та окисний період

Плавлення шихти здійснюється відповідно до затвердженого електричного режиму і запланованого споживання електроенергії в період плавки.

У період плавки на 100 кг шихти додають 3,79 кг вапна і 6,063 кг залізної руди.

Кількість оксиду вуглецю в шихті повинна бути не менше 20% і трохи більше 30%. Швидкість окислення вуглецю становить 0,3-0,6% на годину і може досягати 2,0% на годину при продувці металу киснем.

В кінці плавки проводиться короткий період продувки киснем.

Початкові проби металу відбираються на вміст вуглецю, марганцю, кремнію, хрому і сірки.

Рекомендується електромагнітне перемішування з частковою подачею розплавленого шлаку (не менше 70%).

Метал перед шлакуванням повинен мати наступний склад у відсотковому співвідношенні:

- ♣ Вуглець 0,123%.
- ♣ Марганець 0,096%.
- ♣ Сліди кремнію
- ♣ Фосфор 0,010
- ♣ Сірка 0,015%.

Втрати металу при прокатці шлаку не повинні перевищувати 0,2-0,3%.

Потім додають вапно в концентрації 1% і продувають метал киснем протягом 10-20 хвилин.

Період окислення, включаючи подачу шлаку, повинен становити 30-50 хвилин.

3.2.4 Рафінування

Рафінування під основним білим шлаком.

Після видалення окислювального шлаку науглецьовується до нижньої межі за допомогою електродного бою або коксу, враховуючи кисень, додатково введений феросплавними добавками. Потім до чистого металу додають феромарганець і феросиліцій, щоб довести вміст марганцю до 0,3%, а вміст кремнію - до 0,49%. Ферохром додається разом зі шлаковою сумішшю після розкислювача до нижньої межі вмісту.

1,36 кг флюориту і 2,27 кг шамоту додаються після введення ферохрому, а потім вапно з розрахунку 5,45 на 100 кг шихти. Склад марганцю в металі доводять до нижньої межі вмісту марганцю в сталі.

Шлак розплавляється, а метал нагрівається до температури 1560-1590°C, після чого відбираються зразки металу для хімічного аналізу.

Потім шлак і метал розкислюють розкислювальною сумішшю, що складається з 0,3-1,5 кг/т порошку феросиліцію і 0,3-1,0 кг/т подрібненого коксу.

Для остаточного розкислення в піч додають алюміній: 0,5 кг/т додають на штанзі і 0,5 кг/т порошку до шлаку.

Вміст сірки в металі перед випуском повинен бути нижче 0,020%.

За 3-4 хвилини до випуску розплав шлак добре перемішують, вимірюють температуру і відбирають пробу шлаку для хімічного аналізу. Шлак повинен бути білого кольору. Рекомендований вміст шлаку: CaO 50-60%, CaF₂ 5-10%, Al₂O₃ 2-5%, SiO₂ 15-20% і FeO <0,7%.

Початкова температура розливання становить 1540-1570°C.

Розплав виливається через добре оброблений випускний отвір. Метал зливається в ківш одночасно зі шлаком. Час зливу - трохи більше 5 хвилин.

Час рафінування становить 1 год 20 хв - 1 год 30 хв.

3.3 Вибір та обґрунтування технології доведення сталі 04X18H10

Відомо, що спорідненість елемента до кисню визначається його ізобарним потенціалом. Після плавлення кремній інтенсивно окислюється, тоді як марганець і хром окиснюються дещо менше, таким чином гальмуючи окислення вуглецю. Для

того, щоб окислити вуглець, необхідно підвищити температуру. Чим вища температура, тим інтенсивніше і повніше окислюється вуглець і тим нижчий кінцевий рівноважний вміст для даного вмісту хрому.

Якщо вміст хрому становить 18%, вміст вуглецю буде лише 0,07%, навіть якщо температуру підвищити до 1900°C. Це вже небезпечно для футеровки печі, але недостатньо для забезпечення високої якості нержавіючої сталі.

Реакція окислення вуглецю відбувається наступним чином:



Константа рівноваги цієї реакції рівняється відношенню парціального тиску до добутку концентрацій вуглецю і кисню:

$$[C] = \frac{P_{CO}}{K_p \cdot [O]}; \quad (3.2)$$

$$K_p = \frac{P_{CO}}{[C] \cdot [O]}. \quad (3.3)$$

Рівноважний вміст вуглецю можна зменшити, знизивши парціальний тиск оксиду вуглецю.

З цієї причини було розроблено низку процесів для вакуумного зневуглецювання металів. Однак все таке обладнання є малопродуктивним, складним і ненадійним в експлуатації, особливо вакуумне.

Коли метали продуваються сумішшю газів, таких як кисень і аргон, а не чистим киснем, парціальний тиск можна знизити, розбавляючи суміш інертним газом (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 - Залежність парціального тиску CO від співвідношення витрати кисню до витрати аргону

Q(O ₂)/Q(Ar)	3:1	2:1	1,5:1	1:1	1:2	1:3
P _{CO} , ат	0,857	0,800	0,750	0,670	0,500	0,330

Залежно від співвідношення кисню і аргону в суміші продувочного газу, отримують відповідний тиск оксиду вуглецю у відпрацьованих газах.

Зменшуючи парціальний тиск оксиду вуглецю у відпрацьованих газах, вуглець можна видалити до дуже низького рівня без значного окислення хрому. Процес газокисневого очищення був розроблений на основі цього принципу.

3.4 Конвертерний метод виробництва корозійностійких сталей

Процес газокисневого рафінування (ГКР) був розроблений для виробництва високоякісної корозійностійкої сталі. Цей спосіб виплавки здійснюється в енергоефективних доменних печах з донним дуттям або комбінованих доменних печах, газова мережа яких дозволяє вводити у ванну газокисневу суміш з контрольованим складом.

Основними перевагами методу ГКР є:

- у 1,5-2 рази вища продуктивність порівняно з процесом AOD (аргонокисневе зневуглецювання, технологія розроблена в США) і нижчі питомі витрати на капітальні інвестиції;

- технологічна гнучкість дозволяє використовувати рідкі напівфабрикати з найдешевшого брухту і високовуглецевих феросплавів, а також з відходів нержавіючої сталі в 100% виплавці сталі;

- порівняно з методом AOD, метод ГКР дозволяє значно (в 1,5-2 рази) скоротити споживання дорогого аргону;

- універсальність, можливість виплавки в електродугових печах практично всіх високоякісних сталей, включаючи вуглецеві, низьколеговані та леговані сталі, а також всіх корозійностійких сталей і сплавів, зокрема низьковуглецевих сталей;

- у конвертерних печах ГКР, включаючи невеликі конвертерні печі 1-5 тонн, можна легко досягти прийнятних температурних режимів і умов плавлення шлаку відповідно до марки сталі і продуктивності обладнання;

- метал і шлак можна вивантажувати окремо, що полегшує легування металів титаном та іншими легкоокислюваними елементами, які використовуються для легування або модифікування сталі;

- можливість легування азотом з газової фази до межі розчинності корозійностійких сталей, а в сталеплавильному виробництві, де вміст азоту нижче

межі розчинності, можна забезпечити точність $\pm 0,01\%$ за масою азоту без використання нітриду феросплавів;

- на стадії рафінування значною мірою видаляються кольорові домішки (свинець, олово), які мають вищу пружність пари, ніж залізо, і метал глибоко дегазується з мінімальним окисленням. Процес має високу відтворюваність і нечутливий до контролю, а також виконується відповідно до розробленої автоматичної системи управління процесом.

Ці переваги процесу ГКР досягаються завдяки широким енергетичним можливостям конвертера, типу сталі, що виплавляється, і технічним стадіям рафінування та експлуатації доменної печі. Газова мережа корпусу доменної печі забезпечує подачу і регулювання таких енергоносіїв, як кисень, природний газ, аргон і азот.

Окислювальна потужність доменної печі може змінюватися в широкому діапазоні, від 100% кисню до продувки чистим нейтральним газом.

Використання конвертерного процесу як основи для доменної печі мінімізує капітальні та експлуатаційні витрати на стадії виплавки сталі в металургійному процесі.

Найбільший досвід був накопичений у виробництві корозійностійких сталей. Наразі такі конвертерні печі експлуатуються в Україні на ПАТ "Дніпроспецсталь" (ємністю 60 тонн) та ПАТ "Армапром" (ємністю 60 тонн).

На даний момент освоєно виробництво понад 100 марок високолегованих корозійностійких сталей, у тому числі, більше 20 - з вмістом вуглецю $< 0,02...0,03\%$.

3.5 Вибір і опис обладнання для доведення сталі марки 04X18H10

Кисневий конвертер ємністю 60 тонн використовується для рафінування нержавіючої сталі. Кисневий концентратор ГКР містить такі основні елементи: футеровану ємність, що утворює робочий простір, опорне кільце зі штифтами і системою фіксації ємності, опорний вузол і механізм, що обертається.

Корпус конвертера складається з циліндричної середньої частини, концентричної частини (зі зрізаним конусом) і сферичної нижньої частини.

Корпус конвертера симетричний навколо своєї осі і футерований зсередини вогнетривким матеріалом. Металевий корпус конвертера виготовлений зі зварених сталевих листів, до яких кріпиться днище.

Циліндричний корпус працює в найбільш екстремальних умовах, піддаючись максимальним знакозмінним навантаженням, що виникають під дією сили тяжіння металу і шлаку, футерівки, власної ваги і ударів при завантаженні.

Крім того, циліндрична частина конвертера має значну висоту, що призводить до нерівномірного температурного поля, схильного до термічних напружень через різницю температурних режимів по висоті.

Циліндрична частина посудини виготовлена зі сталевих листів товщиною 70 мм. Залежно від системи кріплення, до опорного кільця на зовнішній стороні корпусу приварені кронштейни і ребра жорсткості. Зсередини, зверху і знизу, є кільцеві ребра жорсткості для посилення корпусу. Ці ж ребра виконують роль полиці, на яку укладається перший ряд облицювання.

Дно, сферична частина корпусу, виготовляється зі сталевих листів товщиною 50 мм. Дно кріпиться до корпусу за допомогою болтів і клинів.

Конічний переріз виготовляється зі змінним поперечним перерізом. Вони піддаються жорстким умовам експлуатації, піддаються різким перепадам температур і ударам під час завантаження і зняття настилу. Нижня частина виготовлена з листів товщиною 70 мм. Зверху приварена величезна лита обичайка, до якої болтами кріпиться литий шолом.

Опорне кільце, до якого кріпиться цапфа, в сучасних конвертерах встановлюється окремо від основного корпусу. Це гарантує, що корпус конвертера однаково вільний від сили тяжіння і що як корпус, так і опорне кільце не піддаються температурним і силовим деформаціям. Це забезпечує надійну довготривалу роботу пристрою.

Опорне кільце являє собою коробчасту конструкцію, в якій два півкільця з'єднані між собою за допомогою цапфи, до якої кріпиться цапфа. Цапфа

запресовується в цапфу шляхом нагрівання цапфи і попереднього охолодження її рідким азотом. В даний час всі нові конвертери в Японії використовують метод, при якому корпус кріпиться до опорного кільця.

При такому способі кріплення всі несучі елементи розміщуються у відносно холодних частинах корпусу і кільця доменної печі, де є невеликий температурний градієнт уздовж ходу корпусу доменної печі. Такою ділянкою є місце переходу обичайки від циліндричної до сферичної форми. Ця ділянка посилена спеціальним несучим поясом, що складається з ряду горизонтальних дугоподібних смуг, які охоплюють всю окружність корпусу конвертера. До несучого поясу під кутом 120° кріпляться три кронштейни.

У нижній частині конвертера ГКР встановлено три двоканальні шини. Вони розташовані в ряд по центру днища.

Центральний канал може подавати природний газ, кисень і аргон. Аргон і природний газ подаються з периферійних каналів в залежності від періоду розчинення. Газу подаються через сальникові ущільнення в цапфах конвертера, так що обидва газу можуть подаватися одночасно.

3.6 Технологія виплавки корозійностійких сталей методом газокисневого рафінування

Виплавка сталі методом газокисневого рафінування (ГКР) - це подвійний процес, що складається з електродугової печі для виплавки напівфабрикатів і газокисневого конвертера для зневуглицювання, відновлення і легування високохромового розплаву до заданого хімічного складу і температури сталі.

Агрегат ГКР являє собою конвертерну піч з донним дуттям зі знімним подом, в якому встановлені три лопатеві труби. Кисень, аргон, азот і повітря подаються через центральний канал лопатевих труб. Природний газ, аргон і азот подаються з кільцевої щілини.

Конвертер футерований периклазо-хромітовим або доломітовим вогнетривом.

Частину шихти або феросплаву в кількості до 12% від загальної маси конвертерної шихти готують в лотках, після першого періоду продувки або за 5...15 хвилин до заливки напівфабрикату після завантаження конвертера. Мінімальна маса шихти (напівпродуктів, брухту і феросплавів) становить 45 тонн. У першій плавці після холодного ремонту футеровка, шихта і феросплави не завантажуються в конвертер до заливки напівфабрикатів.

Перша і друга плавки після холодного ремонту футерівки конвертерів повинні бути виконані зі сталі 08-12X18N10T (за винятком сталі з неметалевими включеннями в стандартному виконанні).

Процедури виплавки сталі з контрольованим вмістом неметалевих включень додатково не регламентуються. Допускається виплавка хромистої сталі після хромонікелевої сталі за умови, що вміст нікелю в напівфабрикаті на 0,25% нижче межі, зазначеної в нормативному документі.

Рекомендується використовувати подрібнені розкислювачі.

Після випуску розплаву сталевар і начальник дільниці повинні ретельно оглянути футеровку і випускний патрубок конвертерної печі.

Якщо футеровка та обладнання (охолоджувальні котли, система газоочищення, привід конвертера, бункерне обладнання, тракт подачі сипучих матеріалів, кранове обладнання, система енергопостачання, сталевоз, контрольно-вимірювальні прилади та система управління) перебувають у справному стані, конвертер допускається до роботи.

Гарячий ремонт сталевих випусків (діаметром 250 мм і більше) здійснюється шляхом забивання шматка магnezитового вогнетриву, змоченого водним розчином рідкого скла, навколо дерев'яного шаблону, розміщеного в прохідному отворі конвертера. Необхідний діаметр вихідного отвору - 150-250 мм.

Настил утворюється при очищенні горловини. "Козли" регулярно зрізаються за допомогою спеціального пристрою якірного типу, підвішеного до гаків розливного крана. При необхідності очищену горловину ремонтують грудкою магnezитового вогнетриву, змоченою розчином рідкого скла.

Після зносу захисного кільця футеровки конвертера, приблизно з 20-ї плавки кампанії, заповнюють стик між корпусом і днищем конвертера (магнезитом або сумішшю магнезиту з доломітовим порошком у співвідношенні 1:1) і футерують горловину і сталевипускний отвір.

Витрата магнезиту або суміші становить 500-700 кг на плавку або 8-9 кг на тонну металу.

Після вивантаження напівфабрикату з печі з ковша відбирається проба для загального хімічного аналізу (відбір проб з ковша санкціонований відділом GCR). Напівфабрикати, що доставляються сталевозами, зважуються на платформних вагах. Інформація про напівфабрикати вводиться в комп'ютер. За необхідності готуються металеві добавки, що складаються з феросплавів, легованих матеріалів і металевих відходів.

Металеві добавки готуються лопатою і зважуються на 20-тонних вагах. Можливе дозоване додавання феросплавів у конвертер через проміжний бункер. У цьому випадку присадка додається після того, як напівфабрикат засипається в конвертер.

Між засипанням напівфабрикату і завантаженням металевих добавок в бункер подається кисень з витратою 20-30 м³/хв і природний газ з витратою 2-3 м³/хв. Природний газ може бути замінений аргоном з витратою 3-5 м³/хв.

У доломітову футеровку установки ГКР додають 1000 кг вапна і 700 кг магнезиту перед засипанням напівфабрикату в конвертер. Вапно можна замінити вапняком у співвідношенні 1:2, а магнезит - доломітом у співвідношенні 1:2.

У разі використання периклазо-хромітового футерування установки ГКР перед засипанням напівфабрикату в конвертер додають 500 кг вапна або 700 кг вапняку.

При заливанні напівфабрикату і при завантаженні металеві добавки лопатою (після заливки напівфабрикату) конвертер повинен бути нахилений під таким кутом, щоб лопатка знаходилася над рівнем металу.

Також можна завантажувати металеву присадку лопатою перед заливкою напівфабрикату. У цьому випадку конвертер повинен бути нахилений під кутом 50...

.70°, рекомендується завантажувати металоприсадку в конвертер, а потім вирівнювати конвертер, щоб заливка йшла від стінки до дна.

Після заливки напівфабрикату в конвертер вимірюють температуру розплаву до початку окислювального рафінування розплаву. Результати вимірювань заносяться на діаграму розплаву.

У перший період окислювального рафінування розплав подається в оболонці з природного газу по трубопроводу І при температурі 35... .60 м³/хв з витратою кисню. Витрата газу становить 3...8 м³/хв. Природний газ подається з витратою 5...10 м³/хв з витратою аргону.

Після заливки напівфабрикату конвертер піднімають у вертикальне положення з заданими витратами кисню і природного газу.

Якщо футеровка конвертера периклазо-хромітова, в систему охолодження ванни під час продувки додають (частково) не менше 2500 кг вапна. Час додавання вапна і його кінцева кількість визначається початковою температурою і хімічним складом напівфабрикату, а також масою і складом металевих добавок.

Вапняк можна використовувати для охолодження ванни.

Якщо для футерування конвертера використовується доломіт, загальна кількість вапна, що подається в обладнання перед видаленням розкислювача, повинна становити (145 + 5) кг/т.

Тривалість періоду початкової продувки визначається низкою факторів і може бути розрахована за допомогою комп'ютера або вручну. При необхідності, за 3-5 хвилин до запланованого закінчення першого періоду конвертер нахиляють, відбирають пробу металу на вміст вуглецю і вимірюють температуру.

Допускається додавання металу для досягнення необхідної температури металу і вмісту вуглецю згідно з витратою. У цьому випадку швидкість підвищення температури приймається 12...15°С/хв.

Після закінчення першого періоду продувки за вмістом вуглецю дозволяється переходити до другого періоду продувки без лабораторного контролю.

Протягом періоду продувки газ подається з центрального каналу згідно з інструкціями зі швидкістю 15...20 м³/хв з центрального каналу і витратою 5...7 м³/хв. до автоцистерни.

У другий період подається суміш кисню та аргону (азоту) із загальною витратою 35..60 м³/хв подається в центральний проточний канал фурми для продувки. Співвідношення кисню і нейтрального газу змінюється в процесі продувки відповідно до програми, зазначеної в технологічній інструкції.

На початку періоду природний газ подається зі швидкістю 3. .8 м³/хв подається в щілини лопатевого кільця, потім подається аргон (азот) зі швидкістю 6. .8 м³/хв. Природний газ замінюють через 3-6 хвилин після початку періоду, розрахованого на досягнення вмісту аргону (азоту) 55-65% в дутті і вмісту вуглецю 0,09-0,10% в розплаві.

У другому періоді окислювального рафінування природний газ замінюється аргоном з витратою 6...8 м³/хв, при цьому допускається подача аргону в щілини фурменого кільця.

Програма продувки для другого періоду відображається на екрані дисплея і автоматично виконується системою керування процесом. Операторам дозволяється вручну встановлювати цільові показники споживання кисню і аргону (азоту) відповідно до рекомендацій, отриманих з дисплея. Завдання можуть бути встановлені відповідно до таблиці споживання, наведеної в техінструкції.

Якщо під час першого періоду плавки не було введено необхідну кількість теплоносія для регулювання температури в другому періоді плавки, допускається введення до 10 кг/т шлакоутворювача.

У період відновлення розплав продувають аргоном (азотом) з витратою 20-35 м³/хв з центральної фурми і 5-7 м³/хв з кільцевої щілини.

При виплавці металів з нормованим вмістом сірки в момент випуску в струмінь вводиться сірчана кислота з вмістом сірки 0,035% (кристалічна сірка) для обліку залишкового вмісту сірки після виплавки. Якщо вміст сірки необхідно відрегулювати, сірковмісний дріт додається в ківш за допомогою трибового обладнання на підставі результатів контролю вмісту сірки в пробі металу після

вивантаження з конвертера. Після додавання сірки метал в ковші повинен перемішуватися аргоном протягом не менше двох хвилин.

При виплавці сталі в конвертері, футерованому периклазо-хромітовим вогнетривом, титанові сплави виплавляють за наступною технологією (за винятком подальших ВДП, ЕШП і металу для замовлень на листовий злиток).

Під час відновлювального періоду плавки, після відновлення шлаку і додавання кускового алюмінію, в конвертер подається феротитан (ФТі30) у співвідношенні 0,15-0,20% титану.

Решта титану у вигляді феротитану ФТі70 або металевого титану подається в ківш відповідно до прийнятої технології перед початком плавки. Після додавання феротитану в конвертер метал продувають аргоном протягом 3-5 хвилин, після чого розплав заливають у ківш.

Для легування і розкислення металу в ковші допускається використовувати відходи титанових сплавів відомого хімічного складу, товщиною до 100 мм і масою до 30 кг (з урахуванням вмісту алюмінію у відходах).

Метал заливається в шлаковий ківш, що не містить брухту. За три хвилини до випуску металу з конвертера ківш наповнюють зі швидкістю 3...5 м³/год. Ківш заповнюється аргоном через пробку. Аргон подається протягом усього часу вибігу ковша і відключається через 2-3 хвилини після зливу розплавленого металу.

Після розкислення, дрібнодисперсного легування і кондиціонування сірки корозійностійкі марки сталі, не стабілізовані титаном, продуваються аргоном через пористу пробку протягом не менше 4 хвилин, не оголюючи поверхню металу.

Сталь з контрольованими неметалевими включеннями зливається в шлаковий ківш, футерований високоглиноземистою цеглою. Сталь з неконтрольованими неметалевими включеннями може зливатися в ківш, футерований вогнетривкою глиняною цеглою.

Очищення ковша здійснюється металом для отримання заготовки або листових зливків.

3.7 Вдосконалення технології виплавки нержавіючої сталі методом ГКР

Дослідження закономірностей процесу азотування сталі під час ГКР з метою розробки раціонального технологічного режиму проводили в конвертері масою 60 т з трьома нижніми фурмами типу "труба в трубі" з використанням системи автоматичного управління режимом дуття, вимірюванням температури, відбором проб металу і визначенням концентрації активного кисню в сталі в процесі плавки [11].

Сталь 04X18H10 виплавляли за подвійним процесом: виробництво напівфабрикату в електродуговій печі та газокисневе рафінування сталі в конвертері.

Хімічний склад проміжних продуктів: 0,5...1,8 % C, $\leq 0,3$ % Si, $\leq 0,04$ % S, 0,005...0,008 % O, 0,018...0,02 % N, 11...15 % Cr, 11...13 % Ni, 1,5...2,2 % Mo.

Тверда частина шихти (високовуглецевий ферохром ФХ800, нікель- і молібденовмісні легуючі елементи) подається перед засипанням в конвертер так, щоб кількість легуючих елементів в розплаві була менше середньосортного вмісту.

Окислювальне знеуглецювання проводилося в два етапи. На першій стадії досягаються температури 1700...1720 °С, вміст у розплаві 0,20...0,22 %С, кисень в оболонці природного газу (0,8...1,0 м³/(т-хв)) для продування ванни (0,07...0,11 м³/(т-хв)).

За існуючою технологією для продувки ванни використовується суміш кисню з аргоном (0,8...0,9 м³/(т-хв)) використовували в другому періоді знеуглецювання. Ця фаза була припинена при досягненні вмісту вуглецю в розплаві, що відповідає сорту сталі.

Плавку проводили в 60-т конвертері, продутому азотно-кисневою сумішшю під час другого періоду, з початковим вмістом азоту 0,018...0,022 %, температура металу 1680...1710 °С, концентрація активного кисню в рідкій сталі становила 0,018...0,025 %.

Під час продувки азотно-кисневої суміші важливим елементом процесу азотування сталі є масоперенос азоту через пограничний шар, що забезпечує його надходження в сталь.

Для зменшення оксидів хрому і десульфурації сталі у ванну додавали силікатний поглинач кисню і продували її аргоном (0,4...0,8 м³/(т·хв)).

На основі даних досліджень була розроблена технологія виплавки сталі методом ГКР в конвертерній печі ємністю 60 т. Знеуглецювання напівфабрикатів здійснюється в першому періоді киснем в оболонці природного газу (0,8-1,0 м³/(т·хв)) до 0,20-0,22 % С і в другому періоді азотно-кисневою сумішшю (0,8-1,0 м³/(т·хв)) до вмісту вуглецю, що відповідає марочному складу сталі.

У період відновлення аргон подається з інтенсивністю 0,8 м³/(т·хв) протягом 5-6 хвилин.

Деякі техніко-економічні показники процесу ГКР за розробленою та існуючою технологією наведені в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Показники виробництва корозійностійкої сталі за дослідною і звичайною технологіями

Показник	Дослідна технологія	Звичайна технологія
Швидкість знеуглецювання розплаву в другому періоді продувки, %/хв.	0,015	0,015
Витрата аргону, м ³ /т	6,2	11,3
Коефіцієнт використання хрому в конвертері, %	96-97	95-97
Відбраковування сортового прокату по поверхневим дефектам η	0,81	0,83

Використання в другому періоді знеуглецювання азотокисневої суміші допускає забезпечити отримання сталі необхідної якості, при цьому економія аргону становить до 5...6 м³/т сталі.

3.8 Розрахунок шихти на виплавку сталі 04X18H10

Розрахунок шихти для виплавки сталі 04X18H10 у відкритій дугової електропечі з основним футеруванням проводиться з метою визначення кількості

шлаку та його компонентів для окислювального та відновного періодів плавки, необхідної кількості легуючих добавок і розкислювачів та отримання металу заданого хімічного складу.

Хімічний склад сталі 04X18H10 за ДСТУ і прийнятий до розрахунку таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Хімічний склад сталі

Хімічний склад сталі	Вміст елементів, %											
	C	Mn	Si	Mo	W	V	Ti	Cu	Cr	Ni	S	P
											не більше	
За ДСТУ нижній показник	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	0,3	17,0	10,0	0,02	0,035
По ДСТУ верхній показник	0,04	2,0	0,8	0,3	0,2	0,02	0,2		19,0	11,0		
Прийнятий для розрахунку	0,04	1,0	0,6	0,20							0,015	

Як шихтові матеріали використовується сталевий брухт і чавун у співвідношенні 92:8, хімічний склад яких наведено в таблиці 3.4.

Розрахунок провадиться на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку отримання в кінці окисного періоду вуглецю на 0,05%.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад сталевого брухту та чавуну

Шихтовий матеріал					
	C	Mn	Si	S	P
				не більше	
Сталевий брухт	0,2	0,3	0,15	0,030	0,030
Чавун	3,9	0,5	1,0	0,050	0,030

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті

$$[C]_{\text{зав.}} = [C]_{\text{н.предел}} + [C]_{\text{кип}} - [C]_{\text{науг}} - 0,05 = 0,04 + 0,51 - 0,01 - 0,05 = 0,49\%$$

де 0,05% вуглецю, взаємодіє з окалиною шихти.

Визначаємо вміст елементів у завалці

$$[C] = (92 \cdot 0,2 + 8 \cdot 3,9) / 100 = 0,496\%$$

Так як у завалці вміст вуглецю більше 0,49%, то додаткового науглецювання проводиться не буде.

$$[Mn] = (92 \cdot 0,3 + 8 \cdot 0,5) / 100 = 0,316\%$$

$$[\text{Si}] = (92 \cdot 0,15 + 8 \cdot 1,0) / 100 = 0,218\%$$

$$[\text{S}] = (92 \cdot 0,03 + 8 \cdot 0,05) / 100 = 0,0316\%$$

$$[\text{P}] = (92 \cdot 0,05 + 8 \cdot 0,03) / 100 = 0,0484\%$$

Плавка проводиться за класичною технологією та умовно розбивається на два періоди: окислювальний та відновлювальний.

Окислювальний період плавки

Зміна хімічного складу металу за окисний період наведено у таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 – Зміна хімічного складу металу за окисний період

Окислювальний період	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	0,496	0,316	0,218	0,0484	0,0316
Вилучено	0,466	0,079	0,218	0,0363	0,0079
Метал кінця окисного періоду	0,03	0,237	0,000	0,0121	0,0237

Визначаємо кількість шлаку, руди та вапна.

Приймаємо склад шлаку окисного періоду: CaO – 45%, FeO – 15%, SiO₂-10%

При цьому хімічному складі шлаку коефіцієнт розподілу фосфору може бути прийнятий:

$$\eta = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 10^4$$

$$\text{Тоді кількість } (P_2O_5)_{\text{шл}} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = 0,083\%$$

Допустимий вміст п'ятиокису фосфору в шлаку:

$$(P_2O_5)_{\text{доп}} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot 0,01212 = 1,464\%$$

Кількість шлаку необхідна для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{\text{шл}}}{(P_2O_5)_{\text{доп}}} = 0,083 \cdot 100 / 1,464 = 5,67 \text{ кг}$$

Розраховуємо кількість кисню, необхідне окислення домішки, приймаємо що 75% вуглецю окислюється до CO, решта CO₂. Результати розрахунку зведені у таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 – Розрахунок кількості кисню, який буде необхідний окислення домішок

Елемент	Окис, %	За реакцією	Необхідна кількість кисню, кг	Кількість продуктів реакції, кг	Примітка
C	0,466 CO ₂ -0,3495 CO-0,1165	C+0,5O ₂ =CO C+O ₂ =CO ₂	0,1165 · 32/12 = 0,31 0,3495 · 16/12 = 0,466	0,1165 · 44/12 = 0,43 0,3495 · 28/12 = 0,82	Переходить у газоподібну газову фазу
Si	0,218	Si+O ₂ =SiO ₂	0,218 · 32/28 = 0,249	0,218 · 60/28 = 0,467	
Mn	0,079	Mn+0,5O ₂ =MnO	0,079 · 16/55 = 0,023	0,079 · 71/55 = 0,1	
P	0,0363	2P+2,5O ₂ =P ₂ O ₅	0,0363 · 80/62 = 0,047	0,0363 · 142/62 = 0,083	
	Σ =0,7993		Σ O ₂ =1,095	Σ =0,65	

Кількість закису заліза необхідне окислення домішок:

$$[\text{FeO}]_{\text{ок.пр.}} = \Sigma O_2 \cdot \frac{72}{16} = 1,095 \cdot 72/16 = 4,93 \text{ кг.}$$

Кількість закису заліза необхідне освіти шлаку заданого состава:

$$(\text{FeO})_{\text{об.шл.}} = \frac{U_1 \cdot (\text{FeO})}{100} = 5,67 \cdot 20/100 = 1,134 \text{ кг.}$$

Визначаємо вміст кисню в металі до кінця окисного періоду:

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{\text{к.ок}}} = 0,0027/0,03 = 0,09 \text{ кг.}$$

Вміст закису заліза в металі

$$[\text{FeO}]_{\text{мет}} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = 0,09 \cdot 72/16 = 0,405 \text{ кг.}$$

У закисі заліза $[\text{Fe}] = 0,405 \cdot 56/72 = 0,315 \text{ кг.}$

Необхідна кількість FeO у шлаку:

$$(\text{FeO})_{\text{шл.}} = [\text{FeO}]_{\text{ок.пр.}} + (\text{FeO})_{\text{об.шл.}} + [\text{FeO}]_{\text{мет}} = 4,93 + 1,134 + 0,405 = 6,469 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість Fe₂O₃ у руді:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{(\text{FeO})_{\text{шл.}} \cdot 160}{216} = 6,469 \cdot 160/216 = 4,79 \text{ кг.}$$

Вміст заліза у руді:

$$\text{Fe}_p = 4,79 \cdot 56/160 = 1,68 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість руди:

$$Y_1 = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{\text{Fe}_2\text{O}_{3\text{руд}}} = 4,79/0,9 = 5,43 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(\text{CaO})}{92} = 5,67 \cdot 50/92 = 3,08 \text{ кг.}$$

де 92 - вміст CaO в вапні, %.

Таблиця 3.7 – Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку окисного періоду плавки

Джерело надходження	Витрата, кг	Компоненти														Усього, кг
		CaO		FeO		SiO ₂		Al ₂ O ₃		MnO		MgO		P ₂ O ₅		
		%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	
Метал	-	-	-	-	-	-	0,467	-	-	-	0,1	-	-	-	0,083	0,65
Залізна руда	5,43	0,1	0,0054	-	1,134	6,25	0,3394	2,50	0,1357	-	-	0,30	0,0163	0,15	0,0081	1,639
Вапно	3,08	92	2,8336	0,86	0,026	2,5	0,077	1,0	0,0308	-	-	3,30	0,1016	0,1	0,0031	3,072
Магнезит	0,3	3,5	0,010	2,70	0,008	3,45	0,010	0,10	0,0003	-	-	90,25	0,2707	-	-	0,3
Усього	-	50,33	2,8495	20,63	1,1681	15,79	0,8937	2,95	0,1668	1,77	0,1	6,87	0,3886	1,66	0,094	5,661

Основність шлаку окисного періоду: $V = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 2,84953/0,89375 = 3,19$

Вихід металу першого періоду:

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{уг} - Fe_{руд}$$

$$X_1 = 100 + 4,93 - 1,095 - 0,7993 + 0,315 - 1,68 - 2,0 = 99,6707 \text{ кг.}$$

де $Fe_{уг}$ - чад заліза прийнятий 20 кг/т.

Втрати металу зі шлаком при завантаженні приймаємо 0,2%: $99,6707 \cdot 0,2/100 = 0,1993 \text{ кг.}$

Матеріальний баланс плавки окисного періоду відомості у таблиці 3.6.

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс плавки окисного періоду

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого брухту	92,00	Металу	99,6707
Чавуну	8,00	Шлаку	5,661
Залізної руди	5,43	Угару	2,00
Вапна	3,08	Газів	1,25
Магнезиту	0,3	Втрати при скачуванні	0,1993
Разом	108,81	Разом	108,781

Нев'язка: $(108,781 - 108,81) \cdot 100/108,81 = 0,027\%$

Відновлювальний період плавки

У відновлювальний період плавки проводиться визначення необхідної кількості розкислювачів та легуючих добавок.

Позначимо через X_2 уточнений вихід металу відновлювального періоду плавки.

$$X_2 = X_1 + P_{\text{FeMn}} + P_{\text{FeSi}} + P_{\text{FeMo}} + P_K$$

де X_1 – вихід металу першого періоду

P_{FeMn} – вага феромарганцю

P_{FeSi} – вага феросиліцію

P_{FeMo} – вага феромолібдену

P_K – вага коксу

$$P_{\text{FeMn}} = \frac{X_2 [\text{Mn}]_{\text{ГМ}} - X_1 [\text{Mn}]_{\text{К.ОК}}}{[\text{Mn}]_{\text{FeMn}}} = (X_2 \cdot 1,0 - 99,6707 \cdot 0,237) / 85 = 0,012 X_2 - 0,276$$

$$P_{\text{FeSi}} = \frac{X_2 [\text{Si}]_{\text{ГМ}} - X_1 [\text{Si}]_{\text{К.ОК}}}{[\text{Si}]_{\text{FeSi}}} = (X_2 \cdot 0,6 - 0) / 65 = 0,009 X_2$$

$$P_{\text{FeMo}} = \frac{X_2 [\text{Mo}]_{\text{ГМ}} - X_1 [\text{Mo}]_{\text{К.ОК}}}{[\text{Mo}]_{\text{FeCr}}} = (X_2 \cdot 0,2 - 0) / 55 = 0,0036 X_2$$

$$P_K = \frac{X_2 [\text{C}]_{\text{ГМ}} - X_1 [\text{C}]_{\text{К.ОК}}}{[\text{C}]_K} = (X_2 \cdot 0,04 - 99,6707 \cdot 0,03) / (86,5 \cdot 0,6) = 0,0008 X_2 - 0,58$$

Тоді

$$X_2 = 99,6707 + 0,012 X_2 - 0,276 + 0,009 X_2 + 0,0036 X_2 + 0,0008 X_2 - 0,58$$

$$X_2 = 101,375 \text{ кг.}$$

Вагова кількість феросплавів:

$$P_{\text{FeMn}} = 0,94 \text{ кг.}$$

$$P_{\text{FeSi}} = 0,91 \text{ кг.}$$

$$P_{\text{FeMo}} = 0,36 \text{ кг.}$$

$$P_K = 0,22 \text{ кг.}$$

У зв'язку з тим, що вміст коксу після окисного періоду плавки знаходиться в заданих межах для даної марки сталі додаткове науглецювання сталі проводити не доцільно

Загальна витрата розкислювачів та легуючих складає 2,439 кг.

Коефіцієнт розподілу сірки у відновлювальний період плавки приймаємо 30:

$$(S) = 30 \cdot 0,020 = 0,60 \text{ кг.}$$

Кількість сірки, яку необхідно видалити $\Delta[S]_{\text{уд}} = [S]_1 + [S]_{\text{ФСП}} - [S]_{\text{П}}$

Вміст сірки у добавках

S_{FeMn} = Вага: 0,00018 кг.

S_{FeSi} = Вага: 0,00028 кг.

S_{FeMo} = Вага: 0,00044 кг.

$S_{\text{кокса}}$ = Вага: 0,00003 кг.

Усього сірки вноситься феросплавами та легуючими: 0,00093 кг.

$$\text{Тоді: } \Delta[S]_{\text{уд}} = [S]_1 + [S]_{\text{ФСП}} - [S]_{\text{П}} = 99,6707 \cdot 0,0237 / 100 + 0,00093 - 101,375 \cdot 0,015 / 100 = 0,009349$$

Необхідна кількість шлаку.

$$U_2 = \frac{\Delta[S]_{\text{уд}} \cdot 100}{(S)} = 0,009349 \cdot 100 / 0,45 = 2,08 \text{ кг.}$$

Орієнтовний хімічний склад шлаків відновлювального періоду, %

CaO	55
CaF ₂	5-10
Al ₂ O ₃	2-5
SiO ₂	15-20
FeO	до 0,7

Необхідна кількість вапна в шлаку:

$55 \cdot U_2 = 92Z_2$, де 92 - вміст CaO в вапні

$$Z_2 = 55 \cdot 2,08 / 92 = 1,24 \text{ кг.}$$

Задаємося складом шлакової суміші:

Вапно – 60%

Плавиковий шпат - 15%

Шамотний бій – 25%

Вага плавикового шпату:

$$P_{\text{п.ш.}} = 1,24 \cdot 15 / 60 = 0,31 \text{ кг.}$$

Вага шамотного бою:

$$P_{ш.б.} = 2,75 \cdot 25/60 = 1,146 \text{ кг.}$$

Уточнену кількість та склад шлаку відновного періоду плавки наведено у таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку відновного періоду плавки

Джерело надходження	Витрата, кг	Компоненти												Усього, кг
		CaO		SiO ₂		S		Al ₂ O ₃		CaF ₂		MgO		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Вапно	1,24	92	1,141	2,50	0,031	0,10	0,001	1,00	0,012	-	-	3,3	0,041	1,226
Плави́ковий шпат	0,31	0,4	0,001	3,10	0,009	0,20	0,0006	0,20	0,0006	95,0	0,295	-	-	0,306
Магнезит	0,30	3,5	0,011	3,45	0,01	-	-	0,10	0,0003	-	-	90,25	0,271	0,292
Шамотний бій	1,146	0,7	0,008	6,2	0,071	-	-	35,00	0,401	-	-	0,3	0,003	0,483
Метал 1-го періоду	99,671	-	-	-	-	0,023	0,024	-	-	-	-	-	-	0,024
Шлак 1-го періоду	0,5661	50,33	0,285	15,79	0,089	-	-	2,95	0,017	-	-	6,87	0,039	0,43
Феросплави	2,439	-	-	-	-	-	0,001	-	-	-	-	-	-	0,001
Всього:	-	52,33	1,44	7,62	0,21	0,96	0,0267	15,6	0,43	10,68	0,295	12,81	0,354	2,763

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = 1,44 / 0,4119 = 3,49$$

Розрахунок розкислювачів

Вноситься закису заліза:

Металом першого періоду – 0,405 кг.

Шлаком першого періоду - $0,1 \cdot 5,661 \cdot 20,63 / 100 = 0,117$ кг.

Вноситься Fe₂O₃

Вапном $1,24 \cdot 0,6 / 100 = 0,0074$ кг.

Плави́ковим шпатом $0,31 \cdot 0,8 / 100 = 0,0025$ кг.

Магнезитом $0,3 \cdot 2/100 = 0,006$ кг.

Шамотом $1,146 \cdot 2/100 = 0,0229$ кг.

Усього вноситься Fe₂O₃ Вага: 0,5744 кг.

У перерахунку на (FeO) = $0,0388 \cdot 1,35 = 0,0524$ кг.

Усього вноситься FeO = $0,1899 + 0,003 + 0,0125 = 0,2054$ кг.

Кількість FeO, що залишилася в металі та шлаку:

$$\text{Приймаємо } [\text{Si}] \cdot [\text{FeO}]_{\text{II}}^2 = 6,02 \cdot 10^{-5}$$

$$\text{Звідси } [\text{FeO}]_{\text{II}} = 0,00021$$

Кількість FeO із шлаку II періоду

$$(\text{FeO})_{\text{шлII}} = 2,763 \cdot 0,5 / 100 = 0,0138 \text{ кг.}$$

Відновиться (FeO)

$$(\text{FeO})_{\text{вос}} = \Sigma(\text{FeO}) - [\text{FeO}]_{\text{II}} - (\text{FeO})_{\text{II}} = 0,5744 - 0,0002 - 0,0138 = 0,5604 \text{ кг.}$$

Витрата вуглецю для відновлення

$$C_{\text{від}} = 0,5604 \cdot 12/72 = 0,0934 \text{ кг.}$$

Отримано газоподібних продуктів реакції: $0,0934 \cdot 28/12 = 0,2179 \text{ кг.}$

Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки наведено у таблиці 3.10.

Таблиця 3.10 – Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Метал першого періоду	99,6707	Метал другого періоду	101,375
Шлак першого періоду	0,5661	Шлак другого періоду	2,763
Вапна	1,24	Газів	0,2179
Плавикового шпату	0,31		
Шамотного бою	1,146		
Коксу	0,221		
Магnezиту	0,300		
FeSi	0,912		
FeMn	0,9415		
FeMo	0,365		
Разом	105,6723		

$$\text{Нев'язка: } (105,6723 - 104,3559) \cdot 100/105,6723 = 0,0126\%$$

Таблиця 3.11 – Перевірка хімічного складу металу

Джерело надходження	кг	Вміст елементів, %					
		C	Mn	Si	Mo	P	S
Метал 1-го періоду	99,6707	0,03	0,237	0,000	0,000	0,0121	0,0237
FeSi	0,912	0,000	0,0036	0,59	0,000	0,0004	0,0001
FeMn	0,9415	0,0047	0,8	0,018	0,000	0,0028	0,00028
FeMo	0,365	0,0003	0,0000	0,0036	0,2	0,0003	0,0004
Кокс	0,221						0,17
Переходить у шлак							0,175
Склад за ДСТУ		н.б. 0,04	н.б. 2,0	н.б. 0,8	н.б. 0,3	0,035	0,02
Прийнято до розрахунку		0,04	1,0	0,6	0,2		0,015
Отримано	101,375	0,035	1,04	0,61	0,2	0,028	0,019

Остаточне розкислення проводиться алюмінієм у кількості 0,7-1,5 кг/т. Алюміній присаджують або в піч перед випуском або під час випуску плавки в ківш. Допускається також присадка алюмінію до ковша перед випуском плавки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху

Метою кваліфікаційної роботи є розробка технології виплавки сталі 04X18H10 в умовах електропечі з дотриманням усіх вимог охорони праці та техніки безпеки відповідно до чинних норм і правил.

При виплавці сталі в електропечі можуть виникати небезпечні виробничі фактори, які впливають на умови безпеки. До таких факторів належать теплове і світлове випромінювання, пилогазові викиди у виробниче приміщення, шум і вібрація [14].

Основним джерелом небезпеки є процес плавки в печі, який супроводжується виділенням великої кількості газів, пилу та оксидів заліза, а також підвищенням температури навколишнього повітря. Пил, гази та теплове випромінювання також утворюються під час виробництва та розливання сталі.

Джерелами випромінювання є факели полум'я, вогнетривке футерування в печах, нагрітих до високих температур, а також поверхні розплавленого металу і шлаку, вплив яких видно при відкритому вікні печі. Іншими джерелами випромінювання є чавун, рідкий шлак і розплавлений метал, що заливаються в піч під час виплавки і розливання сталі. Оскільки температура будь-якого джерела перевищує 500°C, спектр випромінювання включає промені світла та інфрачервоне випромінювання.

Очікується, що теплове випромінювання, якому будуть піддаватися люди, що знаходяться поблизу печі, буде варіюватися в дуже широкому діапазоні (698-6990 Вт/м²).

Теплове випромінювання в першу чергу впливає на сталеливарників і помічників сталеливарників. Інфрачервоне випромінювання впливає на функціональний стан людини, центральну нервову та серцево-судинну системи.

До них відносяться швидке збільшення частоти серцевих скорочень, підвищення максимального і зниження мінімального артеріального тиску, збільшення частоти дихання, підвищення температури тіла і потовиділення, а також патологічні зміни в системі кровообігу і травлення [15].

Тривалий вплив інфрачервоного випромінювання, а також систематичний вплив високих температур призводить до порушення водно-сольового балансу і так званих судомних захворювань. Порушення теплового балансу призводить до захворювань, відомих як теплове переохолодження або перегрівання.

Газоподібні токсичні речовини виділяються в результаті технічних процесів. Основним джерелом забруднення є дугові печі.

При порушенні газодинамічних параметрів процесу і вибиванні великих факелів полум'я з-під віконних заслінок, а також при випуску і розкисленні сталі в ковші з робочого простору печі виділяються гази. Гази також можуть виділятися в результаті порушення цілісності газопроводу.

У повітря робочого простору виділяються такі газоподібні речовини: CO, SO₂, NO тощо. Оксид вуглецю (II) утворюється як продукт неповного згоряння палива або в результаті фізико-хімічних реакцій при процесах розчинення CO потрапляє в організм людини через дихальні шляхи. Утворення оксигемоглобіну знижує здатність крові переносити кисень до тканин і може призвести до кисневої недостатності. Це в основному впливає на функціонування центральної нервової системи [16]. Діоксид сірки (SO₂) має подразнювальну дію. При контакті з живими організмами він викликає запальну реакцію, при цьому першими пошкоджуються дихальна система, шкіра та слизова оболонка очей. Оксид азоту (II) потрапляє в організм через дихальні шляхи і утворює метгемоглобін у крові. Працівники можуть відчувати кашель, задуху та задишку. У важких випадках може виникнути набряк легенів. Також спостерігаються головний біль і серцева слабкість [17].

У технічному процесі використовується природний газ. Природний газ нешкідливий, але він впливає на організм людини і може спричинити асфіксію.

На електросталеплавильних заводах утворюється значна кількість пилу, який може потрапляти у виробничі приміщення (на дно робочого простору печі, на укоси та інші конструктивні елементи, заповнюючи пороги).

У зоні прольоту печі концентрація пилу може досягати 143 мг/м^3 . Іншим джерелом надходження в робочу зону є негерметичність обладнання під час завантажувальних операцій [16].

Кількість пилу, що викидається, його хімічний склад і гранулометричний склад залежать від складу і властивостей шихти і шихтових матеріалів, палива, кисню і вогнетривких матеріалів, що використовуються для футерування. Пил дугових печей нетоксичний і має вміст SiO_2 до 4,2 % [16].

Присутність у повітрі пилу, що містить оксид кремнію, залізо та інші мінеральні компоненти, може викликати різні професійні захворювання, які зазвичай називають пневмоконіозами. Ці захворювання викликають різні зміни в легеневій тканині, легені втрачають еластичність, порушується їхня функція та кровообіг, легені відчують кисневе голодування [14]. Гранично допустима концентрація пилу в повітрі на робочому місці становить 4 мг/м^3 [17].

Деякі технологічні операції генерують шум через механічні, аеродинамічні та теплові причини. Джерелами постійного шумового перевантаження є рух мостових кранів, робота двигунів-генераторів у машинних приміщеннях, витоки повітря та згоряння палива [18].

Крім шумових навантажень, шкідливий вплив на здоров'я людини мають вібрації. Вібрації в цеху виникають при русі поїздів по бункерних естакадах, при включенні віброємного обладнання, при русі скіпів по похилих мостах і при включенні механізмів машинного відділення.

Вплив шуму може призвести до безсоння, зниження працездатності і навіть втрати слуху, що є професійною небезпекою. Струс мозку від вібрації викликає зміни в нервовій системі. Вібрація впливає на кровоносні судини і звужує капіляри. Вона впливає на вегетативну нервову систему та кістково-суглобову систему. Тривалий вплив цього фактора може призвести до вібраційної хвороби - поширеного захворювання організму [19].

Аналіз умов праці під час виплавки сталі на електросталеплавильних заводах свідчить про перевищення нормативних показників шуму, вібрації та інфрачервоного випромінювання. Концентрації пилу, оксиду вуглецю, діоксиду сірки, безводного хрому, оксиду марганцю та нікелю в повітрі на робочих місцях електросталеплавильників також перевищують допустимі рівні. Це дозволяє віднести умови праці до класу III, ступінь 3. За цим показником робоче місце слід вважати зі шкідливими та небезпечними умовами праці.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу сталевара

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ 1 клас безпеки:						
	- ангідрид хромовий - оксид марганцю - нікель	1,0 0,3 0,5	0,9 0,28 0,47				80 80 80
	3-4 клас безпеки:						
	- азоту діоксид - ангідрид сірчаний - оксид вуглецю	2,0 10,0 20,0	1,8 10,0 18,7,0				80 84,5 80
2	Пил, з домішкою діоксиду кремнію 3,16 %	4,0	3,9				80
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	95	-	-	14	80
4	Шум, дБА	80	97	9	-	-	100
5	Мікроклімат в приміщенні:						
	- температура повітря, °С	19	37	-	-	13	90
	- швидкість руху повітря, м/с	0,5	0,6	1,6	-	-	90
	- відносна вологість, %	75	42	-	-	-	90
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	5270	-	-	5270	80	
6	Тяжкість праці	Важка III					
7	Напруженість праці	Напружена					

Щоб зменшити негативний вплив тепла на здоров'я людини, тепло, що генерується у виробничих приміщеннях, має бути обмежене. З цією метою встановлені спеціальні ізоляційні листи для ізоляції печей. Крім того, на даху будівлі цеху встановлено два аераційні ліхтарі для відведення конвективного тепла

в цеху. На робочих місцях сталеварів також були встановлені повітряні душові кабінки для боротьби з надлишком тепла [32].

Завдяки встановленню сучасної системи газовідведення вдалося знизити фактичні виміряні значення вмісту небезпечних хімічних речовин у змішаних газах, що викидаються з електропечі, до нормативних значень.

Важливою умовою створення належних умов праці є організований повітрообмін. Зовнішнє повітря подається в цех через стінові отвори, вікна та залізничні ворота. Стінові прорізи закриті розпашними панелями, а вікна мають балюстради. Це дозволяє регулювати потік зовнішнього повітря. У теплу пору року повітря надходить до цеху через припливні отвори на висоті робочої зони, а в холодну - через отвори на відстані не менше 4 м від висоти робочої платформи. Повітря видаляється за допомогою витяжних шахт і аераційних ліхтарів. Для охолодження надлишкового тепла в цеху і зменшення його впливу на металургійному заводі можна використовувати дрібнодисперсне розпилення води.

Важливе значення в цехах має продування повітря. У цьому випадку повітря, що подається вентилятором з температурою, нижчою за температуру зовнішнього повітря, оточує працівника, полегшуючи процес випаровування і допомагаючи охолодити тіло працівника. Установки повітряного душу (стаціонарні або мобільні) встановлюються таким чином, щоб потік повітря був спрямований на робочу зону сталеливарників, забезпечуючи спрямовану рециркуляцію повітря [33].

Заводи повинні зменшити вплив шляхом встановлення теплових екранів з водяним охолодженням біля стін печей, склепінь, рам робочих вікон і траншей для розливання сталі на робочих місцях сталеливарників. Теплові екрани можуть локалізувати джерело променевого тепла, зменшити опромінення на робочому місці та знизити температуру поверхні навколо робочого місця [33].

Захист від шуму і вібрації на заводі забезпечується відповідною щільністю повітропроводів, газопроводів, клапанів, кришок печей і повітронагрівачів. Особливу роль в усуненні впливу шуму і вібрації відіграють автоматизація і механізація процесів.

Шум і вібрацію знижують шляхом застосування амортизаторів і легких ущільнювачів на трасах вентиляційних систем, а також амортизаційних підвісок на вібраційних двигунах [33].

Спецодяг виготовляється з напіввовняних або тканих тканин, а також з бавовняної тканини з вогнестійким просоченням. Для спецодягу операторів рупорів і жолобів розливних машин рекомендується використовувати металізовані вогнестійкі тканини на основі азбесту та скловолокна. Взуття повинно бути з високими халявами та берцями. Черевики повинні мати термозахисну прокладку спереду та ізоляційну прокладку між верхом і підошвою.

Для захисту очей і обличчя від бризок розплавленого металу і шлаку, а також від ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання використовуються захисні окуляри з небиткого скла або сітчасті маски з бічним захистом. При роботі біля печі використовується скло СС-14.

Для захисту шкіри рук, обличчя та шиї використовуються захисні пасти, креми та мазі. Засоби індивідуального захисту органів дихання від дії задушливих і токсичних газів, парів і пилу включають респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, Астра-2) і промислові протигази. Звукопоглинаючі вкладиші з пінополіуретану використовуються для захисту від шуму на металургійних заводах. Ці вкладиші ("беруші") призначені для носіння протягом одного дня. Використовуються вкладиші (шумопоглинаючі навушники) [34].

Для захисту від вібрації використовуються рукавички з подвійними шарами паралону. Також використовуються антивібраційні пояси, подушки, прокладки, антивібраційне взуття та килимки.

4.2 Заходи з електробезпеки

Вплив електричного струму на організм може мати небезпечні наслідки для здоров'я людини і навіть призвести до смерті.

Ризик ураження електричним струмом виникає при контакті людини з незаземленими струмоведучими частинами працюючого обладнання (наприклад,

розливні або роздавальні крани, бензоколонки тощо). Залежно від ступеня небезпеки ураження електричним струмом, ЕСПЦ відносяться до другого класу небезпеки за наявності високих температур.

Дія струму на людину сильно залежить від загального стану людини, характеру з'єднання тіла людини з електричним ланцюгом і багатьох інших факторів. Порогове значення струму (мА):

- 0,6... 1,5 при змінному струмі частотою 50...60 Гц - пальці злегка тремтять;
- 5...10 - посмикування руки;
- 20...25 - Параліч рук, задишка, сильний біль [22].

Електричний струм в організмі людини викликає різноманітні фізіологічні, термічні, хімічні та механічні ефекти. Наприклад, до наслідків дії електричного струму на організм відносять нагрівання тіла (до 50... 60°C), розриви шкіри під дією нагрітого струмом повітря, скорочення м'язів внаслідок їх збудження струмом.

Для запобігання нещасним випадкам необхідно не допускати перевантажень по струму, дотику до струмоведучих частин проводів, що знаходяться під напругою, а також дотику до знеструмлених частин, які випадково опинилися під напругою.

Для запобігання перевантажень мережі необхідно правильно підбирати перерізи проводів, не допускати підключення до мережі додаткових непередбачених споживачів і не допускати нагрівання частин електроустановки вище допустимих рівнів. Для захисту електроустановок від струмів перевантаження ми використовуємо запобіжники.

Захист від дотику до струмоведучих частин електрообладнання досягається ізоляцією, огороженням, блокуванням, дистанційним керуванням і важкодоступними місцями.

Захисне заземлення [22] використовується для захисту від напруги, що виникає на металевому корпусі обладнання при порушенні ізоляції.

Захисне обладнання включає в себе інструменти (наприклад, ізолюючі штанги, струмовимірвальні штанги, кліщі), одяг (наприклад, гумові діелектричні рукавички, чоботи, бахіли, брезентові рукавички, протигази, запобіжні пояси), допоміжне обладнання (наприклад, ізолюючі платформи, підставки, ковпаки,

підкладки, тимчасові огорожі), індикатори напруги (для підтвердження наявності напруги), а також доступні.

4.3 Заходи пожежної безпеки

Типовими причинами промислових пожеж є необережне поводження з вогнем, порушення виробничих процесів та виробничого обладнання, неправильний монтаж або несправність електропроводки та обладнання, неправильне використання електроприладів, іскри від виробничого обладнання та статична електрика.

Запобігання пожежам вимагає усунення цих порушень.

У середовищі електросталеплавильного цеху, де постійно присутні розплавлені і нагріті метали і шлак, велика кількість горючих газів і у великій кількості використовується кисень, порушення розробленого технічного режиму і порядку виконання робіт є особливо неприпустимими.

Вода є найпоширенішим і найдешевшим засобом гасіння пожеж, але вона не завжди доступна. Для гасіння пожеж на підприємствах широко використовується піна. Хімічні піни виготовляються з використанням піноутворюючих порошків ПГП і ПГПС, які складаються з кислотної та лужної частин. Також використовується повітряно-механічна піна. Це механічна суміш повітря, води і піноутворювачів (ПУ-1, ПУ-6, ПУ-1А, ПУ-1Д), що складається з парафінових контактних частин, столярного клею і етилового спирту.

Подача інертних газів (азот, вуглекислий газ, димові/вихлопні гази, водяна пара) знижує концентрацію окислювача в зоні горіння, що зменшує швидкість горіння і зупиняє процес.

Тверді порошкові вогнегасники застосовуються для гасіння невеликих загорянь різних горючих речовин і матеріалів, а також пожеж, які неможливо загасити іншими способами. Для цього розроблені спеціальні склади ПС-1, ПС-2, СІ-2 і ПСБ.

Для гасіння пожеж також використовуються різноманітні вогнегасні речовини. До них відносяться рідина, хімічна піна, повітряна піна, порошкові, вуглекислий газ і холодоагенти [23].

Згідно з [24], електросталеплавильні заводи відносяться до категорії вибухопожежної небезпеки Г. До категорії пожежної небезпеки Д відносяться виробництва, пов'язані з використанням:

- негорючих речовин і речовин у гарячому, розпеченому або розплавленому стані, при обробці яких виділяється променисте тепло, іскри або полум'я;
- твердих, рідких або газоподібних речовин, які спалюються або використовуються як паливо.

Використовують хімічні та пінні вогнегасники типу ВХП-10, що заряджаються.

Крім того, можна використати 30 пінних вогнегасників типу ВПП-5, ВПП-10 та ВППУ-250, які будуть встановлені на пожежних стендах.

4.4 Технічні заходи виробничої санітарії

4.4.1 Освітлення виробничих приміщень

У ЕСПЦ буде використовуватися природне та штучне освітлення.

Для освітлення приміщень використовуватимуться низьковольтні та високовольтні газорозрядні лампи (люмінесцентні та ДРЛ).

Норми освітленості вибираються відповідно до характеристик зорової роботи, яка поділяється на вісім розрядів інтенсивності з підпунктів.

Сталеплавильні операції мають VII розряд зорової роботи, оскільки їхні обов'язки пов'язані з матеріалами, що світяться.

Мінімальна інтенсивність освітлення робочих поверхонь і ділянок підприємства, що потребують обслуговування в аварійному режимі, повинна становити 5% від робочої освітленості, але не менше 2 лк в приміщенні і 1 лк на території. Евакуаційне освітлення повинно мати мінімальну освітленість 0,5 лк у

приміщеннях і 0,2 лк на відкритих майданчиках на рівні підлоги, землі та сходових ступенів основних коридорів [25].

4.4.2 Опалення і вентиляція

Для забезпечення нормальної роботи в різні пори року на робочих місцях встановлюються різноманітні системи опалення та вентиляції.

Приміщення, де персонал перебуває або перебуває протягом тривалого часу в холодну пору року, обладнані обігрівачами, радіаторами та калориферами.

На входах і виходах встановлюються повітряні та теплові завіси з механічним приводом. У головному приміщенні управління технологічним процесом встановлена батарея з паровим обігрівом [26].

Влітку для очищення виробничого повітря та подачі чистого повітря в приміщення використовується система кондиціонування.

Санітарне призначення вентиляції полягає в поглинанні (асиміляції) надлишків тепла і вологи з припливним повітрям, розбавленні його до гранично допустимих концентрацій (ГДК) газоподібних шкідливих домішок і видаленні пилу та інших шкідливих домішок з повітрям, що видаляється з приміщень, задовольняючи таким чином вимоги санітарних і будівельних норм щодо проектування будівель і споруд різного призначення всередині приміщень. Ідея полягає у створенні та підтримці якісного повітряного середовища.

У виробничих приміщеннях, крім тепла, в атмосферу потрапляють волога (водяна пара), пил і токсичні гази та пари. Волога потрапляє в повітря в приміщенні в результаті технічних процесів, які використовують воду (наприклад, очищення продукції у водяних резервуарах, вологе прибирання), а також від людини як джерела небезпеки. Висока вологість у приміщеннях призводить до погіршення стану здоров'я людей.

ВИСНОВКИ

1. Розроблено технологію виплавки і розливання корозійностійкої сталі марки 04X18H10. Розраховані оптимальні електричні режими плавки. Визначено кількісний і якісний склад шихти на виплавку даної марки сталі. Розроблена і впроваджена технологія виробництва корозійностійкої сталі, що передбачає виплавку напівпродукту в ДСП і подальше зневуглецювання металу на установці ГКР, стабілізацію хімічного складу і температурного режиму плавки.

2. Розглянуто електросталеплавильний цех з випуску нержавіючих марок сталі. Розглянута оснащеність цеху необхідним і допоміжним механічним обладнанням: електросталеплавильні печі ДСП-50, установка ГКР, розливні крани вантажопідйомністю 100/30 тонн, завалочні крани вантажопідйомністю 100/20 тонн, УПК, вакууматор, вертикальна МБЛЗ.

3. Зниження парціального тиску монооксиду вуглецю у відхідних газах дозволяє видаляти вуглець до дуже низьких меж без значного окислення хрому. На цьому принципі розроблено процес газокисневого рафінування, що й передбачається дипломним проєктом

4. До основних переваг методу ГКР можна віднести:

- збільшення продуктивності;
- технологічна гнучкість процесу дозволяє використовувати як дешевий брухт, так й з 100 % відходів нержавіючих сталей;
- метод ГКР забезпечує істотне (у 1,5...2 рази) зменшення витрати дорогого аргону;
- універсалізм, дозволяє виплавляти не тільки будь-які корозійностійкі сталі і сплави, включаючи особливо низьковуглецеві, але і практично всі високоякісні сталі електропічного сортаменту, в тому числі, вуглецеві, низьколеговані і леговані.

5. Проаналізовано традиційні та вдосконалено технології процесів виробництва корозійностійких сталей.

6. У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» розглянуто основні шкідливі і небезпечні фактори в електросталеплавильному цеху, а також методи боротьби з ними.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

- 1 Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
- 2 Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
- 3 Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
- 4 Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
- 5 Смірнов О.М., Макуров С.Л., Сафонов В.М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів. Навчальний посібник. Донецьк: Ноулідж, 2013. 405 с.
- 6 Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів. Навч. посібник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. 90 с.
- 7 Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: підручник для вузів. Дніпропетровськ: РВА "Дніпро-VAL", 2004. 453 с.
- 8 Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ: Кондор, 2006. 528 с.
- 9 Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: Навч. посібник. Київ: ІЗМН, 1996. 392 с.
- 10 Харлашин П.С. Методичні вказівки до самостійної роботи студентів з дисципліни «Фізико-хімічні основи виробництва чистих металів». Маріуполь: ДВНЗ «ПДТУ», 2009. 14 с.
- 11 Харлашин П.С. Чаудрі Т.М., Меджибожський М.Я. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів. Підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2009. 340 с.
- 12 Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударев В.П. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): Підручник. Донецьк: ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.

- 13 Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: Навч. посібник. Київ: НМКУ, 1992. 252 с.
- 14 Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.
- 15 Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
- 16 Наказ МОЗ України «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони» 14.07.2020 № 1596.
- 17 ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.
- 18 ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вібраційна безпека. Загальні вимоги.
- 19 ДСТУ 3038-95 Гігієна. Терміни та визначення основних понять.
- 20 ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартів безпеки труда. Одежда специальная для защиты от повышенных температур теплового излучения, конвективной теплоты. Общие технические требования (ГОСТ 12.4.221-2002, ИДТ).
- 21 НПАОП 40.1-1.01-97 Правила безопасной эксплуатации электроустановок (ДНАОП 1.1.10-1.01-97).
- 22 СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
- 23 ДБН В.2.5-28:2018. Природне і штучне освітлення.
- 24 ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.