МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки_____
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

_____перший (бакалаврський)_____
(рівень вищої освіти)

на тему_ **Впровадження сучасних агрегатів позапічної обробки та розливки сталі в мартенівському цеху**_____

Виконав: студент _IV_ курсу, групи_6.1362-м-с2
спеціальності _____136 Металургія_____
(код і назва спеціальності)
освітньої програми _____Металургія_____
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
_____О.А.Рудницький _____
(ініціали та прізвище)

Керівник __доц., к.т.н, доц. Воляр Р.М._____
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент_проф., д.т.н., проф. Бєлоконь Ю.О.__
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2026

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки___
Рівень вищої освіти____перший (бакалаврський)_____

Спеціальність _____136 Металургія _____
(код та назва)
Освітня програма _____Металургія_____
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

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

Рудницькому Олександру Андрійовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Впровадження сучасних агрегатів позапічної обробки та розливки сталі в мартенівському цеху

керівник роботи _____Воляр Роман Миколайович, к.т.н., доц.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «23» грудня 2025 року №1831-с

2 Строк подання студентом роботи _____15.06.2026

3 Вихідні дані до роботи __Дослідити технологічну можливість впровадження агрегатів позапічної обробки та розливання сталі в умовах мартенівського цеху. Науково-технічна література, авторські свідоцтва

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

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

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	11.05-15.05.2026	
2	1 Загальна частина	16.05-20.05.2026	
3	2 Конструкційна частина	21.05-27.05.2026	
4	3 Технологічна частина	28.05-06.06.2026	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	07.06-11.06.2026	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-14.06.2026	

Студент _____ _____О.А.Рудницький_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

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

Нормоконтроль пройдено

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

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 99 с., 28 табл., 7 рис., 26 джерел

МАРТЕНІВСЬКА ПІЧ, ПІЧ-КІВШ, БЕЗПЕРЕРВНА РОЗЛИВКА, РЕКОНСТРУКЦІЯ, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА, ЛЕГУВАННЯ, РАФІНУВАННЯ, ПРОДУВКА

Мета роботи – виконати реконструкцію мартенівського цеху з установкою позапічного рафінування сталі (установка піч-ківш) та з впровадженням у виробництво машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

В загальній частині надана коротка характеристика існуючого сталеплавильного виробництва; обґрунтований перехід на МБЛЗ; розглянуті типи МБЛЗ та надана їх коротка характеристика МБЛЗ; представлений опис установки піч-ківш та надана характеристика сталі 15ХСНД.

В конструкційній частині представлений принцип роботи двованної печі; розглянуті основні її недоліки та зроблений розрахунок двованної сталеплавильної печі.

В технологічній частин розроблена технологія виплавки сталі 15ХСНД із застосуванням агрегату комплексної обробки сталі; розглянуто позапічне оброблення сталі на установці піч – ківш; наведені технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК; розроблена технологія та переваги обробки металу на АКОС; проведений розрахунок продуктивності та кількості МБЛЗ.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» розроблено заходи щодо безпеки праці в цеху, здійснено розрахунок освітленості виробництва, що проекту-ється.

ЗМІСТ

Вступ 7
1 Загальна частина 9
1.1 Коротка характеристика існуючого сталеплавильного виробництва 9
1.2 Обґрунтування переходу на МБЛЗ 11
1.3 Типи МБЛЗ 14
1.4 Коротка характеристика МБЛЗ 17
1.4.1 Освоєння та вдосконалення технології 19
1.5 Опис установки піч-ківш (УПК) 25
1.6 Характеристика сталі 15ХСНД 29
2 Конструкційна частина 32
2.1 Принцип роботи двованної печі 32
2.2 Недоліки двованних печей 34
2.3 Стан і досягнення в конструкціях і тепловій роботі двованних печей 37
2.4 Розрахунок двованної сталеплавильної печі 41
2.4.1 Розрахунок шихти на 100 кг металевої садки 43
3 Технологічна частина 55
3.1 Технологія виплавки сталі 15ХСНД із застосуванням агрегату комплексної обробки сталі 55
3.2 Позапічне оброблення сталі на установці піч – ківш 57
3.2.1 Завдання, які вирішуються на УПК 57
3.2.2 Основні вузли установки 57
3.2.3 Усереднення хімічного складу та температури сталі в ковші 59
3.2.4 Коригування хімічного складу сталі по марганцю, кремнію, титану та ванадію 59
3.2.5 Коригування складу сталі за вмістом вуглецю 60
3.2.6 Коригування вмісту алюмінію в сталі 60
3.2.7 Десульфурація металу порошкоподібними реагентами 61
3.2.8 Модифікація сталі кальцієм 62

3.2.9 Регулювання окиснення металу 62
3.2.10 Коригування охолодження сталі в ковші 62
3.2.11 Вимоги до обладнання установки 63
3.2.12 Послідовність виконання операцій на УПК 64
3.3 Технологічні особливості виробництва сталі,
що піддається обробці на УПК 65
3.4 Технологія обробки металу на АКОС 67
3.5 Переваги обробки металу на АКОС 68
3.6 Розрахунок продуктивності та кількості МБЛЗ 71
3.6.1 Розрахунок тривалості циклу роботи МБЛЗ 72
3.6.2 Розрахунок продуктивності МБЛЗ 74
3.6.3 Розрахунок затвердіння зливка та параметрів кристалізатора 74
4 Охорона праці та техногенна безпека 82
4.1 Основні шкідливості та небезпеки в мартенівському цеху 82
4.2 Технічні рішення щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів
у пічному прольоті 85
4.3 Виробнича санітарія та об'ємно-планувальні рішення
будівель та споруд цеху 88
4.4 Опалення та вентиляція 88
4.5 Освітлення виробничих приміщень 89
4.6 Розрахунок штучного освітлення 90
4.7 Санітарно-побутові приміщення 91
4.8 Заходи пожежної безпеки 91
4.9 Електробезпека 92
4.10 Розрахунок скрубера Вентурі для очищення
від пилу виробничих викидів 94
Висновки і рекомендації 96
Перелік джерел посилання 98

ВСТУП

Значна частина вітчизняної сталі – до 15% – виплавляється в мартенівських печах. Для порівняння, обсяги виробництва електросталі не перевищують 33%, а частка металу, отриманого методом безперервного розливання, становить близько 40%. Скоріш за все, така ситуація збережеться й у найближче десятиліття.

Мартенівські печі мають більше ніж 150-річну історію та пережили кілька технічних революцій. На відміну від більшості сучасних сталеплавильних агрегатів масового виробництва, вони дозволяють виплавляти складні марки сталі. До того ж процеси теплопередачі при конвертерному та електросталеплавильному виробництвах відбуваються за дуже високих температур (2500–3500°C). Це викликає такі явища, як випаровування металу та дисоціація продуктів реакцій, що призводить до низької ефективності використання матеріалів і тепла, високих енергозатрат і значних екологічних витрат. Плавка в таких установках є швидкоплинною, тому обмежені можливості для проведення додаткових операцій з рафінування металу, особливо якщо шихтований матеріал (наприклад, скрап) має неоднорідний хімічний склад. Також електродугові печі зазвичай мають невеликий об’єм завантаження – 20, 50 чи максимум 80 тонн, тоді як мартенівські печі дозволяють опрацьовувати 200, 250 і навіть 500 тонн за одне завантаження. Це дає змогу використовувати дешевші види брухту, зокрема пакетований.

Енергетичний дефіцит змушує по-новому оцінити переваги мартенівського виробництва. Так, ці печі мають високий коефіцієнт корисної дії – 75–80% – незалежно від виду застосованого енергоджерела. Крім того, у них можна переробляти різноманітні типи шихти: металізовані й окислені котуни, агломерат, чорний брухт або навіть рідкий чавун. З огляду на те, що в Україні все ще є функціонуючі мартенівські цехи з якісною інфраструктурою, вантажопідйомними механізмами та транспортними підрозділами, а також враховуючи обмеженість фінансових ресурсів, доцільно шукати оптимальні шляхи модернізації мартенівського виробництва. При цьому варто орієнтуватися на досягнення нового рівня технологій із урахуванням як наявного досвіду, так і сучасних екологічних стандартів.

Реконструкцію мартенівського цеху ПАТ «Запоріжсталь» планується здійснити без зупинки виробничих процесів, впроваджуючи технологію позапічної обробки сталі (установка типу "піч-ківш") та сучасну машину безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Такі модернізаційні заходи спрямовані на покращення техніко-економічних показників виробництва, зниження собівартості продукції, підвищення якості сталі, мінімізацію відходів, а також на збільшення комерційного прибутку підприємства.

Позапічна обробка сталі, яка характеризується більш точним контролем хімічного складу і температури металу, забезпечить можливість виготовлення високоякісних легованих сталей із мінімізованим вмістом сірки. Подібна технологія вперше була розроблена в Швеції, а її встановлення отримало назву АСЕА-СКФ на честь компаній-розробників. У вітчизняній металургійній практиці такі установки називають "піч-ківш" (УПК).

На першому етапі реконструкції буде збережене виробництво сталі у мартенівських печах із паралельним заливанням у виливниці та застосуванням позапічної обробки, що дозволить поліпшити якість металевої продукції. У перспективі передбачається перехід на розливання сталі безпосередньо за допомогою МБЛЗ, що сприятиме значному скороченню капітальних та операційних витрат.

Подальший розвиток мартенівського способу виплавки сталі ґрунтується на активній інтенсифікації плавлення шляхом кисневого продування. При цьому раціональна технологія повинна усунути ключові недоліки процесу, серед яких складність синхронізації зневуглецювання та підігріву розплаву. У ході інтенсивного плавлення та за умов підвищеного паливного навантаження виникає ризик переплаву металу для досягнення необхідної температури. Цей недолік може бути усунутий за допомогою ефективних технологічних рішень, спрямованих на запобігання переокисленню металу.

До вирішення зазначених проблем пропонується залучати сучасні методи обробки сталі, серед яких обробка на установці "піч-ківш" заслуговує особливої уваги. Вона дозволяє поєднати процес електродугового нагрівання металу в ковші з його одночасним перемішуванням інертними газами, суттєво покращуючи якість готової продукції.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Коротка характеристика існуючого сталеплавильного виробництва

Сталеплавильне виробництво охоплює мартенівський цех і супутні допоміжні та обслуговуючі підрозділи. В останні десятиліття мартенівський процес поступово заміщується киснево-конвертерними та електросталеплавильними технологіями, і будівництво нових мартенівських цехів вже тривалий час не ведеться. Водночас планування існуючих мартенівських цехів залишається важливою темою, оскільки ще протягом кількох років значна частина сталі в країні буде виготовлятися саме у мартенівських печах. До того ж передбачаються реконструкції низки таких цехів із впровадженням кисневих конвертерів або, можливо, електродугових печей.

Мартенівські цехи за типом подачі шихти поділяються на два основних різновиди — з рейковою та крановою системою. Кранова система подачі вже давно визнана невиправдано затратною і застарілою. Цехи з такою системою, як правило, є малопродуктивними й спорудженими у далекому минулому. Зараз вони поступово виходять з експлуатації, багато з них демонтують, і тому їх структура більше не розглядається як актуальна.

Натомість сучасні високопродуктивні мартенівські цехи мають рейкову систему подачі шихти та використовують печі для скрап-рудного процесу. Об’єм таких печей варіюється від 250 до 900 тонн. Усі печі одноканальні та працюють на природному газі, іноді із додаванням мазуту. У них застосовуються технології продування ванни киснем через склепіння або подавання кисню безпосередньо у факел. На додаток, у багатьох підприємствах замість однієї-двох стандартних мартенівських печей встановлено двованні агрегати місткістю 280-300 тонн кожна.

Основна будівля мартенівського цеху складається з трьох ключових частин: пічний проліт, розливний проліт і шихтове відділення. У пічному прольоті передбачається розміщення двохвальних сталеплавильних агрегатів загальною місткістю по 250 тонн кожен. Усі ці печі є стаціонарними і розраховані на виплавку сталі за скрап-рудним методом. В якості палива використовується природний газ,

а кисень застосовується як для створення факелу, так і для продування металу безпосередньо у ванні печі. Додатково печі оснащені котлами-утилізаторами і системами очищення газу.

Завантаження металобрухту здійснюється підлоговими завантажувальними машинами вантажопідйомністю 10 тонн. Заливання рідкого чавуну проводиться за допомогою кранів вантажопідйомністю 125+30 тонн.

Доставка металобрухту до печей виконується в металевих мульдах на спеціальних візках. Саме навантаження брухту у мульди здійснюється в шихтовому дворі. Чавун подається до мартенівських печей за допомогою двох залізничних складів, кожен із яких перевозить 100-тонні ковши з чавуном (по чотири чавуновози в одному складі).

Сталь випускається з мартенівських печей місткістю 500 тонн у два сталерозливні ковші по 250 тонн кожний. Також сталь виливається в один ківш із двованної печі або мартенівської печі ємністю 250 тонн. Ковші оснащені шиберними затворами.

Підготовка сталерозливних ковшів, жолобів та сам процес розливання сталі виконуються в розливному прольоті. Цей проліт обслуговується розливними кранами вантажопідйомністю 320+85/16 тонн. Тут також встановлено консольні пересувні крани вантажопідйомністю 10 тонн, які використовуються для обслуговування жолобів печей та зон підготовки сталерозливних ковшів.

Розливання сталі сифоновим способом застосовується для виробництва киплячих, хімічно закупорених і напівспокійних сталей у ливарні форми із розширенням донизу. Для спокійних вуглецевих, низьколегованих, киплячих хімічно закупорених і напівспокійних марок сталі використовується зверхнє розливання. При цьому сталь заливається у ливарні форми з тепловими ізоляційними вставками (розширені донизу) або у форми з розширенням догори та прибутковими надставками.

Вага злитків сталі змінюється залежно від її характеристик: для киплячої та напівспокійної сталі вона складає 10,3-17,7 тонни, а для спокійної – 14,4-18,6 тонни. Розливання сталі проводиться на чотирьох розливних майданчиках, обладнаних окремими залізничними коліями.

У розливному прольоті прокладено господарську залізничну колію, якою транспортується шлак у шлакових ковшах, а також подаються вогнетриви та інші матеріали.

Шихтовий листовий відділ використовується для постачання матеріалів від шихтового двору до мартенівських печей і складів із мульдами та контейнерами.

До складу мартенівського цеху входить окрема будівля міксерного відділення, яка оснащена двома міксерами ємністю по 1300 тонн кожний. Обслуговування цього відділення здійснюється двома мостовими заливальними кранами вантажопідйомністю 125+30 тонн. Під кожним міксером встановлено залізничні ваги вантажопідйомністю 200 тонн для контролю маси чавуну.

Транспортування чавуну до сталеплавильного відділення забезпечується через дві залізничні колії.

Шихтовий двір призначений для зберігання магнітних і сипучих матеріалів та знаходиться паралельно до головної будівлі мартенівського цеху на рівні робочої зони. Сипучі матеріали зберігаються у залізобетонних бункерах ямного типу, тоді як металобрухт розміщується у спеціальних засіках. Для обслуговування відділу використовується десять мостових кранів.

1.2 Обґрунтування переходу на МБЛЗ

На сучасному етапі у світі загальновизнаною є технічна та економічна ефективність впровадження безперервного розливання сталі як під час модернізації, так і при будівництві нових сталеплавильних цехів.

На машинах безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) наразі розливають практично повний спектр марок сталей, які покривають увесь асортимент продукції прокатного виробництва — від звичайних до легованих і спеціальних сталей, що використовуються для виготовлення сортового прокату, труб, рейок, коліс та інших виробів.

У провідних виробників сталі частка безперервного розливання в загальному обсязі виробництва сталевої заготовки наведена в таблиці 1.1.

Стрімке зростання потужностей процесу безперервного розливання пояснюється головним чином удосконаленням технологій виробництва і конструкцій установок, а також високою економічною ефективністю цього методу. Вона досягається за рахунок збільшення виходу придатної продукції, зниження енерговитрат і меншого рівня забруднення довкілля порівняно з іншими способами отримання аналогічної продукції.

Будівництво МБЛЗ створює умови для повної автоматизації та механізації процесу розливання сталі, що забезпечує його стабільність і перспективи подальшого розвитку.

Таблиця 1.1 – Частка безперервного розливання в загальному обсязі виробництва сталевої заготівлі

Країни	**Частка безперервного розливання, %**
Японія	96-97
ЄС	95-96
США	93-94
Бразилія	72-74
Китай	54-55
Індія	42-43
СНД	35-37
Україна	20-22

На підставі численних досліджень якості безперервного та звичайного зливка встановлено, що метал, отриманий методом безперервного розливання, суттєво переважає за якістю той, що формується у виливницях.

У світовій сталеплавильній галузі вже розроблено та впроваджено сучасні технології безперервного розливання сталі, які дозволяють виробляти широкий спектр марок і розмірів продукції. В рамках цих технологій, спрямованих на забезпечення високої якості металу, були випробувані, вдосконалені та інтегровані новітні стійкі вогнетриви для машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), система повністю закритого підведення металу за схемою сталерозливний ківш – проміжний ківш – кристалізатор, інноваційні матеріали для стінок кристалізатора, а також методи подачі металу відповідно до швидкості розливання і технології водо-повітряного охолодження.

Перед початком безперервного розливання обов'язковою умовою є використання позапічної обробки рідкої сталі. Такий підхід дозволяє не лише досягти покращення її якості, але й забезпечити жорсткий контроль хімічного складу, температури та стабілізацію цих параметрів безпосередньо в об'ємі ковша.

Беручи до уваги все зазначене вище, детальне дослідження досвіду застосування та вдосконалення технологій безперервного розливання сталі представляється важливим практичним завданням для комбінату ПАТ "Запоріжсталь".

Сучасне використання кисню для інтенсифікації металургійних процесів у сталеплавильних установках значно підвищує продуктивність як окремих агрегатів, так і всього цеху. Водночас пропускна здатність розливного прольоту часто стає обмежуючим фактором. Принципово новим підходом у цій сфері є впровадження саме технології безперервного розливання сталі. Суть процесу полягає в тому, що розплавлений метал із сталерозливного ковша через проміжний пристрій направляється в кристалізатор, формуючи єдиний безперервний злиток.

У деяких випадках при виконанні розливання за схемою плавка на плавку через один проміжний пристрій можливе послідовне лиття до десяти плавок поспіль. Повністю затверділий злиток потім розрізається газокисневими різаками на мірні заготовки невеликої довжини та подається на прокатні стани.

Будучи безперервним процесом, лиття даним методом є організаційно простішим і економічно вигіднішим у порівнянні з традиційним періодичним методом. Серед ключових переваг безперервного розливання варто виділити:

1. Вища стабільність процесу при меншій залежності від кваліфікації оператора.

2. Збільшення виходу придатного продукту на 6–12% порівняно зі звичайними методами.

3. Відсутність потреби в будівництві дорогих обтискних станів.

4. Зниження капітальних витрат на створення заводів із МБЛЗ приблизно в 1,5 раза порівняно зі старими підходами.

5. Забезпечення рівномірного і оперативного постачання заготівками прокатних станів.

6. Можливість високого рівня автоматизації процесу.

7. Покращення умов праці, зменшення потреби у фізичній робочій силі, збільшення частки кваліфікованої праці та її продуктивності.

8. Досягнення вищої якості злитка за рахунок усунення макроліквації й покращення однорідності металу.

Завдяки вказаним перевагам, машини широко використовуються для виготовлення заготовок круглого і квадратного перерізу. При розрахунку річної потужності машини враховують час зупинок для капітальних ремонтів, які проводяться раз на 2-3 роки і тривають 8-9 діб, а також для планово-попереджувальних ремонтів, що здійснюються кожні 30-45 днів і тривають від 16 до 24 годин. Коефіцієнт використання часу також враховує заміну кристалізатора та різні затримки у роботі, що можуть бути викликані порушенням графіка випусків плавок чи іншими факторами. Загалом втрати часу складають 1,5-2% від номінального значення. Середня тривалість розливання плавки включає час на сам процес розливання та підготовчі операції.

Робота на МБЛЗ поділяється на три основні етапи: підготовка машини до розливання, розливання плавки та звільнення обладнання від зливка. Підготовчий етап включає введення затравки, підготовку кристалізатора, а також встановлення головного та проміжного ковшів.

У підготовку кристалізатора до роботи входить очищення його порожнини від металу і шлаку, герметизація зазору між затравкою і кристалізатором та накриття його кришкою. Тривалість цих операцій залежить від розміру кристалізатора і часу переміщення стенду до МБЛЗ, і становить 3-5 хвилин. Процес встановлення проміжного ковша і його центрування займає 2-3 хвилини. Таким чином, загальний час встановлення ковшів, згідно з практичними даними, становить 5-9 хвилин.

1.3 Типи МБЛЗ

Спосіб безперервного лиття заготовок, що полягає у постійній подачі рідкого металу до охолоджуваної ливарної форми-кристалізатора з одночасним

витягуванням затверділого зливка, нині широко використовується. Цей процес дає змогу отримувати або заготовки для подальшого прокатування (після порізки), або поєднувати лиття та прокатування в одному виробничому циклі.

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

Перші промислові зразки МБЛЗ належали до вертикального типу. У таких машинах кристалізатор, роликовий тракт, тягнучий і ріжучий механізми облаштовувалися вертикально, інколи досягаючи висоти 23–35 метрів, а в окремих випадках — навіть до 43 метрів. Вертикальні машини забезпечували високоякісну продукцію, але мали істотні недоліки, такі як значна висота конструкції та низька швидкість лиття. Для зменшення висоти приміщень і спрощення доступу сталерозливних ковшів до робочої платформи кінцеву частину вертикальних МБЛЗ розташовували у залізобетонних шахтах. Проте це ускладнювало технологічний процес і збільшувало вартість будівництва, адже вимагало наявності складних систем для вивантаження заготовок із шахти. Спроби підвищити швидкість лиття за рахунок збільшення довжини зони кристалізації на вертикальних машинах також мали свої обмеження. Висока конструкція спричиняла надмірне ферростатичне навантаження, яке могло пошкодити тверду оболонку зливка і призвести до витоку рідкого металу.

Один із варіантів вирішення проблеми — створення машин із вигином зливка та його послідовним переміщенням у горизонтальну площину — хоч і сприяв частковому зниженню висоти конструкції, але водночас суттєво ускладнив її технічне виконання.

Станом на сьогодні вертикальні МБЛЗ із вигином зливка більше не встановлюють ані в Україні, ані за кордоном. Виняток становлять лише спеціалізовані вертикальні машини для виробництва порожнистих труб або зливків складного профілю, де вертикальне лиття виправдане специфічними технологічними особливостями процесу.

Щодо горизонтальних машин для безперервного лиття, вони поки не отримали широкого визнання через недостатню доопрацьованість вузлів і

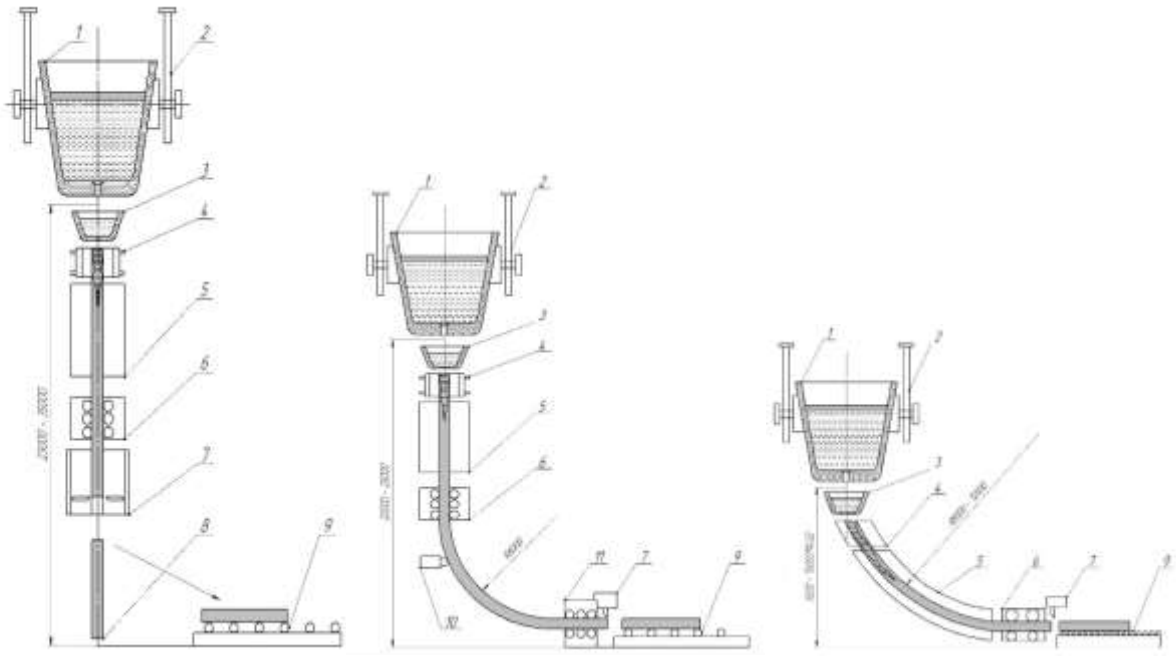
технологічних процесів. Однак їхні переваги, такі як мінімальна висота обладнання та відсутність деформацій зливків під час лиття, визначають великий потенціал для подальшого впровадження в промисловості.

На сучасному етапі розвитку технології безперервного лиття найширше застосування отримали радіальні машини. Вони суттєво відрізняються від вертикальних машин і машин із вигином зливка меншою висотою конструкції та підвищеною швидкістю лиття.

На рисунку 1.1 зіставлено висоти машин трьох типів: вертикальних, із вигином зливка та радіальних.

Підвищення швидкості лиття в радіальних машинах досягається подовженням зони кристалізації шляхом збільшення радіусу технологічної осі. При цьому збільшення радіусу та висоти машини на одиницю довжини спричиняє зростання довжини радіальної ділянки в 1,5 раза.

Машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) криволінійного типу відрізняються від радіальних наявністю перехідної криволінійної ділянки, яка з'єднує радіальну й прямолінійну частини технологічної траси. Однак їхнє застосування обмежене через зменшення довжини зони вторинного охолодження, у якій злиток не зазнає деформацій в процесі витягування.



а – вертикального, б – з вигином зливка, в – радіального

Рисунок 1.1 – Висота машин безперервного лиття заготовок різних типів

Технологічна лінія радіальної машини безперервного лиття включає дві основні ділянки: радіальну та прямолінійну. На цих ділянках розташовані приводні та неприводні ролики. У точці переходу з радіальної на прямолінійну ділянку здійснюється процес розгину зливка за допомогою роликів. Усі ролики, які забезпечують переміщення зливка, утворюють єдину систему, що називається роликовою проводкою. У цій системі виділяються дві частини: початкова неприводна та подальша приводна проводки. Складовою приводної роликової проводки є правильно-тягнуча машина, котру застосовують у багатьох типах машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

За типом механізмів, що забезпечують зусилля притискання роликів до зливка, МБЛЗ можна поділити на машини з гідравлічним або пружинним притисканням. Крім того, залежно від конструкції тягнучих пристроїв, виділяють машини з правильно-тягнучими агрегатами та пристроями на основі групи роликових секцій.

Відповідно до кількості струмків, у які здійснюється розлив металу, машини класифікують на однострумкові, двострумкові та багаструмкові.

1.4 Коротка характеристика МБЛЗ

У відділенні безперервного розливання сталі (ВБРС) мартенівського цеху передбачається блокове планування. Кожна машина буде розміщена в окремому прольоті будівлі. Машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) матимуть такі технічні характеристики:

Тип МБЛЗ	Криволінійна, комбінована
Число струмків	2...4
Розміри слябів, що відливаються:	
товщина/мм	250
ширина, мм:	
при розливанні в чотири струмки	750...1050
при розливанні в два струмки	1100...2350
довжина, м	4,8...12,0

Швидкість витягування, м/хв	0,2... 1,5
Довжина машини до осі різаків машини газового різання, м	45,94
Металургійна довжина, м	35,8
Висота кристалізатора, мм	1200
Довжина радіальної ділянки, м	8,79
Довжина криволінійної ділянки, м	7,03
Радіус кривизни базової стінки кристалізатора, м	8,0
Відстань між струмками, м	6,0
Місткість сталерозливного ковша, т	385
Місткість проміжного ковша (ПК), т	45
Робочий рівень металу в ПК, мм	1100
Висота підйому ПК на візку, мм	550
Швидкість різання слябу, мм/хв	435
Позначка розливу, мм	+9650
Позначка полотна рольгангу, мм	+1000

Вперше запущено в експлуатацію комбіновані дво- та чотириструмові машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). На цих установках сляби шириною від 750 до 1050 мм відливаються в чотири струмки, а сляби шириною від 1100 до 2350 мм – у два струмки.

Особливістю даних МБЛЗ є використання проміжного ковша значної місткості (45 тонн) із робочим рівнем металу в 1100 мм. Це рішення забезпечує необхідний резерв металу при зміні сталерозливних ковшів, а також створює оптимальні умови для видалення неметалевих включень.

Для організації чотириструмкового розливання слябів зона вторинного охолодження оснащена розрізними двоопорними роликами. Кожен струмок має власний привід і окрему установку для газового різання.

Охолодження слябів у зоні вторинної кристалізації виконується методом водоповітряного охолодження. Це сприяє більш рівномірному та ефективному

охолодженню поверхні заготовки завдяки зменшенню розміру водяних крапель і скороченню витрати води.

До обладнання розливного майданчика входять такі елементи:

- підйомно-поворотний стенд для сталерозливних ковшів;
- візки для переміщення проміжних ковшів;
- проміжні ковші;
- кристалізатори;
- механізм хитання кристалізаторів;
- пристрій для введення затравки.

1.4.1 Освоєння та вдосконалення технології

На початковому етапі впровадження технології безперервного розливання сталі в цеху освоюється процес двострумкового розливання. Цей метод передбачає наступну послідовність дій.

Після завершення ковшової обробки металева маса подається на машину безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) у сталерозливному ковші місткістю 385 тонн, обладнаному двома шиберними затворами. Метал наповнює проміжний ківш на 45 тонн через захисну вогнетривку трубу. У точці зіткнення труби зі сталерозливним ковшем подається аргон для запобігання окисленню металу. На поверхню рідкого металу в проміжному ковші додається шлакоутворювальна суміш, яка виконує захисну функцію. Регулювання подачі металу до кристалізаторів та швидкість їх заповнення контролюються через два стопорні механізми.

Процес розливу металу здійснюється за принципом "під рівень", використовуючи подовжені занурювальні сопла. Для захисту металу в кристалізаторі від вторинного окислення та зменшення тепловтрат також застосовується шлакоутворювальна суміш. Під час цього процесу виробляють сляби з параметрами поперечного перерізу 250 × (1100...2350) мм. Робоча швидкість витягування слябу залежить від хімічного складу металу, його

температури у проміжному ковші, а також ширини слябу і варіюється в межах 0,6...1,2 м/хв.

Одним із ключових параметрів цієї технології є температурно-швидкісний режим, що потребує особливої уваги при його уточненні на етапі освоєння процесу.

У ході досліджень було розроблено рекомендації щодо коригування швидкості витягування слябу залежно від умов розливання. Наприклад, для сталі марки Ст3сп з шириною слябу 1500 мм швидкість витягування не повинна перевищувати 0,8...0,9 м/хв за температури металу у проміжному ковші 1530...1545°С і вмісту сірки 0,015...0,020%. Якщо рівень сірки зростає до 0,021...0,025%, швидкість необхідно зменшити на 0,1 м/хв. Зі збільшенням вмісту сірки до 0,026...0,030% її слід зменшити ще на 0,2 м/хв. При перевищенні концентрації сірки понад 0,030% швидкість витягування ніколи не повинна бути більшою за 0,6 м/хв. Крім того, підвищення температури металу у проміжному ковші кожні п'ять градусів Цельсія вимагає зниження швидкості витягування на приблизно 0,1 м/хв.

Ці рекомендації спрямовані на забезпечення достатньої міцності затверділої оболонки слябу при його виході з кристалізатора і запобігання можливим руйнуванням. Завищена температура металу в проміжному ковші чи надмірна швидкість витягування можуть призводити до зменшення товщини твердої оболонки. Водночас високий рівень сірки негативно впливає на міцність металу при високих температурах.

На основі накопиченого досвіду було визначено залежність між швидкістю витягування слябу та параметрами поперечного перерізу, хімічним складом і температурою металу для різних марок сталі. Як приклад у таблиці 1.2 наведено дані про температурно-швидкісний режим для двох груп сталей з різним вмістом вуглецю — від 0,08...0,12% та 0,13...0,23%.

Величезну роль у забезпеченні високої якості безперервнолитих заготовок відіграють склад і характеристики шлакоформувальної суміші, що подається на поверхню рідкого металу в кристалізаторі. У цеху активно ведеться впровадження технології виготовлення та використання гранульованої шлакоформувальної су-

міші (ШУС). Розроблено й апробовано кілька основних складових сумішей, а також визначено їх оптимальні параметри для розливання сталей різних марок. Це повністю відповідає сучасним тенденціям застосування ШУС.

Таблиця 1.2 – Залежність швидкості витягування слябу від ширини слябу, хімічного складу та температури металу

Параметр	**Вміст вуглецю в сталі, %**							
	0,08 ... 0,12				0,13 ... 0,23			
Ширина слябу, мм	1100 ... 1450							
Температура металу в стальковші, °С	1560 ... 1580				1550 ... 1570			
Температура металу у пром. ковші, °С	<1535	1535 … 1544	1545 … 1555	>1555	<1525	1525 … 1534	1535 … 1545	>1545
Швидкість витягування, м/хв	1,1	0,9… 1,0	0,7… 0,8	0,6	1,0	0,8… 0,9	0,7	0,6
Ширина слябу, мм	1100 ... 1450							
Температура металу в стал. ковші, °С	1560 ... 1580				1550 ... 1570			
Температура металу у пром. ковші, °С	<1535	1535 … 1544	1545 … 1555	>1555	<1525	1525 … 1534	1535 … 1545	>1545
Швидкість витягування, м/хв.	1,0	0,8… 0,9	0,7	0,6	0,9	0,8	0,7	0,6
Температура металу в стал. ковші, °С	1560. ..1580				1550. ..1570			
Ширина слябу, мм	1850…2350							
Температура металу у пром. ковші, °С	<1530	1530 … 1539	1540 … 1550	>1550	<1525	1525 … 1534	1535 … 1545	>1545
Швидкість витягування, м/хв.	0,8… 0,9	0,7	0,6	0,5	0,8… 0,9	0,7	0,6	0,5

Дослідження показали, що надходження оксидних неметалевих включень у шлак під час розливання різних груп сталей суттєво варіюється.

З урахуванням цього було запропоновано рекомендації щодо оптимальних параметрів гранульованих шлакоформувальних сумішей для забезпечення якісного безперервного розливання сталей різного хімічного складу.

Таблиця 1.3 – Гранульовані шлакоутворювальні суміші для безперервного розливання сталі

Сталь	Основність	Вміст компонентів, що розріджують, %
Низьковуглецева спокійна	0,85...1,05	11...14
Напівспокійна	0,90...1,10	11...14
Спокійна	0,90...1,10	10...13
Низьколегована	0,95...1,15	10...13

Найважливим фактором, що визначає якість безперервнолитих слябів, є режим вторинного охолодження. Вимірювання температурного поля сляба за допомогою вмонтованого блоку термопар і аналіз отриманих даних засвідчили рівномірність охолодження кожної широкої грані сляба як по ширині, так і по довжині. Однак середня температура широкої грані сляба з боку малого радіусу була на 80–100°С вищою порівняно з температурою грані з боку великого радіусу. Крім цього, на поверхні вузької грані сляба на початку зони вторинного охолодження відбувалося різке зниження температури (до 600°С), після якого вона знову підіймалася до рівня 1050°С. Така поведінка пояснюється технічними недоліками у створенні режиму вторинного охолодження. З огляду на результати вимірювання температури було проведене корегування параметрів вторинного охолодження на МБЛЗ. Питоме споживання охолоджуючої рідини в зоні вторинного охолодження загалом складає 0,2–0,5 л/кг металу залежно від марки сталі.

Сляби шириною 750–1050 мм та товщиною 250 мм відливаються за чотириструмковим режимом роботи машини. У такому режимі всередині кристалізаторів встановлюють перемички, які розділяють їх на дві робочі порожнини. Перед початком процесу розливання металу в робочі порожнини вводять чотири затравки. Проміжний ківш обладнується чотирма занурювальними склянками, що дозволяє забезпечити однаковий рівень металу в обох порожнинах кожного із кристалізаторів під час заповнення. Швидкість витягування слябів і витрата охолоджувачів у зоні вторинного охолодження регулюються незалежно для кожного струмка. Робоча швидкість витягування залежить від хімічного складу металу, його

температури у проміжному ковші та ширини сляба і становить 0,6–0,9 м/хв. Завершення розливання здійснюється одночасно на двох струмках здвоєного кристалізатора.

Середня тривалість розливання однієї плавки при чотириструмковому режимі зменшилася на 20–25% порівняно з дворучним розливанням. При цьому значно скоротилися втрати металу у вигляді "закозлень" в сталерозливних ковшах.

Годинна продуктивність однієї МБЛЗ збільшилася з 173 т/год у 2004 році до 257,8 т/год у 2010 році. Таке підвищення стало можливим завдяки збільшенню ширини слябів та частки заготовок, які відливаються за чотириструмковим режимом, практично без значного підвищення швидкості витягування до 1,0 м/хв. Однак це підвищення швидкості суттєво збільшувало кількість проривів через поздовжні кутові тріщини, особливо при високому вмісті сірки у металі.

Згідно з проєктом реконструкції, у двострумкових кристалізаторах раніше було можливе відливання двох слябів із максимальною шириною кожного до 1050 мм. Однак, у міру освоєння процесу розливання та роботи цеху почали використовувати вдосконалені, ширші кристалізатори. Впровадження таких технологій дозволило виготовляти сляби із шириною вже по 1080 мм або навіть 1100 мм. Крім того, були активно впроваджені несиметричні кристалізатори з різними комбінаціями ширин: 850 і 1250 мм, 910 і 1310 мм, 880 і 1250 мм, 840 і 1250 мм, 910 і 1050 мм, а також 910 і 1250 мм.

Продуктивність МБЛЗ була значно підвищена завдяки скороченню аварійних простоїв, вдосконаленню вогнетривких матеріалів для розливання, а також збільшенню тривалості серійного розливу. Зменшення аварій стало можливим завдяки якіснішій підготовці металу до розливання. Це включало досягнення оптимального рівня перегріву металу та зниження концентрації шкідливих домішок.

Збільшення тривалості серії розливу при розширенні марочного асортименту сталей (понад 140 різновидів) спричинило зростання кількості перехідних зон у зливках із неоднорідним хімічним складом. Освоєння процесу розділення слябів під час розливання сталей із різними хімічними властивостями в межах однієї серії дозволило зменшити втрати через невідповідність розмірів слябів на 21,6%, а через хімічний склад — удвічі.

Для зниження забрудненості сталі неметалевими включеннями проміжні ковші були оснащені перегородками із вогнетривкої цегли з отворами для перепуску металу. Завдяки цьому нововведенню, а також застосуванню гранульованих шлакоутворювальних сумішей, вдалося знизити частку неметалевих включень у виготовлених заготовках у середньому на 30%.

Зростання обсягів виробництва потребувало більш оперативного та достовірного аналізу якості безперервнолитих слябів і стану потужностей МБЛЗ. Така оцінка проводиться контролем макроструктури поперечних темплетів після їх травлення та виконання сірчаних відбитків у спеціально обладнаній лабораторії. Зразки відбираються від п’ятого слябу в кожному струмку МБЛЗ під час першої, тридцятої, сорокової та наступних чергових плавок в одній серії. Час обробки темплетів і отримання результату аналізу становить від однієї до трьох годин. Залежно від отриманих даних оцінюється стан обладнання МБЛЗ і, за необхідності, проводяться заходи щодо його оптимізації.

Серед найпоширеніших дефектів безперервнолитих слябів виділяють внутрішні тріщини, які утворюються перпендикулярно до поверхні слябу. Їх поява зазвичай пов’язана з помилковим налаштуванням полотна чи надмірним зношуванням роликів. Основна мета профілактики цього дефекту — запобігти його розвитку понад встановлений критичний рівень у 1,5 бали.

Для виявлення проблемних секцій, на яких порушення налаштувань спричиняє появу тріщин, застосовуються спеціальні таблиці. Вони створюються на основі залежності товщини затверділого шару металу від часу його затвердіння, що визначається за принципом квадратного кореня.

Осьова ліквація, осьові тріщини та розшарування зазвичай виникають у секціях криволінійної ділянки машини. Розшарування є рідкісним дефектом, оскільки конструкція МБЛЗ виконана у "жорсткому варіанті".

Постійний контроль макроструктури слябів дає можливість відстежувати стан роликових секцій машини, що дозволяє своєчасно здійснювати заміну або налаштування тих секцій, котрі спричиняють дефекти. Такий підхід забезпечив збільшення реального робочого часу МБЛЗ без зміни технологій і сортаменту сталі, а також скоротив тривалість планово-профілактичних ремонтів.

Серед найбільш поширених поверхневих дефектів слябів виділяються сітчасті тріщини, які зазвичай утворюються на поверхні заготовки по малому радіусу. Головними причинами їх появи є незадовільна робота форсуночного водоповітряного охолодження та протікання води в неактивних ділянках. Усунення цих чинників дозволило зменшити дефектність слябів через сітчасті тріщини у чотири-п’ять разів.

На ранніх етапах освоєння технології розливання сталі наймасовішим дефектом були поперечні тріщини за складками хитання кристалізатора.

Основними причинами їх виникнення ставали:

- нестабільна траєкторія руху кристалізатора через неправильну довжину важеля поворотного механізму хитання;

- надмірна амплітуда коливання (12 мм);

- дефекти у виготовленні пружин важеля повороту.

Усунення цих недоліків практично виключило появу зазначеного дефекту. Інші поверхневі дефекти, такі як поздовжні тріщини, ужимини та надавини, зустрічаються рідше, і їх причини швидко ліквідуються оперативним втручанням.

На стабільність процесу безперервного розливання та якість поверхні слябів значно впливає ефективність шлаку, який утворюється на поверхні металу в кристалізаторі після додавання спеціальної шлакоутворювальної суміші. Виробничий процес ґрунтується на використанні трьох базових гранульованих шлакоутворювальних сумішей, що дозволяє практично виключити появу шлакових включень на поверхні виробів.

1.5 Опис установки піч-ківш (УПК)

Установка, яка об'єднує вакуумну обробку, електромагнітне перемішування (ЕМП) та електродуговий підігрів для ковшів ємністю до 150 тонн, була вперше розроблена у Швеції. Вона отримала назву АСЕА-СКФ за іменами компаній, що брали участь у її створенні. У вітчизняній літературі такі установки стали відомими як "піч-ківш". Їх основним призначенням є регулювання хімічного складу та температури сталі. Завдяки цьому обладнанню можливо виплавляти високоякісні

леговані сталі з мінімальним вмістом сірки. Устаткування печі-ковша складається з кількох основних компонентів: стенду для електродугового нагрівання сталі, системи електромагнітного перемішування металу, стенду вакуумної обробки, вакуумних насосів, обладнання для дозованої подачі розкислювачів і легувальних матеріалів, механізму установки стопора та пульта управління. Для підвищення пропускної здатності іноді додається другий стенд для нагрівання металу.

Процес вакуумної обробки сталі здійснюється безпосередньо в ковші, який перед дегазацією герметично закривають спеціальною кришкою, футерованою вогнетривким матеріалом і обладнаною ущільнювальними прокладками на фланцях. На вакуумній кришці встановлюються дозатори для феросплавів, фурми для продування металу аргоном чи аргонокисневими сумішами, пристрої для відбору проб металу, а також телевізійна камера для контролю процесу.

Кришка ковша через систему вакуум-проводу з'єднується з пароежекторними насосами, які здатні відкачувати щонайменше 300 кг газу за годину (в перерахунку на сухе повітря) при залишковому тиску 3900–65 Паскалів або 40 кг за годину при тиску 6,5 Паскалів. Вакуум-провід оснащений системою фільтрів для очищення відкачаного газу та приладами для контролю його кількості й складу. Пульт управління забезпечений усім необхідним обладнанням для реєстрації параметрів та ефективного управління процесом.

У даній технологічній системі ківш виконує функції як печі для рафінування сталі, так і ємності для її розливу. В процесі обробки здійснюються такі операції: десульфурація, видалення газів, зневуглецювання, розкислення, легування металу та регулювання його температури.

Залежно від конкретних задач, поставлених перед операторами установки під час обробки металу, послідовність технологічних етапів і їх тривалість можуть істотно варіюватися.

У сталеплавильному агрегаті (електродугова або мартенівська піч, кисневий конвертер) отримують рідкий напівпродукт, з якого видаляють фосфор і основну частину сірки, а вміст вуглецю доводиться до заданих параметрів. Зазвичай метал не містить потужних розкиснювачів, таких як кремній і алюміній. Додавання нікелю та молібдену виконується з орієнтацією на нижню межу вимог до складу

сталі. При випуску напівпродукту в ківш установки слід уникати проникнення шлаку із сталеплавильного агрегату. Якщо уникнути цього неможливо, метал спочатку випускають у звичайний сталерозливний ківш, а потім переливають у ківш установки. Технологічні схеми обробки сталі представлені на рисунку 1.2.

Під час випуску або переливу напівпродукту в ківш накладається шлак: нейтральний (при високоглиноземистому футеруванні) або основний (при основному футеруванні ковша чи шлакового пояса) у кількості 12% від маси металу. Завдяки вакуумній обробці вміст водню в сталі знижується з $(4–6)\cdot10^{-4}$ до $(1{,}7–2{,}0)\cdot10^{-4}$%. Проте в подальшому, під час нагрівання металу, концентрація водню може підвищуватися до $(2–3)\cdot10^{-4}$%. Водночас у середньовуглецевій сталі кількість кисню зменшується з 0,008 до 0,003%. Забезпечується стабільність температури металу під час розливу, а відхилення складу готової сталі від заданих параметрів не перевищує ±0,01% для вуглецю, ±0,03% для кремнію та марганцю і ±0,05% для хрому.

Обробка сталі в ковші з основною футеровкою сприяє зниженню вмісту сірки з 0,02–0,025% до 0,012–0,015%. У випадку введення до вакуумованої сталі сплаву рідкоземельних металів (наприклад, мішметалу) у кількості 0,1–0,2%, де вміст кисню не перевищує 0,002%, забезпечується подальше зменшення сірки до 0,001–0,005%.

Таким чином, установка "піч-ківш" має значний технологічний потенціал. Однак через тривалість процесу обробки та ускладнену організацію роботи розливного відділення це обладнання рідко застосовується у високопродуктивних сталеплавильних цехах. Найчастіше методи такого типу використовують для виробництва великих ковальських зливків масою до 500 тонн, які призначені для виготовлення відповідальних виробів. Додаткові витрати електроенергії, вогнетривких матеріалів, пари та води компенсуються підвищенням продуктивності сталеплавильних агрегатів і покращенням якості кінцевої продукції.

Установка розташована на трьох рівнях і займає площу приблизно 700 м². На рівні підлоги цеху знаходяться мотор-генератори низькочастотних струмів вузла електромагнітного перемішування (ЕМП), візки з індукторами ЕМП, перший

ступінь пароежекторного насоса та інше обладнання. На другому рівні, що на висоті 5 метрів від рівня підлоги, розміщені силові трансформатори вузла нагріву, кришки ковша з електродами для управління установкою, системи для підігріву і монтажу стопора в ківш тощо. На третьому рівні, який знаходиться на висоті 20 метрів, розташовані бункери для зберігання феросплавів із транспортерною системою, оснащеною ваговим обладнанням. Другий, третій та всі наступні ступені пароежекторного насоса розташовані вище за перший ступінь.

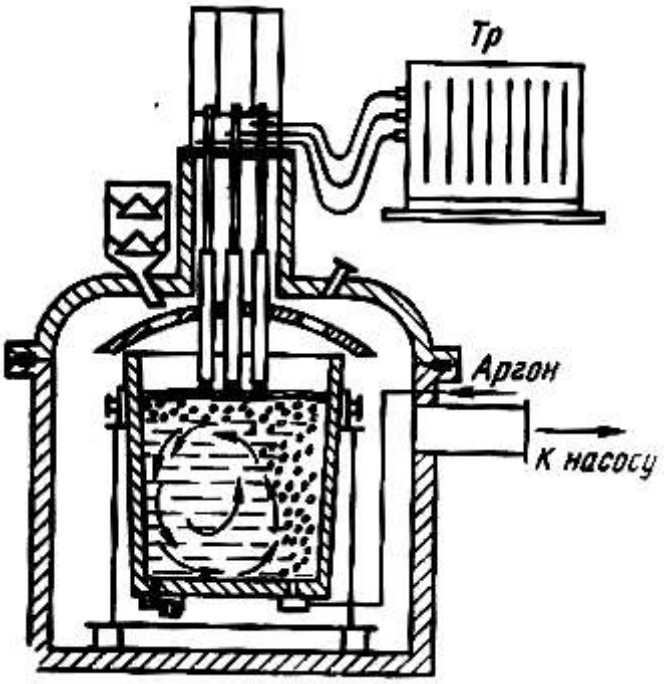
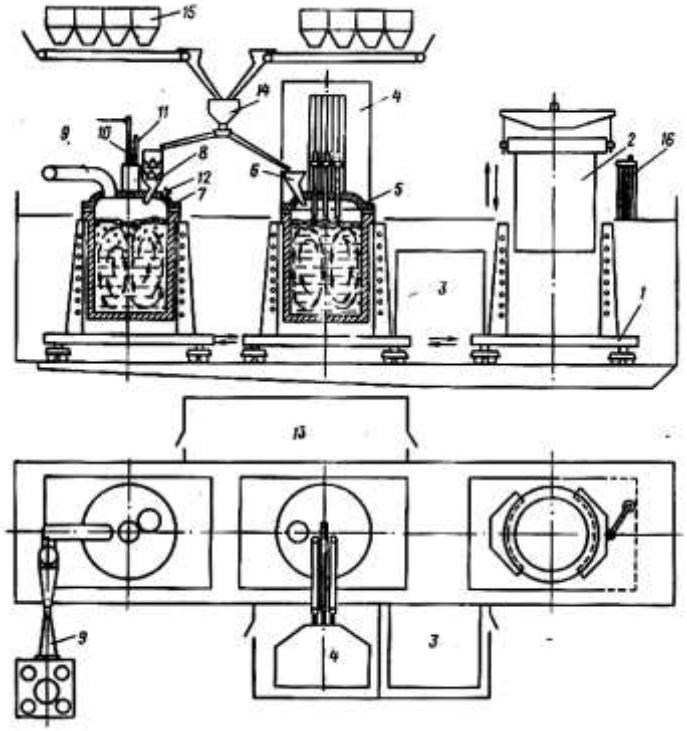


Рисунок 1.2 – Схема вакуумної обробки у ковші з електродуговим підігрівом

Верхній фланець ковша оснащений системою водяного охолодження, яка зменшує ризик деформацій і запобігає порушенню вакууму під час процесу дегазації металу. Додатково ківш обладнано спеціальними напрямними для точного розташування стопора перед початком розливання сталі. Робочий шар ківша зазвичай футерується високоглиноземною цеглою. У разі потреби десульфурації металу в зоні шлакового пояса використовуються магнезитохромітова або магнезито-доломітова цегла. Питома витрата вогнетривких матеріалів може досягати 8-9 кг на 1 тонну оброблюваної сталі. Потужність силового трансформатора, який застосовується для додаткового підігріву сталі, залежить від типу футерування ковша, кількості доданих феросплавів і варіюється в межах від 0,07 до 0,1 МВт на 1 тонну металу в ковші.



1 – сталевозний візок з індуктором ЕМП; 2 – сталерозливний ківш; 3 – генератор ЕМП; 4 – трансформатор стенду електродугового підігріву; 5 – кришка стенду електродугового підігріву; 6 – бункер для подачі феросплавів та лігатур; 7 – кришка стенду вакуумної обробки; 8-дозуючий бункер вакуумного стенду; 9 – вакуум-провід з пароежекторним насосом; 10 - фурма для продування металу; 11 – пробовідбірник; 12 – телевізійна камера; 13 – пульт керування; 14 – дозуючі ваги; 15 – бункера для феросплавів та лігатур; 16 – пристрій для встановлення стопорів

Рисунок 1.3 – Схема установки піч-ківш

Для футерування кришки ковша на нагрівальному стенді застосовують високоглиноземисту цеглу, яка краще витримує різкі температурні перепади порівняно з магнезитохромітовою цеглою. Середня стійкість футерування кришки, виконаного з матеріалу з вмістом 75 % Al_2O_3, становить приблизно 160 плавок. У конструкції кришки передбачено отвір для введення феросплавів.

1.6 Характеристика сталі 15ХСНД

Якісна низьколегована конструкційна сталь виготовляється відповідно до стандарту ГОСТ 19281-89.

Марки такої сталі, як 10ХНДП, 15ХНДП, 09Г2С, 10ХСНД та 15ХСНД, мають високий рівень атмосферної корозійної стійкості (АКС). Металоконструкції, виготовлені з цієї сталі, за період експлуатації понад 20-30 років втрачають товщину у 2-3 рази повільніше, ніж конструкції зі звичайної сталі.

Цей тип сталі широко застосовується для виробництва корпусів залізничних вагонів, вагонів метро й трамваїв, несучих конструкцій, деталей локомотивів, сільськогосподарської техніки, польових машин, а також інженерних споруд. Особливістю даних конструкцій є здатність працювати в умовах змінних динамічних навантажень, а також сезонних і добових коливань температури.

Крім покращених механічних характеристик, низьколеговані будівельні сталі вирізняються ще однією важливою властивістю – зниженням критичної температури переходу в крихкий стан. Такі сталі здатні ефективно працювати при температурах до –40 °С. Окремі марки, як-от 10ХСНД і 15ХСНД, що містять додаткові легуючі елементи, такі як нікель і мідь, можуть витримувати температури до –60 °С.

Таблиця 1.4 – Замінники та галузі призначення сталі 15ХСНД

Марка сталі	ГОСТ з хімічного складу	Замінник	Призначення та сфера застосування
Конструкційна вуглецева якісна			
15ХСНД	19281-89	16Г2АФ, 15ГФ, 14ХГС, 16ГС	Елементи зварних металоконструкцій та різні деталі: підвищена міцність, корозійна стійкість з обмеженням маси, Т: –40…450 °С

Таблиця 1.5 - Хімічний склад сталі 15ХСНД

Марка сталі	Масова частка елементів, %							
	Вуглець	Кремній	Марганець	Хром	Нікель	Мідь	Ванадій	Інші елементи
15ХСНД	0,12-0,18	0,4-0,7	0,4-0,7	0,6-0,9	0,3-0,6	0,2-0,4	-	-

Таблиця 1.6 - Фізико-хімічні властивості сталі 15ХСНД

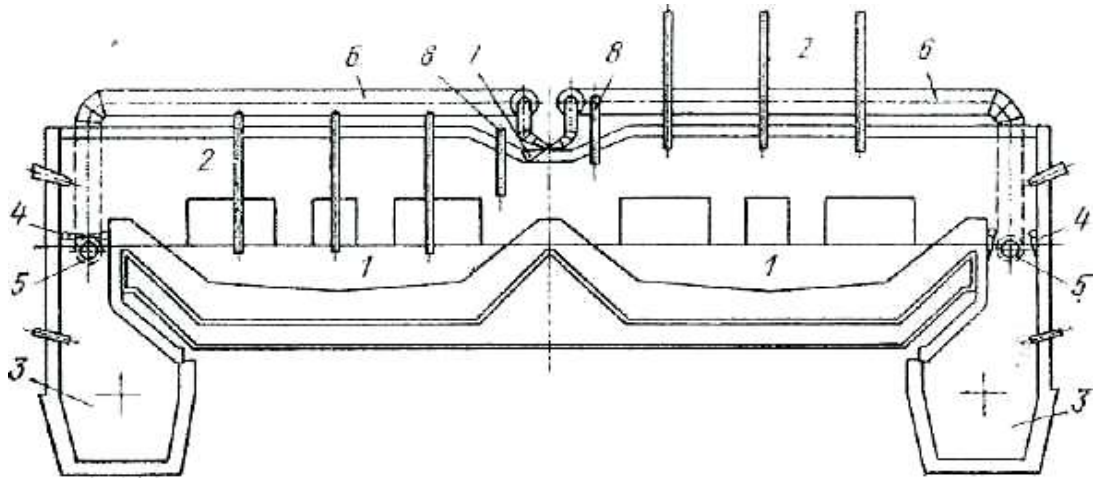
Щільність	7850 кг/м.куб.					
Призначення	Зварювальні конструкції, деталі ферм, інші деталі з підвищеними вимогами до міцності та корозійної стійкості з обмеженням маси, що працюють при темп. від -70 до +450 град					
Модуль пружності	E=200000 МПа					
Модуль зсуву	G=77000 МПа					
Зварюваність	зварюється без обмежень. Способи зварювання: РДС, АДС під флюсом та газовим захистом, ЕШС.					
KVmet	1.200					
Xmat	0.100					
Хімічний склад	Кремній:0.4-0.7,Марганець:0.4-0.7,Медь:0.2-0.4, Нікель:0.3-0.6, Сірка: 0.040, Вуглець: 0.12-0.18,Фосфор:0.035,Хром:0.6-0.9,Азот:0.0.0					
Схильність до відпускної спроможності	малосхильна					
Механічні характеристики						
Стан	Сігма-В, МПа	Сігма-Т, МПа	Ксі, %	Дельта, %	НВ	Дод.
	490	345	н/д	21	н/д	
Нормалізація, робота при 20 град	620	370	н/д	20	н/д	
Загартування 900 град (вода), відпустка 200 град	1450	1220	56	10	425	
Загартування 900 град (вода), відпустка 600 град	740	640	68	20	220	
	500			21		
	500	350		21		

Таблиця 1.7 - Механічні властивості сталі 15ХСНД

Марка сталі	Товщина прокату, мм	Механічні властивості					
		Тимчасовий опір розриву sв, МПа (кгс/мм2)	Межа плинності sт, МПа (кгс/мм2)	Відносне подовження δ5, %	Ударна в'язкість KCU, Дж/см2 (кгс×м/см2) при температурі		
					+20°С	-40°С	-70°С
		не менше					
15ХСНД	До 5	490 (50)	345 (35)	21	-	-	-
	Від 5 до 10	490 (50)	345 (35)	21	-	39 (4,0)	29 (3,0)
	» 10 » 20 увімкн.	490 (50)	345 (35)	21	-	29 (3,0)	29 (3,0)
	Св. 20 » 32 »	490 (50)	345 (35)	21	-	29 (3,0)	29 (3,0)

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Під час інтенсивної продувки мартенівської ванни виділяється значна кількість оксиду вуглецю (СО), який складно повністю допалити безпосередньо в робочій зоні печі. Частина незгорілого СО разом із великою кількістю пилу виноситься з робочого простору разом із димовими газами. Для більш ефективного використання оксиду вуглецю та часткового уловлювання пилу безпосередньо в робочій зоні була створена двованна сталеплавильна піч (рис. 2.1).



1 - ванни печі; 2 - фурми; 3 - шлаковики; 4 - водоохолоджуєма заслінка;
5 - амбразура для відбору повітря з вертикального каналу;
6 - футеровані повітропровід; 7 - амбразура в склепінні печі; 8 - ежектор

Рисунок 2.1 – Двованна піч 2х300 т

Робочий простір цієї печі розділений перегородкою на дві ванни. Вони мають спільне склепіння, завдяки чому продукти згоряння, що виникають у першій ванні, проходять через другу частину робочої зони.

2.1 Принцип роботи двованної печі

Піч функціонує таким чином: в одній ванні, що виконує роль гарячої, здійснюється плавлення металу і його доведення до потрібного стану з інтенсивною продувкою киснем. У той самий час у другій ванні, яка працює як холодна, виконується

завалка та прогрівання твердої шихти. Газоподібні продукти із гарячої ванни потрапляють до холодної частини печі, причому до 35% їх складу становить оксид вуглецю (CO). У холодній ванні оксид вуглецю догорає до діоксиду вуглецю (CO2), виділяючи тепло, яке сприяє нагріванню шихти. Дефіцит тепла компенсується шляхом подачі природного газу через пальники, встановлені у склепінні печі. Згорання природного газу доповнюється використанням додаткового кисню.

Після завершення обробки сталі в гарячій ванні і її випуску рідкий чавун заливають у холодну ванну, одразу розпочинаючи продувку киснем. Цей процес завершується за 5-7 хвилин до випуску готового металу. Як тільки з першої ванни випускається метал, робочий цикл плавки завершується і починається новий. У цей момент, за допомогою перекидних шиберів, змінюється напрямок руху газів: холодна ванна стає гарячою, а перша ванна переходить у стан завалки шихти. Цикл повторюється.

Робота двованної печі потребує врівноваження тривалості холодного та гарячого періодів, які відбуваються паралельно у різних ваннах. До холодного періоду належать етапи випуску металу, заправки, завалки шихти, її прогрівання та заливки чавуну. Гарячий період включає плавлення й доведення металу. Наприклад, для печі з місткістю кожної ванни 250 тонн повний цикл плавлення триває близько 4 годин, де кожен період займає по 2 години. Метал випускається кожні 2 години. Розкислення металу проводиться безпосередньо у ковші.

Кисень подається через дві-три кисневі фурми з витратою 20-25 м³/год на 1 тонну металу. Обидві частини печі обладнані кисневими фурмами у склепіннях і газокисневими пальниками. Пальники виконують функцію сушки й розігрівання печі після проведення ремонтів, а також забезпечують подачу додаткового палива.

Сучасні двованні печі працюють із використанням технічного кисню без застосування вентиляторного повітря, тому регенератори в них не передбачені. Холодна ванна частково виконує роль регенератора, накопичуючи тепло з газів, що виходять із гарячої частини печі при температурі близько 1700 °C. Вона також частково поглинає плавильний пил, виконуючи функцію шлаковиків. Разом із тим кількість пилу в продуктах згоряння залишається значною і становить приблизно 20-40 т/м³. Основну частину пилу — від 85 до 90% — складають оксиди заліза.

Димові гази, що виходять із робочої зони печі при температурі близько 1500 °С, через вертикальний канал спрямовуються в шлаковик. У ньому вони охолоджуються водяним охолодженням до 900–1000 °С, після чого подаються в боров. Там за рахунок підсосу холодного повітря їх температура додатково знижується до 700 °С.

2.2 Недоліки двованних печей

До основних недоліків існуючих конструкцій двованних плавильних печей можна віднести нижчий вихід придатної сталі, підвищений рівень витрати рідкого чавуну та значне виділення технологічних газів через завантажувальні вікна безпосередньо в приміщення цеху.

Газовий викид із робочого простору печі відбувається через відкриті завантажувальні вікна при піднятих заслінках, по периметру закритих заслінок, а також через стаціонарні жолоби для зливу чавуну. Практика експлуатації показала, що оптимальний з теплотехнічної точки зору тиск під зведенням печі для існуючих конструкцій становить 3-4 Па. У таких умовах нульова лінія тиску розташовується на рівні порога печі або трохи вище. Згідно з розрахунками, через одне відкрите завантажувальне вікно за годину може виділятися від 6 до 8 тисяч кубічних метрів газу з концентрацією пилу 20-40 г/м³. У певні періоди плавки кількість газів, що виходять назовні, може складати до 20% загального обсягу газу, що надходить у димовідвідний тракт.

На окремих печах, через недостатню пропускну здатність димовідвідного тракту, тиск під зведенням при інтенсивній продувці може досягати 5-6 Па, що лише збільшує обсяги газів, які потрапляють до приміщення цеху.

Це явище має ряд негативних наслідків: воно погіршує умови праці працівників цеху, ускладнює експлуатацію обладнання, призводить до забруднення повітря в приміщенні та навіть може зачіпати інші ділянки цеху, такі як розливний проліт. Частина пилу залишається в циркуляції над робочими поверхнями пічного прольоту. Крім того, газовий викид впливає на ефективність теплової роботи печі, оскільки не використовується весь обсяг оксиду вуглецю і фізичного тепла диму для підігріву металобрухту. Радикальний спосіб вирішення цієї проблеми полягає у

зниженні тиску під звеленням до рівня 20 Па замість існуючих 30-40 Па. У такому випадку нульова лінія тиску буде розташована нижче завантажувального отвору печі, розміщуючи його у зоні розрідження і тим самим попереджаючи викиди диму. Однак цей підхід має свої недоліки — виникає значне втягування холодного повітря до робочого простору печі. Джерелами такого повітря є підсоси крізь вертикальні канали, які не забезпечують належного відведення димових газів, а також через завісні амбразури, продувні фурми, отвори для термопари у задній стінці печі та завантажувальні вікна.

Розрахунки свідчать, що підсмоктування повітря спричиняє ситуацію, коли теплоти, що виділяється під час спалювання оксиду вуглецю, недостатньо для нагрівання димових газів до температури їх видалення з продувочної камери. У результаті виникає брак тепла, необхідного для компенсації втрат через кладку і охолоджувані елементи печі, а також для доведення димових газів до потрібної температури. Цей дефіцит тепла компенсується за рахунок теплоти, яка виділяється у рідкому металі.

Для 280-тонної двованної печі при надходженні підсмоктаного повітря об’ємом 20 000 м³/год потреба в тепловій компенсації зростає із збільшенням кількості такого підсмоктування. При цьому зменшується корисне використання теплоти від спалювання оксиду вуглецю для нагрівання ванни, а більше тепла відводиться на компенсацію теплових втрат із рідкої металевої ванни. Для визначення оптимального допалювання оксиду вуглецю та ефективного розподілу теплоти між продувною та нагрівною камерами проведено спільні розрахунки рівнянь газового, матеріального й теплового балансів обох камер. Ці розрахунки показали наступне:

1) У двованних сталеплавильних печах, за існуючих сумарних теплових втрат у двох ваннах і вмісті брухту понад 28% у шихті, продувна камера демонструє дефіцит тепла, еквівалентний 20-100% теплового ефекту спалювання оксиду вуглецю.

2) Обсяги повітря, яке фактично потрапляє до продувних камер сучасних печей, значно перевищують необхідний обсяг для спалювання розрахункової частини оксиду вуглецю, що ще більше посилює тепловий дефіцит.

3) Після обмеження підсмоктування повітря та раціонального підігріву брухту у двованній печі можна знизити питомі витрати чавуну з 780-750 до 680-700 кг/т придатної сталі (за умови вмісту брухту в шихті 38-40%).

Як було зазначено раніше, вагомим недоліком двованних печей є витікання газів через вікна печі. Для усунення цього недоліку необхідно впровадити ряд заходів, зокрема:

- забезпечення резерву тяги та постійна робота через газоочистку протягом усього строку експлуатації печі;

- створення конструкції димовивідного тракту, що мінімізує неорганізоване підсмоктування повітря;

- облаштування вертикальних каналів печі охолоджуваними поверхнями.

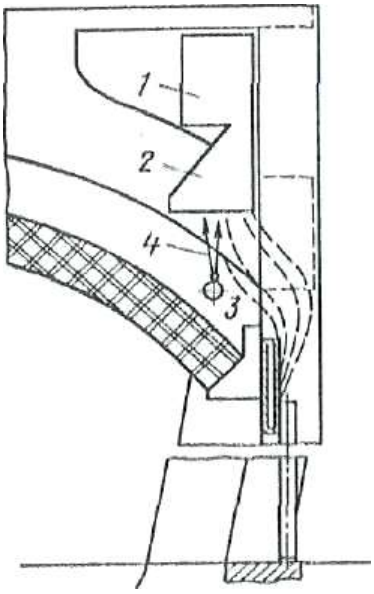
Для зменшення підсмоктування повітря через вертикальний канал доцільно встановлювати водоохолоджувані заслінки, які у закритому положенні перекривають понад 90% площі перетину каналу. Гідравлічні розрахунки димового тракту засвідчили, що установка таких заслінок дозволяє скоротити об’єми повітря, яке проникає крізь вертикальний канал у продувну камеру майже вдвічі.

Підсмоктування повітря в продувну камеру скорочується завдяки ежекції частини потоку (~10 000 м³/год) з вертикального каналу, яка перенаправляється до камери нагрівання шихти, минаючи продувну камеру. Повітря, нагріте до 700-500°С, відводиться через охолоджувану амбразуру у стінці вертикального каналу, яка з’єднана з амбразурою, розташованою у склепінні печі між футерованими повітропроводами камер. Ежектоване повітря надходить у камеру нагрівання шихти зі швидкістю близько 100 м/с, де використовується для спалювання палива або допалення оксиду вуглецю, який переміщається з продувної камери.

Для зменшення ефекту ежекції струменів повітря в конструкції віддуву передбачено спеціальні сопла, які подають потік спрямованого повітря назустріч руху основного потоку. Струмені з цих отворів утворюють повітряну завісу на вході в амбразуру, що скорочує обсяг підсмоктуваного повітря і знижує ефективність ежекції.

Скорочення кількості підсмоктуваного в продувну камеру повітря дозволяє зменшити загальний обсяг диму, який надходить в камеру нагрівання. Це створює

можливість обладнати піч пережимом між ваннами з установкою ежекторів з кожного боку. Такий підхід сприяє незалежному регулюванню тиску під склепінням печі в окремих камерах, що має вирішальне значення для підвищення ефективності теплової роботи печі. Крім того, це забезпечує оптимальні умови для повного допалювання горючих компонентів диму перед його потраплянням у камеру нагрівання.



1-колектор; 2-зонт; 3-колектор стисненого повітря; 4-повітряний струмінь

Рисунок 2.2 - Пристрій для відсмоктування димових газів,
які вибиваються з робочого простору печі

Серйозні труднощі виникають при ущільненні отвору завантажувальних вікон за відкритої заслінки. Якщо вікно знаходиться під розрідженням, то через нього може втягуватися від 30 000 до 40 000 м³ повітря на годину. Для забезпечення роботи печі за підвищеного тиску під склепінням передбачено обладнання, яке відсмоктує дим, що вириваєтся (рис. 2.2), спрямовуючи його в боров або у резервну систему газоочистки. Проте використання резервної газоочистки значно ускладнює та здорожчує будівництво печі.

2.3 Стан і досягнення в конструкціях і тепловій роботі двованних печей

Двованні печі є відносно високопродуктивним обладнанням, яке дозволяє досягати середньорічного виробництва сталі в обсязі понад 1100 тис. тонн на одну піч.

Тривалість однієї плавки може варіюватися від 4 годин 5 хвилин до 2 годин 50 хвилин. При цьому годинна продуктивність цих печей є дуже високою, досягаючи 120–200 тонн на годину.

Питома витрата умовного палива під час технологічного процесу у двованних печей значно нижча, ніж у найефективніших мартенівських печей, і знаходиться в межах від 11 до 20 кг на тонну продукції. Найменші показники витрати палива демонструють печі з максимальною інтенсивністю продувки киснем.

Однак двованні печі мають і певні недоліки. Одним із найсуттєвіших є підвищена питома витрата чавуну та металошихти порівняно з мартенівськими агрегатами (докладніше у таблиці 2.1).

Таблиця 2.1 - Порівняльні характеристика двованних і мартенівських печей

показники	мартенівські печі			двованні печі
	Без кисню	З помірної продувкою	З інтенсивною продувкою	
Питома продуктивність, т/(м^2 · год)	0,3 - 0,4	0,5	1,3	2,1
Питома витрата кисню, м^3 / т	0	58,0	70,0	75,0
Інтенсивність продувки ванни, м^3 / (т · год)	0	5 - 12	20 - 23	25 - 35
Питома витрата, кг/т:				
умовного палива	136	114	64	17 - 21
металошихти	1134	1134	-	1147
чавуну	578	588	744	747
Кількість брухту в шихті, %	49	48	36	34,5

Збільшення інтенсивності продувки киснем у ванні мартенівських печей помітно впливає на технологічні процеси та витрати сировини. Зокрема, це призводить до суттєвого зростання питомої витрати чавуну, яка може досягати 744 кг/т, а в двованних печах цей показник сягає 750 кг/т. При цьому зменшується частка брухту в складі шихти: у мартенівських печах із підвищеною інтенсивністю продувки вона зменшується до 36–37%, а в двованних печах – ще більше, до 33–35%. Це значення наближається до показників киснево-конвертерного процесу, де частка брухту у шихті становить лише 25–27%. Такі зміни є закономірними, адже скоро-

чення періодів плавлення і доведення через підвищення інтенсивності продувки супроводжується зменшенням тривалості завалювання та прогріву. Останнє є необхідною умовою для досягнення високої продуктивності печі.

Загальне скорочення тривалості плавильного циклу зменшує кількість тепла, яке надходить у ванну від палива, оскільки інтенсивність тепловіддачі від полум'я до ванни залишається майже незмінною при зміні інтенсивності продувки. Це зниження частково компенсується за рахунок збільшення хімічної енергії шихти, що робить процес більш подібним до автогенного киснево-конвертерного зі значно меншою потребою у паливі. Такий підхід підтверджується відчутним зниженням питомої витрати умовного палива із зростанням інтенсивності продувки. У двованних печах ці витрати зменшуються в середньому до 18–20 кг/т і можуть сягати навіть 10 кг/т для окремих випадків. Водночас для двованних печей виявити чіткий взаємозв'язок між питомою витратою чавуну та питомим споживанням умовного палива чи кисню за узагальненими даними поки не вдалося.

Головним фактором високої питомої витрати чавуну в двованних печах є недостатній нагрів брухту. На це впливають кілька аспектів: обмежений час завалювання та прогріву, використання теплоти низькотемпературних газів із продувочної камери, мала площа поду і значна товщина шару металобрухту у ванні, недостатня потужність пальників для підігріву брухту та великі обсяги підсосу холодного повітря (до 40 тисяч м³/год) через відкриті отвори під час завантаження.

Щодо стійкості склепінь двованних печей, вона варіюється в залежності від умов експлуатації і здається вдвічі вищою, якщо брати загальний показник для обох камер печі. Стійкість склепінь таких камер коливається від 213 до 537 плавок, тоді як у мартенівських печей місткістю 200–300 тонн цей показник становить 230–450 плавок.

З-поміж важливих недоліків двованних печей варто виокремити значні викиди отруйних запилених димових газів у робочий простір цеху, що негативно позначається на умовах праці. Протягом роботи печі опір димовивідного тракту поступово зростає (приблизно на 20% до завершення кампанії), що ще більше посилює викиди газів у цех. Через ці проблеми часто висловлюються критичні оцінки роботи двованних печей або навіть робляться висновки про їхню непридатність для ефективної експлуатації.

Однак, умови високої продуктивності двованних печей мають певні переваги над кисневими конвертерами: нижча питома витрата чавуну (з більшою долею брухту в шихті) і кисню (при незначній питомій витраті палива). Водночас необхідно реалізовувати заходи зі зменшення шкідливих викидів у атмосферу цеху.

Однією з головних причин надмірного виходу димових газів із робочого простору є їх надмірна кількість, що, зокрема, зумовлена підсосом повітря об'ємом більше 20 000 м³ у продувну камеру, переважно через з'єднання з димовідвідним каналом. Варто зазначити, що це повітря не просто підсмоктується, а нагнітається до камери через тягу, яку створює вертикальний канал. Зменшити об’єм підсосу повітря в продувну камеру через вертикальний канал можна шляхом встановлення спеціальних відсічних шиберів або заслінок у цьому каналі.

Істотне скорочення пило-газових викидів в атмосферу цеху у порівнянні з двованною піччю, разом із бажанням знизити витрати чавуну для плавлення та покращити якість металу, стали ключовими мотивами для розробки прямоточних двованних сталеплавильних агрегатів.

Таблиця 2.3 – Основні показники роботи ПДСА в умовах металургійного комбінату «Запоріжсталь» в порівнянні зі звичайним режимом

показники	Піч № 12		Піч № 1	
	прямоточний режим	Звичайний режим	прямоточний режим	Звичайний режим
Тривалість плавки, год.-хв	4-23	4-14	4-13	3-59
Маса плавки, т	237,5	238,5	238,5	237,5
Питома витрата кисню, $м^3$ / т	89,2	82,7	81,1	75,8
В тому числі				
в факел	35,4	27,3	26,6	16,1
у ванну	53,8	55,4	26,6	16,1
Питома витрата палива, кг у.п / т	31,4	21,9	27,7	19,2
Питома витрата чавуну, кг/т	745,1	781,5	770,6	781,5
Стійкість головного склепіння, плавок	342	442	416	386

При переведенні двованних печей на прямоточний режим необхідно оптимізувати тепловий та кисневий режими, зберігаючи поточний рівень продуктивності агрегатів. Основним завданням є не лише компенсувати втрату

тепла в холодній ванні під час періодів завалювання та прогріву, яке раніше частково забезпечувалося за рахунок димових газів гарячої ванни, але й підвищити надходження тепла з метою зменшення витрати чавуну. Досягти цього можливо через збільшення інтенсивності продувки киснем, а також підвищення теплового навантаження шляхом спалювання природного газу за допомогою газокисневих пальників.

Щодо якості металу, виробленого в печах прямоточного дугового способу (ПДСА), вважається, що її рівень має бути не нижчим за якість металу, виплавленого у традиційних двованних агрегатах, оскільки змін у технології плавлення фактично не відбулося. Більше того, поліпшення теплового балансу процесу у порівнянні з двованними агрегатами дозволило знизити середній вміст оксидів заліза в кінцевих шлаках з 35% до 25%, що свідчить про зменшення ризику переокиснення металу в ПДСА.

З огляду на наведене вище можна зробити висновок, що основними недоліками двованних печей, незалежно від того, працюють вони у прямоточному чи у звичайному режимі, залишаються: 1) підвищена витрата чавуну (приблизно на 150 кг/т більше, ніж у мартенівському процесі); 2) значний угар заліза, що знижує вихід рідкого металу.

2.4 Розрахунок двованної сталеплавильної печі

Шихта складається з 65% рідкого чавуну, 35% скрапу, близько 2% руди та невеликої кількості вапна. Виробничий досвід показує, що на даному етапі освоєння технології плавлення у цих печах оптимально формувати шихту таким чином, щоб мінімізувати використання сипких компонентів у завалці та уникати їх застосування при доведенні.

На печі діє наступна схема роботи: під час завантаження холодних матеріалів у «холодну» камеру паралельно в іншій «гарячій» камері здійснюється продувка ванни киснем. Гази з «гарячої» камери скеровуються до «холодної» камери й складаються переважно з оксиду вуглецю, який тут допалюється до CO_2. Внаслідок виділення тепла у «холодній» камері прогріваються завантажені матеріали, що

дозволяє ефективно використовувати тепло диму, яке регенерується. Завантажені матеріали фактично виконують функцію регенераторів мартенівської печі. Недостатнє тепло у камері компенсується подачею природного газу через пальники.

Продувка ванни технічним киснем у «гарячій» камері зазвичай розпочинається одразу після заливання чавуну у ванну. Як тільки плавку випускають із «гарячої» камери, цикл закінчується і стартує новий зі зміною напрямку газових потоків. Колишня «гаряча» камера переходить на роль «холодної». У ній на схилах завантажують обпалений доломіт, після чого здійснюють швидке внесення руди, вапна та металевих компонентів шихти. Паралельно у сусідній «гарячій» камері триває процес продувки ванни киснем, що завершується приблизно за 6 хвилин до випуску плавки.

Технологічний графік роботи двокамерної печі базується на принципі рівності тривалості «холодного» (випуск, заправка, завантаження матеріалів, прогрів та заливання чавуну) і «гарячого» (плавка та доведення) періодів. Обидва ці процеси мають проходити одночасно у суміжних камерах.

Для проведення розрахунків при завантаженні кожної камери матеріалом у 250 тонн передбачається загальна тривалість плавки 4 години із наступним розподілом часу за періодами, год:

- Випуск і заправка: 0,4
- Завалка та прогрів: 1,3
- Заливка чавуну та плавлення: 1,3
- Доведення: 1,0.

Згідно з прийнятим графіком роботи, плавки масою приблизно 250 тонн випускаються з печі кожні 2 години. Процес розкислення сталі відбувається у ковші.

Первинний шлак видаляється у кількості 5,5–6,5% від загальної маси металевої садки.

Розрахунок проводиться за наступною схемою:

1. Визначення складу шихти для окремих періодів:

а) від моменту завалки до завершення процесу розплавлення;

б) від розплавлення до етапу розкислення сталі.

2. Обчислення теплового балансу в робочому просторі камери.

3. Розрахунок теплових навантажень і необхідного споживання природного газу для кожного періоду плавки.

4. Визначення об’ємів газоподібних продуктів згоряння, що утворюються під час пікового теплового навантаження.

2.4.1 Розрахунок шихти на 100 кг металевої садки

Склад чавуну, скрапу, металу з розплавлення та перед розкисленням представлено в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 - Склад чавуну, скрапу, металу, %

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун (55%)	4,0	0,80	0,30	0,16	0,04
Скрап (45%)	0,1	-	0,40	0,04	0,04
Склад сталі:					
По розплавленню	1,5	-	0,05	0,015	0,025
Перед розкисленням.	0,08	-	0,05	0,012	0,022

І період плавки:

Визначення середнього складу шихти:

Чад домішок, %:

C 2,245 - 1,500 = 0,745

Si 0,440 = 0,440

Mn 0,345 - 0,050 = 0,295

P 0,106 - 0,015 = 0,091

S 0,040 - 0,025 = 0,015 у тому числі окислюється до SO_2 0,004 кг, переходить у шлак 0,011 кг

Угар заліза 0,500

Угар домішок 2,086 кг

Таблиця 2.5 - Середньозважений хімічний склад шихти, кг

Джерела	C	Si	Mn	P	S
Чавун	2,200	0,440	0,165	0,088	0,022
Скрап	0,045	-	0,180	0,018	0,018
Середній склад	2,245	0,440	0,345	0,106	0,040

Прийнято, що чад заліза у дим у вигляді Fe_2O_3 є 1,1%. Розподіляється цей чад: у I періоді 0,5 кг, а у II періоді 0,6 кг

Витрата кисню і кількість окислів, що виходять, обчислено в табл. 3.3. З урахуванням кисню, що виділився, при переході 0,011 кг сірки у шлак витрата кисню буде: 1,917 – 0,005 = 1,911 кг.

Таблиця 2.6 - Витрата кисню та кількість оксидів

Елементи	Витрата кисню, кг	Маса оксиду, кг
C	0,745·16/12 = 0,993	CO 0,745 + 0,993 = 1,738
Si	0,440·32/28 = 0,503	SiO_2 0,440 + 0,503 = 0,943
Mn	0,295·16/55 = 0,086	MnO 0,295 + 0,086 = 0,381
P	0,091·80/62 = 0,117	P_2O_5 0,091 + 0,117 = 0,208
Fe	0,500·48/112 = 0,214	Fe_2O_3 0,500 + 0,214 = 0,714
S	0,004·32/32 = 0,004	SO_2 0,004 + 0,004 = 0,008
	1,917	

Беремо наступний знос футерування, кг:

Матеріали	I період	II період	За плавку
Доломіт обпалений	1,0	0,6	1,6
Хромомагнезит	0,1	0,1	0,2

Скоро після заливання чавуну скачується орієнтовно 55-65% шлаку. Для цього розрахунку братиметься 6 кг.

Таблиця 2.7 - Розрахунковий склад первинного шлаку

	%	Кг
SiO_2	20,00	1,2000
CaO	27,00	1,6200
MgO	7,00	0,4200
MnO	3,50	0,2100
Al_2O_3	3,50	0,2100
P_2O_5	3,50	0,2100
S	0,22	0,0132
FeO	28,78	1,7268
Fe_2O_3	6,50	0,3900
	100,00	6,0000

Беремо забрудненість скрапу 2%. Забруднення типу глини є: 50% SiO_2; 28% Al_2O_3; 22% H_2O.

Забрудненнями вноситься, кг:

SiO_2 $35 \cdot 0,02 \cdot 0,50 = 0,350$

$A1_2O_3$ $35 \cdot 0,02 \cdot 0,28 = 0,196$

H_2O $35 \cdot 0,02 \cdot 0,22 = 0,154$

Братиметься, що окисленість скрапу (у вигляді Fe_3O_4) являє 1% від його маси, тобто 0,35 кг. Разом із чавуном із міксера попадає невелика кількість шлаку. Для цього розрахунку братиметься 0,4 кг шлаку наступного складу: 45% CaO; 38% SiO_2; 10%; Al_2O_3; 7% MgO.

Втрачається вапна зі шлаком, що збігає, 1,62 / 0,85 = 1,9058 кг, де 0,85 - вміст CaO в 1 кг вапна. Витрата залізняку прийнята 2 кг.

Складаємо формулу кількості шлаку шляхом підсумовування всіх компонентів шлаку. Склад неметалевих матеріалів наведено.

Витрату вапна беремо у кг, тоді загальна витрата вапна з урахуванням втрат зі шлаком, що збігає, рівняється 1,9058 + у кг.

Кількість SiO_2, що вноситься матеріалами, кг:

Неметалічна шихта	0,943
Доломіт	$1,00 \cdot 0,02 = 0,020$
Хромомагнезит	$0,10 \cdot 0,06 = 0,0060$
Забруднення скрапу	0,3500
Залізна руда	$2,00 \cdot 0,04 = 0,0800$
Шлак чавуну	$0,40 \cdot 0,38 = 0,1520$
Вапно	$(1,9058 + y)\ 0,035 = 0,0667 + 0,035y$
	$1,6177 + 0,035y$

Надійде $A1_2O_3$ з матеріалів, кг:

Доломіт	$1,00 \cdot 0,02 = 0,0200$
Хромомагнезит	$0,10 \cdot 0,04 = 0,0040$
Забруднення скрапу	0,1960
Залізна руда	$2,00 \cdot 0,02 = 0,0400$

Шлак чавуну	0,40·0,10 = 0,0400
Вапно	(1,9058 + у) · 0,005 = 0,0095 + 0,005у
	0,3095 + 0,005у
Надійде MnO з матеріалів, кг:	
Металева шихта	0,381
Залізна руда	2,00·0,003 = 0,0060
	0,387
Надійде MgO з матеріалів, кг:	
Доломіт	1,00·0,360 = 0,3600
Хромомагнезит	0,10 · 0,660 = 0,0660
Залізна руда	2,00 · 0,004 = 0,0080
Шлак чавуну	0,40 · 0,070 = 0,0280
Вапно	(1,9058 + у) 0,035 = 0,0667 +0,035у
	0,5287 + 0,035у
Вступить CaO з матеріалів, кг:	
Доломіт	1,00·0,550 = 0,5500
Хромомагнезит	0,10 · 0,020 = 0,0020
Залізна руда	2,00·0,008 = 0,0160
Шлак чавуну	0,40·0,450 = 0,1800
Вапно	(1,9058 + у) 0,85 = 1,6199 + 0,850у
	2,3679 + 0,850 у
Надійде P_2O_5 з матеріалів, кг:	
Металева шихта	0,2080
Залізна руда	2,00·0,001 = 0,0020
Вапно	(1,9058 + у) 0,001 = 0,0019 + 0,001у
	0,2119 + 0,001у
Надійде сірки з матеріалів, кг:	
Металева шихта	0,0110
Залізна руда	2,00·0,0002 = 0,0004
Вапно	(1,9058 + у) 0,0013 = 0,0025 + 0,0013у

0,0139+0,0013y

Надійде Cr_2O_3 з хромомагнезиту 0,10 · 0,12 = 0,0120 кг,

Вміст FeO і Fe_2O_3, за експериментальними даними, прийнято відповідно 16 і 6%, що являє 0,16L та 0,06L.

З урахуванням завантаження шлаку формула кількості шлаку по розплавленню вийде:

SiO_2	l,6177 + 0,035y - 1,2000 = 0,4177 + 0,035y
Al_2O	0,3095 + 0,005y - 0,2100 = 0,0995 + 0,005y
MnO	0,387 - 0,2100 = 0,1770
MgO	0,5287 + 0,035y - 0,4200 = 0,1087 + 0,035y
CaO	2,3679 + 0,850y - 1,6200 = 0,7479 + 0,850y
P_2O_5	0,2119 + 0,001y - 0,2100 = 0,0019 + 0,001y
S	0,0139 + 0,0013y - 0,0132 = 0,0007 + 0,0013y
Cr_2O_3	0,0120
FeO	0.16L
Fe_2O_3	0,06L

L = 1,5654 + 0,9273 y + 0,22 L

$$L = \frac{1,5654+0,9273y}{0,78}$$(I рівняння).

II рівняння складають за бажаною основністю шлаку, яку для короткого періоду прийняли 2,5:

$$\frac{0,4779 + 0,850y}{0,4177 + 0,035y} = 2,5$$

Звідки y = 0,389 кг.

Загальна витрата вапна рівняється

1,9058+0,3890=2,2944 кг.

Кількість шлаку рівняється

$$\frac{1,5654+0,9273\times0,389}{0,78} = 2,4693\text{кг}.$$

Загальна кількість шлаку рівняється

6,0 + 2,4694 = 8,4694 кг.

У таблиці 2.8 обчислений склад шлаку з розплавлення.

Таблиця 2.8 – Кількість та склад шлаку з розплавлення

складники	**Значення**	**кг**	**%**
SiO_2	0,4177+0,035·0,389	0,4313	17,4658
$A1_2O_3$	0,0995+0,005·0,389	0,1014	4,1063
MnO	0,1770	0,1770	7,1677
MgO	0,1087+0,035·0,389	0,1223	4,9526
CaO	0,7479+0,850·0,389	1,0786	43,6786
P_2O_5	0,0019+0,001·0,389	0,0023	0,0931
S	0,0007+0,0013·0,389	0,0012	0,0486
Cr_2O_3	0,0120	0,0120	0,4859
FeO	0,16·2,4694	0,3951	15,9998
Fe_2O_3	0,06·2,4694	0,1482	6,0015
	L = 2,4694		100,00

Баланс заліза І періоду наведено у табл. 2.9.

Таблиця 2.9 - Баланс заліза І періоду плавки

Джерела	З Fe_2O_3, кг	З FeO, кг
Залізна руда Доломіт Хромомагнезит Вапно Окалина скрапа	2,000·0,7700·0,7 = 1,0780 1,000·0,0030·0,7 = 0,0021 0,100 · 0,1000 · 0,7 = 0,0070 2,2944·0,0035·0,7 = 0,0056 0,241·0,7 = 0,1687	2,000 · 0,14 · 0,78 = 0,2184 0,109·0,78 = 0,0856
Разом Іде зі шлаком Переходить у шлак	1,2614 0,39 · 0,7 = 0,2730 0,1482·0,7 = 0,1037	0,3040 1,7268·0,78 = 1,3469 0,3951·0,78 = 0,3082
Разом Переходить у сталь	0,3767 1,2614 - 0,3767 = 0,8847	1,6550 0,3040 - 1,6550 = - 0,3511

Окислиться заліза

1,3511-0,8847 = 0,4664 кг

Баланс кисню

Виділиться кисню при відновленні заліза з Fe_2O_3

0,8847·48/112 = 0,3792 кг.

Витрачається кисню при окисленні заліза до FeO

1,3511·16/56 = 0,3860 кг.

В наслідку буде необхідно кисню

0,3860-0,3792 = 0,0068 кг.

Усього пригодиться кисню

$$1,9110 + 0,0068 = 1,9178 \text{ кг},$$

При складі технічного кисню 94% O_2 і 6% азоту в першому періоді, коли ванна ще відносно мало і нерівномірно прогріта, дифузійні процеси і транспортування частинок вуглецю в зону реакції непоспішні, тому братиметься коефіцієнт засвоєння кисню, що подається у ванну, 0,9. Витрата кисню набуде

$$\frac{1,9178 \times 22,4}{0,94 \times 0,9 \times 32} = 1,5868 \text{м}^3$$

На 1 т металевої шихти пригодиться технічного кисню 20,75 $м^3$/т.

Витрата чистого кисню

$$1,9178\ 22,4/32 = 1,3425\ м^3.$$

Витрата чистого кисню з урахуванням засвоєння рівняється

$$1,3425/0,9 = 1,4917 \text{ кг}.$$

Кількість незасвоєного кисню

$$1,4917\text{-}1,3425 = 0,1492\ м^3 \text{ чи } 0,2131 \text{ кг}.$$

Кількість азоту рівняється

$$1,5868\text{-}1,4917 = 0,0951\ м^3 \text{ чи } 0,1189 \text{ кг}.$$

Вага технічного кисню, що подається, рівняється

$$1,9178+0,2131+0,1189=2,2498 \text{ кг}.$$

Вихід металу з урахуванням заплутування корольків у шлаку та викидів у кількості 2,0% від металевої шихти дорівнює

$$100\text{-}2,086\text{-}0,4664\text{-}0,7\text{-}0,35\text{-}0,4\text{-}2,0 = 93,9976 \text{ кг},$$

де 2,086-чад домішок;

0,4664-кількість заліза, що окислюється для отримання оксидів заліза в шлаку;

0,7-забруднення скрапа;

0,35-окалина скрапа;

0,40-шлак чавуну;

2,00-заплуталося у шлаку.

Таблиця 2.10 - Матеріальний баланс I періоду плавки

Надійшло	кг	Отримано	кг
Металевої шихти	100,0000	Металу	93,9976
Вапна	2,2944	Втрати металу	2,0000
Залізної руди	2,0000	Шлаку	8,4694
Доломіту	1,0000	CO	1,7380
Хромомагнезиту	0,1000	CO_2	0,2070
Технічного кисню	2,2498	H_2O	0,2036
Сума	107,6442	Азот	0,1189
		Незасвоєного кисню	0,2131
		SO_2	0,0080
Нев'язка	0,025	Fe_2O_3 в дим	0,7140
107,9665			107,9665

Таблиця 2.11 – Виділилося газів із матеріалів, кг

Матеріали	CO_2	H_2O
Забруднення скрапу	-	0,1540
Залізна руда	-	0,0276
Вапно	0,182	-
Доломіт	0,025	0,0220
	0,207	0,2036

II період плавки

Тривалість доведення 1 год, тривалість продування 0,9 год.

Протягом доведення вигоряє 1,5-0,1 = 1,4 кг вуглецю. При продуванні ванни 10% сірки, що міститься в металі, окислиться до SO_2, тобто 0,0025 кг сірки.

Братиметься, що фосфор залишається в металевій ванні перед розкисленням 0,012%. Таким чином, всього окислюється домішок і витрачається кисню в період доведення, кг:

$C \rightarrow CO$	1,4000·16/12 = 1,8650	CO – 3,2650
$P \rightarrow P_2O_5$	0,0030·80/62 = 0,0039	P_2O_5 – 0,0069
$S \rightarrow SO_2$	0,0025·32/32 = 0,0025	SO_2 – 0,0050
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$	0,6000·48/112 = 0,2570	Fe_2O_3 – 0,8570

Угар домішок - 2,0055; витрата O_2 - 2,1284

Перевіряється основність шлаку після збігання з ванни частини кислішого шлаку і в разі необхідності визначається потрібна добавка вапна.

Кількість SiO_2, що вноситься матеріалами, кг:

Шлак І періоду Доломіт Хромомагнезит	0,4313 0,6 · 0,02 = 0,0120 0,1 · 0,06 = 0,0060
	0,4493

Кількість CaO, що вноситься матеріалами, кг:

Шлак І періоду Доломіт Хромомагнезит	1,0786 0,6·0,55 = 0,3300 0,1·0,02 = 0,0020
	1,4106

Основність шлаку вийде

$$1,4106/0,4493 = 3,1.$$

Таке підвищення основності правомірне, оскільки під час відходу з ванни шлаків, що збігають, з ними виноситься багато кислотних оксидів. Основність шлаку вийшла гарною і доведення буде проводитися без присадок вапна. Кількість оксидів, що переходять у шлак, представлено у табл. 2.12.

Таблиця 2.12 - Кількість оксидів, що переходять у шлак:

Джерела	Шлак І періоду	Доломіт	Хромо-магнезит	Σ	З металевої шихти	кг
SiO_2	0,4313	0,0120	0,0060	0,4493		0,4493
$A1_2O_3$	0,1014	0,0120	0,0040	0,1174		0,1174
MnO	0,1770	-	-	0,1770		0,1770
MgO	0,1223	0,2160	0,0660	0,4043		0,4043
CaO	1,0786	0,3300	0,0020	1,4106		1,4106
P_2O_5	0,0023	-	-	0,0023	0,0069	0,0092
S	0,0012	-	-	0,00120		0,0012
Cr_2O_3	0,0120	-	0,0120	0,0240		0,0240
FeO	0,3951	-	-	0,3951		0,3951
Fe_2O_3	0,1482	0,0018	0,0100	0,1600		0,1600
Σ	2,4694	0,5718	0,1000	3,1412	0,0069	3,1481

Беремо вміст FeO у кінцевому шлаку 15%, Fe_2O_3 – 5%. Маса шлаку без оксидів заліза 2,5930 кг, що відповідає 80%, тоді маса шлаку рівняється

$$L= 2,5930100 / 80 = 3,2300 \text{ кг},$$

у тому числі оксидів заліза

$$3,2300 - 2,5930 = 0,6370 \text{ кг}.$$

З них

FeO $0,6370 \cdot 15/20 = 0,4780$ кг

Fe_2O_3 0,6370 - 0,4780 = 0,1590кг

Повинно вийти оксидів заліза за рахунок окислення заліза до FeO

0,4780 - 0,3951 = 0,0829 кг.

Повинно відновитись заліза з Fe_2O_3

0,1600 - 0,1590 = 0,0010 кг,

де 0,3951 - кількість FeO, що надходить з матеріалів;

0,1600 - те ж, Fe_2O_3 (див. табл. 2.7),

Необхідно кисню на окислення заліза до FeO

0,082916/72 = 0,0184 кг.

Виділиться кисню при відновленні заліза з Fe_2O_3

0,001048/160 = 0,0003 кг.

Усього згодиться кисню 0,0184 – 0,0003 = 0,0181 кг.

Окислюється заліза

(0,0829 - 0,0184) + (0,0010 - 0,0003) = 0,0652 кг.

Таблиця 2.13 - Кількість та склад шлаку II періоду наступні:

	кг	%		кг	%
SiO_2	0,4493	13,91;	P_2O_5	0,0092	0,28
Al_2O_3	0,1174	3,63;	S	0,0012	0,037
MnO	0,1770	5,48;	Cr_2O_3	0,0240	0,740
MgO	0,4043	12,52;	FeO	0,4780	14,800
CaO	1,4106	43,67;	Fe_2O_3	0,1590	4,920
Маса шлаку дорівнює 3,2300 кг.					

Вихід сталі до розкислення з урахуванням заплутування корольків у шлаку та викидів у II періоді 1,5% набуде

93,9976 - 2,0055 - 0,0652 - 1,5 + 0,05 = 90,4769 кг.

Тут вміст розчиненого кисню у сталі встановлено за формулою Г. Н. Ойкса:

[% C][% O] = 0,0035 + 0,006[% C], звідки

$$[\%O] = \frac{0,0035+0,006\times0,08}{0,08} = 0,050кг.$$

Необхідно чистого кисню

2,1284+0,0181+0,05=2,1965 кг.

Необхідно технічного кисню

$$\frac{2,1965\times22,4}{0,94\times0,95\times32} = 1,7218м^3,$$

де 0,95 - коефіцієнт засвоєння кисню у II періоді.

На тонну металевої шихти витрачається 17,22 $м^3$ технічного кисню.

Витрата чистого кисню рівняється

$$2,196522,4/32 = 1,5376 м^3,$$

а з урахуванням засвоєння витрата його буде

$$1,5376/0,95 = 1,6184 м^3$$

Кількість незасвоєного кисню

$$1,6184 - 1,5376 = 0,081 м^3 або 0,116 кг.$$

Кількість азоту

$$1,7218 - 1,6184 = 0,1034 м^3, або 01293 кг,$$

Маса технічного кисню дорівнює

$$2,1965+0,1160+0,1293=2,4418 кг.$$

Загальна витрата технічного кисню на 100 кг металевої шихти за обидва періоди дорівнює $1,722 + 1,5868 = 3,31 м^3$, або 33,1 $м^3/т$. На одну тонну сталі витрата технічного кисню становитиме

$$33,10/0,90477 = 36,571 м^3$$

Таблиця 2.14 - Матеріальний баланс II періоду плавки

Надійшло	**кг**	**Отримано**	**кг**
Металу I періоду	93,9976	Сталі	90,4769
		Корольків	1,5000
Шлаку I періоду	2,4694	Шлаку	3,2300
Доломіту	0,6000	CO_2	0,0158
Хромомагнезиту	0,1000	CO	3,2650
		SO_2	0,0050
Технічного кисню	2,4418	Fe_2O_3 у дим	0,8570
		Незасвоєного кисню	0,1160
		Азот	0,1293
		H_2O	0,0132
			99,6082
		Нев'язка	0,0006
	99,6088		99,6088

Таблиця 2.15 - Матеріальний баланс плавки до розкислення

Надійшло	**кг**	**Отримано**	**кг**
		Сталі	90,4769
		Корольків та викидів	3,5000
Металевої шихти	100,000	Шлаку	9,23000
Вапна	2,2944	CO	5,0030
Залізної руди	2,000	CO_2	0,2228
Доломіту	1,6000	O_2	0,0130
Хромомагнезиту	0,2000	Незасвоєного кисню	0,3291
Технічного кисню	4,6916	Азот	0,2482
		H_2O	0,2168
		Fe_2O_3 у дим	1,5710
	110,786		110,8108
		Нев'язка	-0,025

Розкислення сталі виробляється у ковші.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Технологія виплавки сталі 15ХСНД із застосуванням агрегату комплексної обробки сталі

Сучасні технології виробництва сталі розвиваються в напрямку використання основного агрегату здебільшого для розплавлення шихти та окислення елементів, таких як вуглець, кремній і марганець. Усі інші металургійні операції, включно з розкисленням, дегазацією, легуванням, десульфурацією, а також коригуванням хімічного складу й температури, виконуються в агрегатах комплексної обробки сталі (АКОС), спеціально обладнаних для цих цілей.

Під час застосування печі-ковша для рафінування досягаються такі переваги:

- скорочення тривалості плавки, що забезпечує ефективніше використання пічного трансформатора, знижує витрати електродів і вогнетривів футерівки, зменшує споживання електроенергії й підвищує продуктивність виробництва;

- зниження температури випуску металу, що зменшує ризик його насичення газами;

- забезпечення стабільності виробничого процесу.

Піч-ківш належить до спеціалізованих установок для виконання таких процесів, як легування, розкислення, десульфурація й підігрів металу за допомогою електричних дугових нагрівачів. Перемішування металу в сталерозливному ковші здійснюється за допомогою аргону, який подається через донний продувний блок. Такі установки також виконують функцію своєрідних резервуарів для рідкої сталі, забезпечуючи тривале збереження заданої температури до моменту її розливу.

Технологічна схема обробки металу наведена на рисунку 3.1. У її межах передбачено виплавку металу у двованній печі, випуск його у сталерозливний ківш, переміщення ковша на установку для обробки аргоном і, після цього, подачу ковша на агрегат комплексної обробки сталі для завершальної обробки інертним газом.

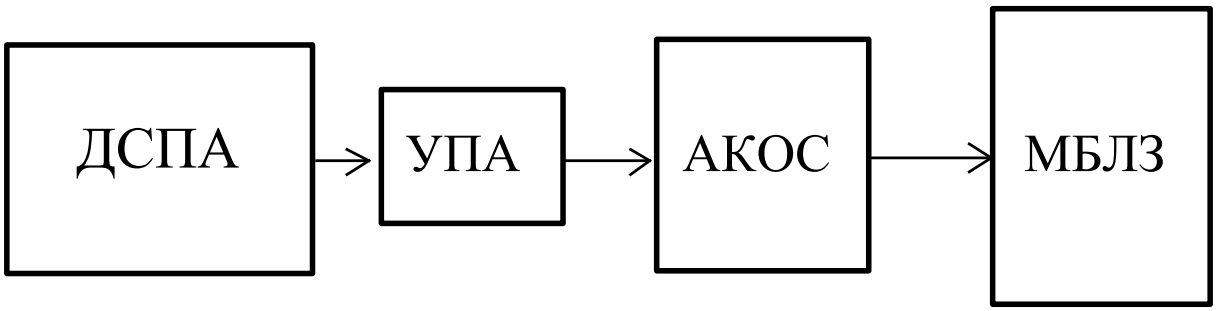


Рисунок 3.1 – Схема отримання металу

Обробка металу на агрегаті ковшової обробки сталі (АКОС) включає продування аргоном, корекцію хімічного складу, розкиснення та модифікування сплаву за допомогою силікокальцію. Після цього метал розігрівають до необхідної температури для розливу, після чого він передається на машину безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

Питома номінальна потужність трансформаторів для печей-ковшів з місткістю від 25 до 250 тонн становить 180–100 кВА/т при вторинній напрузі 150–300 В. Швидкість підвищення температури рідкої сталі під час нагрівання становить 3–6 К/хв. Однак подальше збільшення питомої потужності обмежується стійкістю ковшів. Швидкість подачі аргону через одну або дві пробки у днищі ковша складає від 2 до 5 л/(хв·т). Висота вільного борту ковша повинна бути не меншою за 0,6–1,0 м. Футерівка ковшів має основний склад, переважно доломітовий, із загальною стійкістю на рівні 40–50 плавок. Для робочого шару футерування застосовують високоглиноземну цеглу, а у зоні шлакового поясу— периклазохромітову. При цьому стійкість шлакового поясу зазвичай становить близько 20–25 плавок.

Тривалість обробки однієї плавки не повинна бути меншою за 20 хвилин і водночас не має перевищувати мінімальну тривалість циклу плавок дугової сталеплавильної агрегату (ДСПА), що працює в парі з піччю-ковшем. Питома витрата електроенергії під час цього процесу коливається у межах від 30 до 45 кВт·год.

3.2 Позапічне оброблення сталі на установці піч - ківш

3.2.1 Завдання, які вирішуються на УПК

Метою обробки є забезпечення високої якості сталі, що досягається за рахунок вирівнювання хімічного складу та температури сталі в межах ковша, доведення параметрів до заданих вузьких допусків, зменшення вмісту кисню, сірки та неметалевих включень у металі, а також підготовки сталі у відповідності до замовлень. На установці доведення плавки в ковші виконуються наступні технологічні операції:

- Вирівнювання хімічного складу та температури сталі.
- Коригування вмісту кремнію та марганцю шляхом додавання кускового матеріалу.
- Мікролегування сталі титаном і ванадієм за допомогою феросплавів у кусковій формі.
- Регулювання вмісту вуглецю шляхом введення порошкоподібного вуглецю в струмені аргону.
- Коригування вмісту алюмінію у сталі за допомогою алюмінієвого дроту або гранул.
- Глибоке рафінування металу за допомогою порошкоподібної суміші вапна і плавикового шпату в потоках аргону.
- Оптимізація окисленості напівспокійної сталі.
- Модифікація хімічного складу сталі шляхом введення кальцію.
- Контрольоване охолодження сталі з використанням аргону та слябів.

Ці операції спрямовані на забезпечення стабільності процесу виробництва, покращення характеристик стали та відповідності продукції найвищим стандартам якості.

3.2.2 Основні вузли установки

Основні вузли установки пекти – ківш виконують такі функції:

- Підйомно-поворотні механізми для занурюваної форми.

- Система аргонопроводів, вимірювальних і регулювальних пристроїв, а також пульти управління процесами.

- Бункери для феросплавів із пристроями для їх точного дозування.

- Пневмопошта для доставки проб металу від УПК до приміщення ЦХЛ.

- Селекторний переговорний пристрій і телевізійне обладнання для передачі результатів хімічного аналізу з ЦХЛ на УПК.

- Система подачі шматкових матеріалів до металу порціями за допомогою спеціальних совків.

- Пневможивильник для введення в розплав порошкоподібної суміші (вапно, плавиковий шпат, навуглецювач) через занурювану форму із застосуванням аргонового потоку та системи вагового регулювання.

- Автоматизовані механізми для вимірювання й реєстрації температури та рівня окисленості сталі, а також для відбору проб металу.

- Трайб-апарат для введення алюмінієвої катанки та порошкового дроту безпосередньо у метал.

- Система зважування металу в ковші з функцією визначення товщини шлакового шару.

- Система обліку витрати алюмінієвої катанки і порошкового дроту.

- Пристрій для автоматизованого розрахунку необхідних присадок у ківш за допомогою ЕОМ.

- Система відведення газів і пилу з газоочищенням, що виділяються з ковша під час робочого процесу.

- Футеровані кришки для накриття ковшів із металом, що допомагають зменшити втрати тепла та створити інертне середовище над розплавом під час продування.

- Пристрій для підготовки, сушіння, транспортування й закріплення фурми на підйомно-поворотних механізмах установки.

- Обладнання для транспортування до УПК і завантаження в бункери, накопичувальні ємності та пневмокамерні насоси кускових феросплавів, порошкових матеріалів, алюмінієвої катанки й порошкової стрічки.

- Футеровані кришки для накриття ковшів із металом під час розливання.

3.2.3 Усереднення хімічного складу та температури сталі в ковші

Усереднення температурного складу сталі в об'ємі ковша здійснюється на установці позапічної обробки шляхом продування аргону через занурену форму. Для цього використовується аргон вищого або першого ґатунку. Процес продування триває від 5 до 7 хвилин, що дозволяє досягти стабільності хімічного складу та температури сталі. Після завершення продування виконують відбір проб для аналізу та проводять вимірювання окисленості й температури металу.

3.2.4 Коригування хімічного складу сталі по марганцю, кремнію, титану та ванадію

Коригування хімічного складу сталі за вмістом марганцю здійснюється для всіх типів сталей, тоді як коригування за кремнієм, титаном і ванадієм проводиться тільки для спокійних сталей, що містять зазначені елементи у межах, визначених стандартами або технічними умовами (ТУ).

Для регулювання хімічного складу сталі використовуються такі матеріали (в розрахунку на тонну сталі):

а) феромарганець (максимальна витрата – 2,7 кг, середня – 2,2 кг);

б) феросиліцій ФС65 (максимальна витрата – 3,7 кг, середня – 2,8 кг);

в) феротитан усіх марок (витрата коливається в діапазоні: максимальна – 1,2-2,0 кг, середня – 1,0 кг);

г) ферованадій усіх марок (максимальна витрата – 1,2 кг, середня – 1,0 кг).

Феротитан і ферованадій вводяться у метал виключно на установках позапічної обробки (УПК). Для забезпечення виробництва сталі перспективного сортаменту пропонується передбачити на УПК встановлення 2-3 додаткових резервних бункерів. Споживання добавок із резервних бункерів становить у середньому 0,4-0,6 кг/т, а максимальна витрата може досягати 1-1,5 кг/т.

Для доведення сталі у ковші за хімічним складом і мікролегуванням необхідно застосовувати феросплави, попередньо просушені при температурі 180–200°С. Розмір шматків феросплавів має бути в межах 5–50 мм. Введення кожної порції може виконуватися окремо або одночасно з іншими феросплавами. Маса

однієї порції не повинна перевищувати 500 кг, а інтервал між внесеннями повинен складати щонайменше одну хвилину.

Під час продування сталі аргоном у ковші фурма повинна бути занурена на глибину 85–95% висоти металу. Доцільно передбачити можливість її розташування як по центру ковша (для перемішування металу зі шлаком), так і на половині радіусу ковша (для перемішування металу). Протягом всього періоду введення феросплавів метал у ковші піддається продуванню аргоном із інтенсивністю 30–60 м³/год. Через 5–7 хвилин після введення останньої порції добавок і завершення продування аргоном здійснюється відбір проби металу для хімічного аналізу. Загальна тривалість доведення сталі шматковими матеріалами не повинна перевищувати 25 хвилин.

3.2.5 Коригування складу сталі за вмістом вуглецю

Коригування складу сталі за вмістом вуглецю здійснюється шляхом вдування в розплав розмелених коксика або графіту з розміром частинок до 0,2 мм. Кількість вуглецю, що вводиться в ківш, становить до 0,1%. При цьому сірка у вуглецевмісних добавках має бути не більше 1,8%, зольність — до 12%, леткі сполуки — до 1%, а вологість — до 0,5%. Інтенсивність подачі аргону підтримується на рівні 30–60 м³/год, а подача порошку здійснюється зі швидкістю 30–50 кг/хв. Загальна тривалість процесу введення вуглецевих матеріалів не перевищує 10 хвилин. Орієнтовно коригуванню за вмістом вуглецю підлягає близько 30% плавок.

3.2.6 Коригування вмісту алюмінію в сталі

Коригування вмісту алюмінію у сталі здійснюється шляхом додавання гранул алюмінію діаметром 10-20 мм або катанки діаметром 9-12 мм, виготовленої з первинного чи вторинного алюмінію. Додавання проводиться у навколофурменну зону під час продування сталі аргоном. Для сталі марки 09Г2С використовується виключно первинний алюміній. Максимальна кількість введеного алюмінію

становить до 2 кг на тонну сталі для сталей із вмістом алюмінію, а середня витрата складає приблизно 0,8 кг на тонну сталі. Введення алюмінію здійснюється для всіх плавок спокійної сталі та для 30% плавок сталі марки 09Г2С. Після завершення внесення алюмінію триває гомогенізуюче продування аргоном протягом щонайменше 3 хвилин.

3.2.7 Десульфурація металу порошкоподібними реагентами

Порошкоподібна суміш вапна та плавикового шпату виготовляється із газового вапна та плавикового шпату (або плавикошпатового концентрату). У складі суміші: 70–80% вапна та 20–30% плавикового шпату. Розмір часток суміші становить до 0,1 мм. Для її виготовлення рекомендовано використовувати дрібнокристалічне вапно з тривалим терміном зберігання. Як фторвмісний компонент застосовують мелений плавиковий шпат марок Ф92–Ф95 (або концентрати марок ФФ82–ФФ95А). Фракція порошку також не перевищує 0,1 мм. Середня витрата суміші для обробки сталі становить 2,5 кг на 1 т сталі, з допустимими коливаннями від 2 до 3 кг.

З огляду на вимогу, що вологість суміші не має перевищувати 0,1%, рекомендується готувати її безпосередньо на комбінаті з подальшою експлуатацією протягом одного дня після виготовлення. Для транспортування порошкової суміші варто використовувати герметичні контейнери.

Подавання порошкоподібної суміші із вапна та плавикового шпату здійснюється за допомогою спеціальної форсунки, що занурюється. Витрата аргону при цьому має становити 30–60 м³/год, інтенсивність подавання порошку — 50–70 кг/хв. Процес обробки триває до 15 хвилин. Такий спосіб продувки використовується для всіх плавок сталі марки 09Г2С та маловуглецевої спокійної сталі, в якій перед обробкою на УПК вміст сірки перевищує рівень у 0,015% (зазвичай це стосується до 30% обсягу маловуглецевої сталі).

3.2.8 Модифікація сталі кальцієм

Модифікування сталі є доцільним, якщо необхідно знизити вміст сірки у готовій сталі до рівня 0,007 %. За необхідності зміни властивостей оксидних включень у сталі (згідно з вимогами споживачів продукції) також можливе проведення модифікації за допомогою кальцію навіть при підвищеному вмісті сірки. Введення силікокальцію чи алюмокальцію (зокрема для сталі марки 09Г2С) рекомендується здійснювати у формі порошкового дроту із застосуванням трайб-апарату.

Процес передбачає подачу порошкового дроту, наповненого кальційвмісним складом (діаметром 10 мм), у навколофурменну зону під час продування сталі аргоном з інтенсивністю 30–60 м³/год. Швидкість введення дроту повинна становити 3,5–5 м/с, а витрата порошку – 0,3–0,6 кг/т сталі (у перерахунку на кальцій). Тривалість обробки не перевищує 15 хвилин.

3.2.9 Регулювання окиснення металу

Після проведення попереднього продування розплавленого металу аргоном на глибині 0,5 м від поверхні сталі виконують замір рівня окисненості розплаву. Виходячи з отриманих результатів, здійснюється процес зниження окисненості шляхом додавання алюмінію до сталі. Це проводиться за допомогою трайб-апарату або шляхом додавання алюмінієвих гранул. Коригування рівня окисненості відбувається у 50% випадків обробки напівспокійного металу. Максимальна витрата алюмінію для цього процесу становить 0,2 кг на тонну сталі, при цьому середній показник витрати складає близько 0,05 кг на тонну.

3.2.10 Коригування охолодження сталі в ковші

У разі потреби після завершення операцій із коригування хімічного складу, рафінування та модифікування сталі виконується контрольоване охолодження металу до визначеної температури.

Охолодження здійснюється за такими умовами:

- При перегріві до 10 °С використовується продування аргоном з інтенсивністю 30–60 м³/год, що дозволяє забезпечити швидкість охолодження близько 1,5 °С/хв.

- У випадку перегріву більше ніж на 10 °С (але не більше ніж на 50 °С) застосовується метод занурення сляба в металевий розплав. Одночасно проводиться продування сталі аргоном з тією ж інтенсивністю (30–60 м³/год).

Сляб занурюють у ківш на всю його глибину, що забезпечує зміну швидкості охолодження металу від 5–3 °С/хв у перші 5–6 хвилин до 3–2 °С/хв у наступний період. Передбачено можливість використання двох слябів для прискорення охолодження.

Після цього виконується усереднювальне продування металу аргоном протягом двох хвилин. На тонну сталі витрачається в середньому 10 кг слябового матеріалу. Загальний час охолодження складає до 10 хвилин.

Охолодженню підлягає близько 20% плавок, включаючи марки сталі, такі як 09Г2С. Після завершення всіх необхідних технологічних операцій ківш із металом накривається кришкою, футерованою зсередини, і направляється на розлив.

3.2.11 Вимоги до обладнання установки

Вимірювання температури та ступеня окислення сталі, а також відбір проб металу здійснюються механізованим способом на глибині не менше 0,5 м від поверхні металу. Для кожного датчика необхідно передбачити окремий механізм занурення в метал. Відібрані проби сталі направляються у центральну хімічну лабораторію (ЦХЛ) через систему пневмопошти. Результати аналізу хімічного складу проб повинні бути доступні протягом 6–7 хвилин з моменту доставки проб до ЦХЛ. Для якісної підготовки проб до квантометричного аналізу доцільно встановити верстат для фрезерної обробки проб. У сталі визначають вміст загального алюмінію.

Для продування сталі в ковші аргоном застосовуються спеціалізовані форми з футерівкою з шамотних або високоглиноземних вогнетривких матеріалів. У зоні шлакового пояса товщина футерівки повинна перевищувати товщину футерівки в

зоні металу в 1,5–2 рази. Найбільш ефективним рішенням є використання набивної (монолітної) футерівки із застосуванням волокнистих наповнювачів.

Після вилучення форми з розплаву подача аргону продовжується, щоб запобігти залипанню вихідного отвору. Тиск аргону перед регулювальними вентилями підтримується на рівні до 1,6 МПа. У процесі занурення фурми тиск аргону збільшується, забезпечуючи витрату в межах 30 м³/год протягом перших 3–4 секунд продування і 30–60 м³/год під час занурення фурми.

У комплексі з установкою позапічної обробки (УПО) необхідно передбачити обладнання для обробки та підготовки шматкових та порошкових матеріалів, які додаються до ковша, включаючи додавання під час випуску плавки. При потребі слід також облаштувати пристрої для видалення пічного шлаку з поверхні металу, наприклад очищувачі типу МСШ-2. Для вдування порошкоподібних матеріалів рекомендується використовувати високопродуктивні інжекційні системи. Пульт керування установкою УПО має бути розташований таким чином, щоб оператор мав можливість візуально контролювати процес занурення фурми в метал.

3.2.12 Послідовність виконання операцій на УПК

Після встановлення ковша на стенд УПК здійснюється вимір товщини шлаку та продування сталі аргоном. Через 5–7 хвилин після початку продування береться зразок металу, визначається температура і ступінь окисленості сталі для уточнення параметрів її доведення. Час від моменту передачі зразка до Центральної хімічної лабораторії до отримання результатів аналізу не повинен перевищувати 6-7 хвилин. У цей період продування аргоном не проводиться.

На основі хімічного аналізу проби та розрахунків маси сталі в ковші (з урахуванням порожнього ковша і кількості шлаку за його товщиною) за допомогою ЕОМ визначається необхідна кількість феросплавів. Ці матеріали дозуються автоматично і вводяться у метал після закриття ковша кришкою. Одночасно зі зміною складу сталі кусковими феросплавами здійснюється подача порошкоподібних матеріалів та алюмінію.

Подача порошкоподібних матеріалів розпочинається перед зануренням фурми у метал. Через кілька секунд (3–5 секунд) фурма заглиблюється у сталь,

після чого відбувається процес рафінування. Введення суміші вапна та плавикового шпату здійснюється після додавання алюмінію в метал.

Модифікація сталі дротом відбувається після операції десульфурації (у разі необхідності змінити оксидні включення), тривалість цієї операції не перевищує 10 хвилин.

Після завершення необхідних процедур метал піддають усереднювальному продуванню аргоном протягом 5–7 хвилин, а також виконують повторний замір температури. При необхідності проводиться контрольоване охолодження сталі протягом 10 хвилин.

Заключна продувка аргоном триває 2 хвилини, після чого ківш накривають кришкою і транспортують до установки для розливу.

Повний цикл обробки металу на установці УПК займає від 35 до 60 хвилин.

Завдяки застосуванню УПК досягаються наступні переваги:

- точне регулювання хімічного складу і температури сталі в межах об'єму ковша;
- доведення основних характеристик сталі до заданих вузьких параметрів;
- зниження рівнів кисню, сірки та неметалевих включень у сталі;
- забезпечення виконання специфічних замовлень на виплавку сплавів;
- покращення якості готової продукції.

3.3 Технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК

Перед випуском із печі метал має відповідати визначеним температурним параметрам: для сталі марки 08Ю — понад 25 °С, а для середньо- та високовуглецевої якісної, низьколегованої сталі — понад 20 °С.

У процесі випуску плавки метал у ковші проходить розкислення, щоб забезпечити наявність марганцю та кремнію на нижній межі марочного складу, враховуючи подальше додавання необхідних компонентів на етапі УПК. Феросплави, що містять ванадій і титан, у ковш не додаються.

Для сталей марок 08Ю, 10ХНДП, 07ГСЮТ, 18ЮА, 07ГСЮТ, 10ГСАЮТ, 08ГЮТ присадка алюмінію здійснюється з урахуванням чаду, аби забезпечити його

вміст на середній межі марочного складу. Для розкислення сталі марки 08Ю використовується виключно первинний алюміній.

Під час випуску плавки метал у ковші продувається аргоном через форму в шиберному затворі. Метал спокійних марок сталі додатково обробляють твердою шлакоутворювальною сумішшю (ТШС), яку вводять механізованим способом. У рік ТШС використовується для обробки приблизно 600 тисяч тонн сталі. Її додають до ковша після присадки кускових феросплавів, навуглецьовувачів та алюмінію, але не пізніше ніж при наповненні ковша до половини його висоти. Фракція шматків ТШС складає 5–30 мм, а витрата становить 5–15 кг на тонну сталі (у середньому — 10 кг/т).

Для сталей, які проходять обробку на УПК, передбачене відсікання шлаку при випуску плавки зі сталеплавильного агрегату. У випадку сталей зі ДСПА відсікання шлаку здійснюється за допомогою скімерного або дворучного жолоба.

Позапічна обробка сталі 08ПС на УПК включає усереднювальну продувку аргоном, відбір проб та замір температури і окисленості металу. При необхідності проводиться коригування вмісту вуглецю та марганцю, зниження окисленості сталі до оптимального рівня алюмінієм, і контрольоване охолодження металу.

Для спокійної сталі зазначеного сортаменту вміст сірки у металі перед випуском з ДСПА має бути меншим за 0,025%. Це досягається, зокрема, завдяки позапічній десульфурації чавуну, видаленню сірчаного шлаку з ковша перед заливкою чавуну в окремий міксер або його переливанням у ДСПА, а також використанню оборотного металобрухту в завалці.

Для зазначених марок сталі на установці позапічної обробки (УПК) здійснюється низка технологічних операцій. Сюди входить продування сталі аргоном для усереднення її складу, відбір проби, вимірювання температури та окисленості металу, а також коригування вмісту окремих елементів (вуглецю, марганцю, кремнію, алюмінію) у разі необхідності. Додатково вводяться ванадій та титановмісні феросплави, вапно та плавиковий шпат для сталі марки 08Ю — обов'язково, а для інших спокійних марок сталі — за потреби. Також проводиться охолодження металу до заданої температури та його модифікування кальцієм відповідно до вимог замовника.

Щоб запобігти розбризкуванню металу та шлаку з ковша під час обробки сталі на УПК, необхідно забезпечити мінімальну відстань між поверхнею шлаку та верхньою кромкою ковша, яка має перевищувати 600 мм.

3.4 Технологія обробки металу на АКОС

Звичайна схема легування та розкислення в печі та ковші є малоефективною, оскільки вона сприяє збільшенню втрат окислювачів. Для оптимізації процесу рекомендується випуск металу здійснювати з максимальною відсічкою шлаку, забезпечуючи товщину шлаку в ковші не більше 150 мм, а величину вільного борту між шлаком і рівнем шкарпетки — 50 мм. Температура випуску з печі має розраховуватись з таким урахуванням, щоб після п'ятихвилинного продування аргоном у ковші температура металу була на 30 градусів нижче за нижню межу температури подачі плавки на УБРС.

Одразу після випуску проводять п’ятихвилинне продування плавки аргоном через занурювальну фурму на установці УПА. Далі вводиться алюмінієвий дріт у кількості 50 кг, береться проба металу для аналізу, вимірюється рівень вільного борту та товщина шлаку.

Ківш передається на установку АКОС, причому час між випуском плавки і передачею на АКОС необхідно обмежити до 30 хвилин. Якщо товщина шлаку в стальковші перевищує 200 мм, перед обробкою плавки на АКОС виконується попереднє завантаження шлаку на спеціальній установці до досягнення товщини не більше 200 мм.

Після встановлення ковша на АКОС підключають продувний блок. Інтенсивність продування через цей блок визначається для конкретної плавки за такою схемою: налаштовується максимально допустима інтенсивність, при якій не виникає оголення металу. Встановлена інтенсивність продування використовується для операцій нагрівання та легування металу.

Після встановлення інтенсивності продування проводять попередній нагрів металу на 8-му рівні напруги, розраховуючи досягнення температури верхньої межі віддачі плавки на розлив. Швидкість нагріву на цьому етапі становить 4 °С за

хвилину. У першу хвилину процесу на поверхню шлаку вручну додають 30-40 кг коксу фракції 10 мм для утворення пінистого шлаку та його розкислення. Одразу після цього в ківш поступово додають такі матеріали: 100 кг плавикового шпату, 300 кг мулітокорундової крихти та 1000 кг вапна.

Після формування шлакового шару на його поверхню наносять 30-50 кг гранульованого алюмінію. Після завершення нагріву, з урахуванням результатів аналізу першої проби, проводять легування алюмінієм, додаючи 30 кг алюмінієвого дроту з ефективністю засвоєння близько 80%.

Феросплави марганцю та хрому зазвичай вводяться в піч-ківш невеликими порціями по мірі нагріву металу і тільки після утворення активного синтетичного шлакового покриття, яке було розкислене алюмінієм. Такий підхід дозволяє мінімізувати ризики окислення хрому та марганцю. Втрати останнього пов’язані переважно з випаровуванням. З використанням печей-ківшів втрати легуючих елементів і розкислювачів знижуються до 5%, що загалом становить приблизно на 10% менше порівняно з традиційними способами.

Після досягнення необхідного хімічного складу плавки проводять її остаточний нагрів до температури видачі з установки АКОС. Нагрів виконується на 4-8 рівнях напруги, при цьому обирається мінімальний рівень у залежності від часу, необхідного для завершення легування, а також від специфіки швидкості нагріву та охолодження.

Завершальна обробка плавки здійснюється шляхом введення 100 кг силікокальцію (дріт СК20) після виконання всіх технологічних операцій, таких як нагрів та легування. Продування аргоном після додавання дроту триває не менше трьох хвилин.

Перед видачею плавки з установки АКОС на етап розливу виконують аналіз хімічного складу металу та шлаку шляхом взяття проб.

3.5 Переваги обробки металу на АКОС

Унаслідок зниження температури випуску сталі з ДСПА при використанні АКОС спостерігається зменшення газонасичення металу на етапі випуску. Крім

того, зниження температури сприяє зниженню розчинності кисню в сталі. Це означає, що концентрація кисню в металі під час обробки на АКОС буде нижчою порівняно з концентрацією кисню за традиційною технологією виробництва сталі.

Зменшення вмісту кисню у металі позитивно впливає на кількість неметалевих включень у сталі, особливо глинозему, який утворюється в процесі виробництва. Відтак, необхідність використання силікокальцієвого дроту СК20 для модифікації глинозему значно скоротиться. Крім цього, загальна кількість неметалевих включень буде зменшена завдяки покращенню умов їх утворення та ефективнішому спливанню до шлакової фази.

Для аналізу впливу нової технології на склад сталі були проведені відповідні розрахунки. Порівнювали показники як за існуючою технологією виплавки, так і при застосуванні системи АКОС. У ході розрахунків аналізували зміну вмісту кисню в металі на різних етапах: від моменту випуску сталі з ДСПА до її розливу на МБЛЗ.

Підсумкові результати розрахунків наведено у таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Концентрація кисню, масова частка %

Операції	[O] за базовою технологією	[O] при використанні АКОС
піч	0,012	0,0063
випуск	0,0031	0,0017
модифікація	0,0022	0,0019
розливання	0,0024	0,0024

Графічне відображення результатів розрахунків наведене на рис. 3.2, що демонструє зміну вмісту кисню за чинною технологією та при використанні АКОС.

Як видно з графіка, застосування АКОС дає змогу знизити концентрацію кисню в металі як у печі, так і на етапі випуску, порівняно зі стандартним методом виплавки сталі. Це пояснюється тим, що під час використання АКОС випуск металу здійснюється при температурі на 100–120 °С нижчій. Однак у процесі нагрівання металу на АКОС до температури розливу відзначається підвищення концентрації кисню у сталі. На момент передавання металу на розлив рівень

концентрації кисню вирівнюється й стає однаковим із первинним варіантом, оскільки температура розливу в обох випадках залишається незмінною.

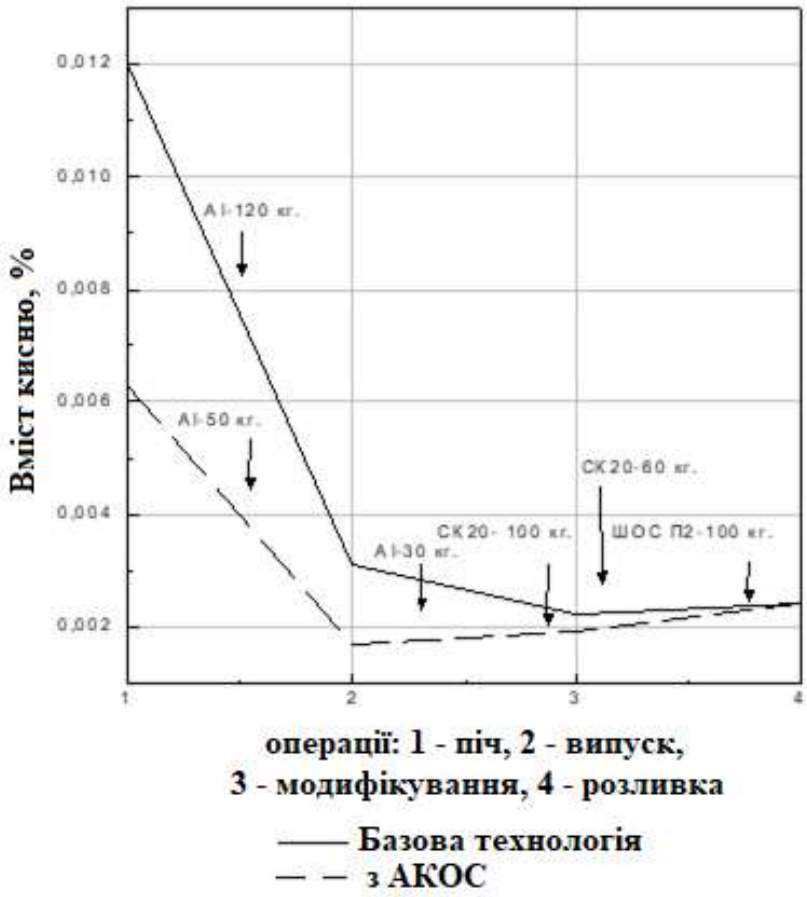


Рисунок 3.2 – Вміст кисню у металі

За таких умов зниження температури кількість докристалізаційних включень у сталі зменшиться на 12 %, тоді як кількість кристалізаційних включень скоротиться на 50 %. Зменшення вмісту кисню в прокаті при використанні АКОС підтверджується також даними з виробництва, наведеними в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Вміст кисню у прокаті

Група плавок	Аналізований період	Кількість плавок	$[O]_{порівн.}$, ppm	Плавок з [O]>35 ppm, %
без АКОС	2014-2015рр.	471	26	14,2
АКОС	жовтень-листопад 2015 р.	69	23	5,5
АКОС	листопад-грудень 2015 р.	44	22	2,3

Обробка металу на АКОС дозволяє значно знизити вміст кисню в прокаті для сталей усіх груп. Однак найбільша ефективність цієї технології відзначається при обробці низьковуглецевих марок сталі. Серед головних переваг нової технології є як зменшення середнього рівня кисню, так і скорочення частки плавок із високим його вмістом. Цей фактор має особливу важливість під час виробництва та експорту прокату в рамках контрактів із закордонними партнерами, де передбачено дотримання нормованого рівня кисню.

Порівняльний аналіз даних досліджень показав, що завдяки використанню технології АКОС кількість включень у прокаті знижується в 1,5-2 рази. Інформація про рівень забруднення прокату мікровключеннями наведена в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Неметалічні включення до сталі

Група плавок	Кількість зразків	Мікровключення ГОСТ 1778-70		
		оксиди строчкові	силікати тендітні	кількість випадів, %
АКОС	90	1,6	1,3	3,3
без АКОС	456	2,1	2,1	5,9

При оцінці трубної заготовки за максимальною кількістю балів відзначено суттєве зниження середніх показників по оксидах рядкових і силікатах, що характеризуються крихкістю.

Заводські дані підтверджують теоретичні розрахунки, виконані за технологією АКОС. Завдяки зменшенню кількості неметалевих включень та покращенню умов їх видалення можна констатувати зниження випадків затягування шлаків під час процесу розливання.

3.6 Розрахунок продуктивності та кількості МБЛЗ

Розрахувати тип машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) і визначити їх кількість для цеху, що забезпечує продуктивність 4 млн тонн литої заготівлі на рік. Сортамент сталі включає конструкційні марки, з допустимим перетином заготовок у діапазоні 160х1000…1600 мм². Середня вага однієї плавки рідкої сталі становить 250 тонн.

Таблиця 3.4 – Завдання для розрахунку МБЛЗ

Продуктивність цеху, млн.т./рік	Сортамент сталей, що розливаються	Ємність сталерозливного ковша, т	Місткість проміжного ковша, від ємності	Кількість плавок, що розливаються методом "плавка на плавку", %
4	Конструкційна	250	50	75

Істотний вплив на швидкість витягування зливків мають механічні властивості сталі при високих температурах. Підвищити міцність та пластичність сталі можна за допомогою різних методів позапічної обробки, таких як вакуумування, обробка ТШС або використання синтетичних шлаків. Тому при проєктуванні МБЛЗ доцільно передбачити резерв для збільшення швидкості витягування зливка. Резервна швидкість розливання має перевищувати середню робочу швидкість на 25-50%. У представленому прикладі резерв швидкості витягування зливків становить 30%, тоді

$$V_{\text{рез}} = 1{,}0 + 0{,}5 \times 1{,}0 = 1{,}5\text{м/хв.}$$

Час повного затвердіння заготовки обраховуємо за формулою:

$$\tau_{\text{к}} = \frac{\text{в}^2}{4\text{к}^2} = \frac{160^2}{4\times 28^2} = 8{,}2\text{хв}$$

де - товщина заготовки, мм

прийнявши К = 28мм/хв[05]

Протяжність зони вторинного охолодження обчислюємо за формулою

$$Z_{\text{втор.охл.}} = V_{\text{рез}} \times \tau_{\text{к}} = 1{,}5 \times 8{,}2 = 12{,}3\text{м}$$

Довжину клітки, що тягне $Z_{\text{т.к.}}$, Беремо рівною 3 м.

3.6.1 Розрахунок тривалості циклу роботи МБЛЗ

Підготовка МБЛЗ до розливання. Беремо максимальну швидкість витягування $V_{\text{макс.}}$=1,6 м/хв. тоді час введення затравки набуде:

$$\tau_1 = \frac{Z_{\text{в.охл.}} + Z_{\text{т.к.}}}{V_{\text{макс.}}} = \frac{12{,}3+3}{1{,}6} = 9{,}6 \approx 10\text{хв}$$

Де $Z_{\text{в.охл.}}$- Довжина зони втор. охолодження, м

$Z_{\text{т.к.}}$- тягне клітини, м

Беремо час підготовки кристалізатора до роботи $\tau_2 = 10$хв. та установки сталерозливного ковша $\tau_3 = 3$хв., тоді загальний час підготовки МБЛЗ до роботи буде:

$$\tau_n = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 10 + 10 + 3 = 23\text{хв}$$

Розливання металу на МБЛЗ

Масова швидкість розливання на один струмок вираховується за рівнянням

$$q_p = a \times \text{в} \times V_{\text{ср}} \times \rho_{\text{ж.ст.}} = 0{,}160 \times 0{,}1000 \times 1{,}0 \times 7 = 1{,}12\text{т/хв}$$

де a, b - розміри сторін прямокутного перерізу заготовки, м; $V_{\text{ср}}$- Середня швидкість розливання м/хв; $\rho_{\text{ж.ст.}}$- щільність рідкої сталі (7,0 т/м^3).

Для заготівлі перетином 160х1000 мм^2 місткість проміжного ковша є 10-25% від маси рідкого металу в сталерозливному ковші (приймаємо 20%), тоді

$$m_{\text{пром.ковша}} = 0{,}20 \times 250 = 50\text{т}$$

Час наповнення проміжного ковша

$$\tau_{\text{н.пр.ковша}} = \frac{\text{т}_{\text{н.ковша}}}{\text{п}_{\text{кр.}} \times q_p} = \frac{50}{5 \times 1{,}68} = 9\text{хв}$$

де n – число кристалізаторів при розливанні заготовок перетином 160х1600 мм^2.

Час розливання плавки при розливанні заготовок перетином 160х1600 мм^2

$$\tau_{\text{разл.плав.}} = \frac{\text{т}_{\text{стал.ковша}}}{\text{п}_{\text{кр.}} \times q_p} = \frac{250}{5 \times 1{,}68} = 45\text{хв}$$

Видача заготівлі із МБЛЗ. Час закінчення видачі заготівлі з МБЛЗ вираховується за такою формулою:

$$\tau_{\text{оконч.выдачи.загот.}} = \frac{Z_{\text{в.охл.}} Z_{\text{т.к.}}}{V_{\text{ср}}} = \frac{13+3}{1{,}0} = 16\text{хв}$$

Визначення ритму роботи машини. У цеху 75% всіх плавок будуть розливатись методом "плавка на плавку", а 25% - одиночними плавками.

Тоді тривалість циклу розливу серії з 4 плавок

$$\tau_{\text{ц}} = \tau_{\text{п}} + \tau_{\text{н.пр.к.}} + \tau_{\text{разл.пл.}} \times 4 + \tau_{\text{ок.в.з}} = 23 + 9 + 45 \times 3 + 16 = 183\text{хв}$$

Середня тривалість розливання однієї плавки у серії

$$\tau_{\text{с}} = \frac{\tau_{\text{ц}}}{\text{п}} = \frac{183}{3} = 61\text{хв}$$

Тривалість розливання однієї плавки

$$\tau_{ц} = \tau_{п} + \tau_{н.пр.к.} + \tau_{разл.пл.} + \tau_{ок.в.з} = 23 + 9 + 45 + 16 = 93хв$$

Час середньої тривалості розливання однієї плавки цехом

$$\tau_{ср} = 61 \times 0{,}75 + 93 \times 0{,}25 = 69хв$$

3.6.2 Розрахунок продуктивності МБЛЗ

Кількість робочих днів на рік буде:

$$А = 365 - 30 = 335днів$$

де 30 днів призначається на ремонт (24 дні – на профілактичний ремонт, 6 днів – на капітальний).

Річна продуктивність МБЛЗ при повному завантаженні вираховується:

$$Е = \frac{335 \times 24 \times 60 \times 250 \times 0{,}98}{69} = 1712869т,$$

де 0,98 – вихід придатних зливків із рідкого металу;

250 - маса рідкого металу в ковші, т;

69 - середня тривалість розливання однієї плавки, хв;

24 – кількість годин на добу;

60 – кількість хвилин за годину.

Для забезпечення розливання річного виробництва сталі 4,0 млн.т. пригодиться МБЛЗ:

$$\frac{4000000}{1712870} = 2{,}452$$ Приймаємо 3 МБЛЗ.

Річна потужність 3 МБЛЗ буде: 17128703 = 5138610 т

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ рівнятиметься:

$$\frac{4200000}{5138610} \times 100 = 81{,}7\%$$

3.6.3 Розрахунок затвердіння зливка та параметрів кристалізатора

Робочу довжину кристалізатора встановлюємо за такою формулою:

$$L^{\circ}_{кр.} = a^{0{,}3}, м$$

$$L^{\circ}_{кр.} = 0{,}20^{0{,}3} = 0{,}61м$$

Загальна довжина має бути більшою, ніж $L^{\circ}_{кр.}$, т.к. дзеркало Ме перебуває на відстані 0,2 м від верхнього зрізу кристалізатора. Тому загальна довжина рівняється:

$$L_{кр.} = L^{\circ}_{кр.} + 0{,}2,\ м$$

$$L_{кр.} = 0{,}61 + 0{,}2 = 0{,}81\ м.$$

Час перебування Ме в кристалізаторі:

$$\tau_{кр.} = \frac{L^{\circ}_{кр.}}{v_{max.}},\ с$$

$$v_{max.} = 2{,}09\ м/хв.\ [:60] = 0{,}034\ м/с$$

$$\tau_{кр.} = \frac{0.61}{2{,}09} = 0{,}291 \cdot b \cdot 60 = 15{,}7с$$

Оболонка злитка на виході з кристалізатора має товщину:

$$h = к \cdot \tau_{кр.} 0{,}6\ м$$

де к - коефіцієнт швидкості затвердіння 2,0 - 2,4 × 10^{-3} м/с, приймаємо 2,2 × 10^{-3} м/с

$$h = 2{,}2 \times 10^{-3} \times 15{,}7 \cdot 10{,}6 = 0{,}011\ м.$$

Визначаємо перепад температур в оболонці злитка на виході з кристалізатора:

$$t_п = t_з - 0{,}72 \cdot Q \cdot \rho \cdot кА_2 \cdot \tau_{кр.} \cdot \lambda^{-1}\ ,^{\circ}C$$

де Q питома теплота плавлення сталі = 2,7×10^5 Дж/кг;

ρ – густина рідкої сталі 7,27×10^3 кг/м^3;

γ – коефіцієнт теплопровідності = 31,4 Вт/м ºС;

$$t_з = 1540 - 85[\%C]$$

$$t_з = 1540 - 85\left(\frac{0{,}14+0{,}22}{2}\right) = 1524{,}7^{\circ}C$$

$$t_з = 1524{,}7 - 0{,}72 \cdot 2{,}72 \cdot 10^5 \cdot 7{,}2 \cdot 10^3 \cdot 0{,}0022 \cdot 15{,}71 \cdot 31{,}4^{-1} = 1213{,}95\ ^{\circ}C$$

Перепад температур у скоринці зливка на виході з кристалізатора:

$$\Delta T = t_з - t_п\ ,^{\circ}C$$

$$\Delta T = 1524{,}7 - 1213{,}95 = 310{,}75,\ ^{\circ}C$$

Кількість тепла, що доходить кристалізатор з рідкою сталлю в 1с.

$$i_{нач.} = [t_з \cdot c_{тв.} + Q + (t_ж - t_з) \cdot c_ж] \cdot a \cdot b \cdot \rho \cdot \upsilon_{max},\ Вт$$

де $с_{тв}$ - теплоємність твердої сталі = 700×10^5 Дж/кг ºС;

$t_ж$- температура, з якою сталь надходить у кристалізатор, ºС. Ця температура має бути на 5 – 50 ºС (зазвичай 5 – 10 ºС) вище, ніж $t_з$. беремо $t_ж$ = 1534,7 ºС.

$$i_{нач.} = [1524,7 \cdot 700 + 2,72 \times 10^5 + (1534,7-1524,7) \times 840] \times 0,20 \times 0,90 \times 7,2 \times 10^3 \times 0,034 = 59384612 \ Вт$$

Кількість тепла, що йде зі злитком із кристалізатора

$$i_{вых..} = \{[ah+(b-2h)h] \times (t_п+t_з) \times c_{тв} + (a-2h) \times (b-2h)(Q+t_з \times c_{тв.})\} \rho \times \upsilon_{max}, \ Вт$$

$$i_{вых..} = \{[0,20 \times 0,01 + (0,90-2 \times 0,011) \times 0,011] \times (1213,95+1524,7) \times 700 + +(0,20-2 \times 0,011) \times (0,90-2 \times 0,011)(2,72 \times 10^5 + 1524,7 \times 700) \times 7,2 \times 10^3 \times 0,034 = 5137208 \ Вт$$

Відведення тепла, що виділяється у кристалізаторі за 1 с

$$\Delta i = i_{нач.} - i_{вых}$$

$$\Delta i = 59384612 - 51372098 = 8012514 \ Вт$$

Відведення тепла у % від початкового тепломістку рідкої сталі:

$$\eta = \frac{\Delta i}{i_{нач.}} \cdot 100$$

$$\eta = \frac{8012514}{59384612} \cdot 100 = 13,49\%$$

Обираємо тип кристалізатора, виходячи з розміру поперечного перерізу заготовки. Беремо збірний товстостінний кристалізатор.

Обираємо та обраховуємо розміри, кількість та розміщення каналів для води, яка охолоджує кристалізатор. Для збірного товстостінного кристалізатора кількість отворів у його робочій стінці рівняється:

$$m = \left(\frac{a}{l} + \frac{b}{l}\right) \cdot 2$$

де l - відстань між отворами для потоку води, що охолоджує зазвичай l = $5 \cdot 10^{-2}$ м.

$$m = \left(\frac{0,20}{0,05} + \frac{0,90}{0,05}\right) \cdot 2 = 44$$

Загальна площа отворів для охолодження води

$$s = m \cdot \pi \cdot d_0^2 / 4, м^2$$

$$d_0 = 2 \cdot 10^{-2} \ м.$$

$$S = 44 \cdot 3,14 \ (2 \cdot 10^{-2})^2 / 4 = 0,0138 \ м^2$$

Встановлюємо витрату води для охолодження кристалізатора

$$w_{кр.} = s \cdot \upsilon_в,\ м^3/сек$$

$$w_{кр.} = 0{,}0138 \cdot 8 = 0{,}1104\ \ м^3/сек \Rightarrow 0{,}1104 \cdot 3600 = 397\ м^3/час$$

Встановлюємо нагрівання води, що охолоджує кристалізатор

$$\Delta t_в = t_{вд} - t_{вп.} = \Delta i / (w_{кр.} \cdot c_в \cdot \rho_в),\ ^oC$$

де $t_{вд}$ - температура води, що з кристалізатора ≤ 40°С;

$t_{вп}$.- температура води, що надходить у кристалізатор, °С, приймаємо $t_{вп}$.= 25 °С;

$c_в$- теплоємність води = 4186 Дж/кг С;

$\rho_в$- Щільність води = 1000 кг/м^3

$$\Delta t_в = \frac{8012514}{0{,}1104 \cdot 4186 \cdot 1000} = 13{,}3^\circ C,$$

тоді $\Delta t_{ву} = \Delta t_в + t_{вп} = 13{,}3\ ^oC + 25 = 38{,}3\ ^oC$

Обрахуємо максимальну температуру робочої стінки кристалізатора. Температура стінки кристалізатора, зверненої до води:

$$t_{ст.в} = (t_{ву} + q^*/\beta)\ ^oC,$$

де q* - тепловий потік лише на рівні дзеркала Ме в кристалізаторі, Вт/м^2; q* = 2,5 · 10^2 Вт/м^2

β -коефіцієнт тепловіддачі від поверхні стінки кристалізатора до води Вт/м^2 °С

$$\beta = 3380 \cdot \upsilon_в \cdot (1 + 0{,}014 \cdot t_{ву}),\ Вт/м^2\ ^oC$$

$$\beta = 3380 \cdot 8 \cdot (1 + 0{,}014 \cdot 38{,}3) = 41538{,}848,\ Вт/м^2\ ^oC$$

$$t_{ст.в} = (38{,}3 + 2{,}5 \cdot 10^6/41538{,}848) = 60{,}2\ ^oC.$$

Температура стінки кристалізатора з боку, зверненої до злитка:

$$t_{ст.сл.} = t_{ст.в} + q^* \cdot \Delta/\lambda_{CU},\ ^oC$$

де Δ - відстань від охолоджуючого каналу до поверхні мідної стінки (10 – 30 мм) приймаємо Δ = 15;

λ_{CU} - теплопровідність міді = 310 Вт/м °С.

$$t_{ст.сл.} = 60{,}2 + 2{,}5 \cdot 10^6 \cdot 0{,}015/310 = 121{,}1\ ^oC.$$

Розрахунок довжини зони вторинного охолодження та коефіцієнтів тепловіддачі в ній.

Внаслідок особливостей охолодження заготовок різноманітного перерізу, тривалість повного затвердіння у першому наближенні рівняється:

$$\tau_{затв.} = z \cdot a^2, \; c$$

де z - коефіцієнт, значення якого для прямокутних злитків широкого перерізу до 1200 мм = $174 \cdot 10^{-2}$ сек/м^2

$$\tau_{затв.} = 174 \cdot 10^{-2} \cdot 0{,}20^2 = 696 \; c = 11{,}6 \; хв.$$

Протяжність рідкої фази (двофазної зони) розраховується за такою формулою:

$$L_{зат} = \upsilon \; \tau_{затв.}, \; м$$

$$L_{1зат} = \upsilon_{\; зат.}^{\circ} \; \tau_{затв.}$$

$$L_{зат} = 1{,}672 \cdot 11{,}6 = 19{,}39 \; м$$

$$L_{затв} = \upsilon_{max} \; \tau_{затв}$$

$$L_{зат} = 2{,}09 \cdot 11{,}6 = 24{,}24 \; м$$

Час перебування зливка в зоні вторинного охолодження:

$$\tau_{в.о.} = \tau_{затв.} - \tau_{кр.\,с.}$$

$$\tau_{в.о.} = 696 - 15{,}71 = 680{,}29$$

Довжина зони вторинного охолодження:

$$L_{в.о.} = L_{зат} - L_{кр.}^{\circ}, \; м$$

$$L_{в.о.}^{раб.} = 19{,}39 - 0{,}61 = 18{,}79 м$$

$$L_{в.о.}^{раб.} = 24{,}24 - 0{,}61 = 23{,}63 м$$

Вважаємо, що температура поверхні злитка після виходу з кристалізатора не змінюється, і що затвердіння зливка підпорядковується закону квадратного кореня. Тоді інтенсивність відведення тепла від поверхні зливка рівняється:$q = \frac{A}{\tau^{0,5}}, \frac{Вт}{м^2}$

де τ - час, що минув від початку затвердіння перерізу заготовки, с

$$A^* = (0{,}5\lambda \cdot \Delta T \cdot \rho)^{0,5} \cdot (Q + 0{,}5 \cdot c_{тв} \cdot \Delta T)^{0,5}, \; Вт \cdot с^{0,5}/м^2$$

$$A^* = (0{,}5 \cdot 31{,}4 \cdot 310{,}75 \cdot 7200)^{0,5} \cdot (2{,}72 \cdot 10^5 + 0{,}5 \cdot 700 \cdot 310{,}75)^{0,5} = 3657194{,}1 \; Вт \cdot с^{0,5}/м^2$$

Для $\tau = 15{,}71 \quad q = \frac{3657194{,}1}{15{,}71^{0,5}} = 923533{,}86 Вт/м^2$

$\tau = 30 \qquad q = \frac{3657194{,}1}{30^{0,5}} = 668591{,}24 Вт/м^2$

$$\tau = 50 \qquad q = \frac{3657194,1}{50^{0,5}} = 517283,46 Вт/м^2$$

$$\tau = 75 \qquad q = \frac{3657194,1}{75^{0,5}} = \frac{3657194,1}{8,66} = 422308,78 Вт/м^2$$

$$\tau = 100 \qquad q = \frac{3657194,1}{100^{0,5}} = \frac{3657194,1}{10} = 365719,41 Вт/м^2$$

$$\tau = 150 \qquad q = \frac{3657194,1}{150^{0,5}} = 298790,36 Вт/м^2$$

$$\tau = 200 \qquad q = \frac{3657194,1}{200^{0,5}} = 258641,71 Вт/м^2$$

$$\tau = 250 \qquad q = \frac{3657194,1}{250^{0,5}} = 231321,57 Вт/м^2$$

$$\tau = 300 \qquad q = \frac{3657194,1}{300^{0,5}} = 211154,4 Вт/м^2$$

$$\tau = 400 \qquad q = \frac{3657194,1}{400^{0,5}} = 182859,7 Вт/м^2$$

$$\tau = 500 \qquad q = \frac{3657194,1}{500^{0,5}} = 163559,66 Вт/м^2$$

$$\tau = 600 \qquad q = \frac{3657194,1}{600^{0,5}} = 149334,18 Вт/м^2$$

$$\tau = 650 \qquad q = \frac{3657194,1}{650^{0,5}} = 143475,64 Вт/м^2$$

$$\tau = 700 \qquad q = \frac{3657194,1}{700^{0,5}} = 138268,2 Вт/м^2$$

Виходячи із закону Ньютона, коефіцієнт тепловіддачі рівняється:

$$L = q/(t_{пов.}-t_{окр.ср.}),\ Вт/м^2\ ^oC$$

де $t_{окр.пор.}$ - температура довкілля = 50 ºС;

$t_{пов.}$ = *1100 - 1200 ºС,* беремо $t_{пов.}$ = 1100 ºС;

L_1 = *923533,86/1050=879,55 Вт/м² ºС*

L_2 = *668591,24/1050=636,75 Вт/м² ºС*

L_3 = *517283,46/1050=492,65 Вт/м² ºС*

L_4 = *422308,78/1050=402,19 Вт/м² ºС*

L_5 = *365719,4 /1050=351,16 Вт/м² ºС*

L_6 = *298790,36/1050=284,56 Вт/м² ºС*

$L_7 = 258941,71/1050=246,61$ Вт/м^2 ºС

$L_8 = 231321,57/1050=220,30$ Вт/м^2 ºС

$L_9 = 211154,4\ /1050=201,09$ Вт/м^2 ºС

$L_{10} = 182859,7\ /1050=174,15$ Вт/м^2 ºС

$L_{11} = 163559,66/1050=155,77$ Вт/м^2 ºС

$L_{12} = 149334,18/1050=142,22$ Вт/м^2 ºС

$L_{13} = 143475,64/1050=136,64$ Вт/м^2 ºС

$L_{14} = 138268,2/1050=131,684$ Вт/м^2

У бункері вторинного охолодження тепло відводиться шляхом нагрівання та випаровування води. Частина теплової енергії поглинається конструкціями, розташованими в зоні охолодження, а також втрачається через конвекцію та теплове випромінювання в навколишнє середовище. Після виходу з бункера тепловміст зливка буде поступово зменшуватися навіть за відсутності подачі води або водоповітряної суміші.

Вважається, що коефіцієнт теплопередачі як у межах бункера, так і поза ним визначається впливом нагрівання конструкцій, а також процесами конвекції та випромінювання й становить 180–350 Вт/м²·°С.

$$L_{изл} = (5,76/t_п)\cdot[(t_п+273)/100]^4,\ Вт/м^2\ ºС$$

$$L_{изл} = (5,76/1100)\cdot[(1100+273)/100]^4=186,1\ Вт/м^2\ ºС$$

Ці розрахунки наочно підтверджують доцільність використання МБЛЗ у процесі позапічного рафінування сталі, що широко описано в науковій літературі.

З аналізу видно, що три МБЛЗ здатні забезпечити виробництво на 10% більше злитків порівняно з чотирма розливними майданчиками з виливницями, які функціонують у мартенівському цеху. Таким чином, МБЛЗ демонструє переваги як у виготовленні готової продукції, так і у швидкості розливу.

На установці доведення плавки в ковші здійснюється ряд технологічних операцій:

- усереднення хімічного складу та температури сталі;

- коригування металу за вмістом кремнію та марганцю шляхом додавання шматкового матеріалу;

- мікролегування сталі титаном і ванадієм за допомогою введення феросплавів у вигляді шматків;

- регулювання вмісту вуглецю через додавання порошкоподібного вуглецю у струмені аргону;

- коригування вмісту алюмінію шляхом введення алюмінієвої катанки або гранул;

- глибоке рафінування металу за допомогою порошкоподібної суміші з вапна та плавикового шпату у струмені аргону;

- оптимізація рівня окисленості напівспокійної сталі;

- модифікування складу сталі через додавання кальцію;

- контрольоване охолодження сталі з використанням аргону та сляба.

Цей комплексний підхід забезпечує високу якість сталі та ефективність виробничого процесу.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Основні шкідливості та небезпеки в мартенівському цеху

Під час виплавки сталі в мартенівських печах утворюються шкідливі виробничі фактори, які впливають на умови безпеки праці. Серед них виділяються теплові та світлові випромінювання, утворення пилу й газів у робочій зоні, а також підвищені рівні шуму і вібрацій.

У таблиці 4.1 подано перелік найбільш небезпечних факторів виробничого середовища.

Таблиця 4.1 - Оцінка факторів виробничого та трудового процесу

№ п/п	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Одиниці виміру	Нормативне значення	Фактичне значення	Тривалість дії фактора за зміну, %
1	Хромовий ангідрид	мг/м^3	0,01	0,005	30
2	Оксиди марганцю	мг/м^3	0,05	0,20	50
3	Діоксид азоту	мг/м^3	2,0	1,2	35
4	Оксид вуглецю	мг/м^3	20,0	10,2	80
5	Силікат-пил, що містить	мг/м^3	4,0	19,4	50
6	Шум еквівалентний	дБ	80	81	95
7	Температура повітря	^{0}С	15 – 26	40,5	95
8	Швидкість руху повітря	м/сек	0,2 – 0,4	0,27	95
9	Відносна вологість повітря	%	55	42	100
10	Інфрачервоне випромінювання	Вт/м^2	140	5270	95

Основним джерелом факторів, зазначених у таблиці 4.1, є процес плавлення сталі в мартенівських печах. Цей процес супроводжується значним виділенням газів і пилу оксидів заліза, а також підвищенням температури повітря навколо. Крім того, під час випуску та розливу сталі утворюється пил, гази та теплові випромінювання.

Джерелом випромінювання є полум'я факела, високотемпературна вогнетривка футеровка внутрішнього простору печі, а також поверхня розплавленого металу та шлаку, вплив яких стає особливо помітним під час відкривання вікон печі. Іншими джерелами випромінювання є чавун, який заливають у піч, рідкий шлак і розплавлений метал під час випуску та розливу сталі.

Температура таких джерел перевищує 500 °С, що обумовлює спектр випромінювання зі значною кількістю світлових і інфрачервоних променів.

Теплове випромінювання, якому піддається персонал, що працює біля печей, варіюється в межах від 698 до 6990 Вт/м². Нормоване значення теплового опромінення становить 140 Вт/м².

У мартенівському цеху найбільшого впливу теплового опромінення зазнають сталеплави та їхні помічники. Інфрачервоне випромінювання впливає на функціональний стан організму людини, зокрема на її центральну нервову систему та серцево-судинну систему. Спостерігається значне прискорення серцебиття, підвищення максимального і зниження мінімального артеріального тиску, прискорене дихання, підвищення температури тіла, посилене потовиділення, а також зростання ризику захворювань серцево-судинної системи та органів травлення.

Світлове випромінювання може призводити до численних патологічних змін у стані очей: кон’юнктивітів, помутніння рогівки, депігментації райдужної оболонки, спазмів зіниць, помутніння кришталика, опіків сітківки тощо.

Тривале перебування у зоні впливу інфрачервоного випромінювання або систематичний контакт із високими температурами може спричинити порушення водно-сольового балансу, що веде до розвитку судомної хвороби. Дисбаланс теплового обміну викликає захворювання, відоме як теплова гіпотермія або перегрів.

У процесі виробництва утворюються газоподібні шкідливі речовини, які забруднюють повітря робочої зони. Основним джерелом такого забруднення є мартенівська піч. Порушення газодинамічних параметрів під час технологічного процесу може призводити до вибивання великих язиків полум’я крізь заслінки вікон, перекосу печі, шиберних пристроїв, а також викидів газів при випуску та розкисленні сталі в ковші. Іноді витік газів трапляється через порушення герметичності газових комунікацій.

Серед таких газів у повітрі робочої зони фіксуються оксид вуглецю (CO), сірчаний ангідрид (SO_2), оксид азоту (NO) та інші шкідливі речовини. Оксид вуглецю (CO) зазвичай утворюється через неповне згоряння палива або фізико-

хімічні реакції під час плавки. Потрапляючи в організм людини через дихальні шляхи, CO утворює карбоксигемоглобін, що знижує здатність крові доставляти кисень до тканин, спричиняючи кисневе голодування, яке впливає насамперед на центральну нервову систему. Гранично допустима концентрація оксиду вуглецю у повітрі робочої зони становить 20 мг/м³, він належить до 4 класу небезпеки.

Сірчаний ангідрид (SO_2) має подразнювальну дію. Він викликає запалення біологічних тканин, що особливо сильно позначається на органах дихання, шкірі та слизових оболонках очей. Оксид азоту (NO) також потрапляє в організм через дихальні шляхи й формує метгемоглобін у крові. У робітників це може викликати кашель, утруднене дихання, задишку й навіть набряк легень у тяжких випадках. Крім того, спостерігаються головний біль і слабкість серцевої діяльності. Гранична концентрація оксиду азоту в повітрі робочої зони встановлена на рівні 10 мг/м³ відповідно до санітарних норм.

У технологічному процесі використовується також природний газ, який сам по собі є нетоксичним, але при певних умовах може спричиняти ознаки ядухи.

Окрім газів, у мартенівському цеху утворюється значна кількість пилу, що забруднює виробниче приміщення. Основним джерелом пилу є мартенівська піч, де через високу температуру відбувається випаровування металів і шлаків, що згодом конденсуються й утворюють дрібнодисперсний пил. Постійний надлишковий тиск у печі сприяє виходу газів та пилу через різні щілини й відчинені отвори. Багато операцій технологічного процесу, як-от заправляння конструктивних елементів печі чи підсипання порогів, також супроводжуються активним виділенням пилу і забрудненням атмосфери виробничого приміщення.

Під час заливання чавуну у піч, випуску, розкислення та розливання сталі виникає додаткова генерація пилу у великих кількостях. Концентрація пилу в зоні пічного прольоту може сягати значення 143 мг/м³. Крім того, джерелом надмірної кількості пилу часто стає негерметичність обладнання при операціях із завалки шихти.

Кількість пилу, що виділяється, а також його хімічний і гранулометричний склад залежать від характеристик шихтових і заправних матеріалів, типу палива, кількості кисню та використаних для футеровки вогнетривких матеріалів.

Пил, який утворюється в результаті роботи двованної печі, переважно нетоксичний і містить до 10% діоксиду кремнію (SiO_2). Його частинки мають відносно великий середній розмір (dm = 82 мкм), а кількість пилу, що виноситься пічними газами, становить від 20 до 100 кг на тонну виробленої сталі.

Присутність у повітрі пилу, до складу якого входять оксиди кремнію, заліза та інші мінеральні компоненти, може спричинити професійні захворювання, об'єднані загальним терміном "пневмоконіоз". Такі хвороби призводять до патологічних змін у легеневій тканині: орган втрачає еластичність, порушуються його функції та кровообіг, що зрештою викликає кисневе голодування легенів. Встановлена гранично допустима концентрація пилу в повітрі виробничих приміщень не повинна перевищувати 4 мг/м³.

При виконанні окремих етапів технологічного процесу також створюється шум механічного, аеродинамічного чи термічного походження. Основними джерелами постійних шумових перевантажень є робота електромостових кранів, мотор-генераторів машинних залів, витоки стисненого повітря та процеси згоряння палива. Для робочого місця норматив рівня шуму не повинен перевищувати 80 дБ.

Окрім шуму, на організм людини негативно впливає вібрація. У цехах вона виникає через рух потягів по бункерній естакаді, роботу віброживильників або механізмів машинного залу. Тривалий вплив шуму може призводити до безсоння, зниження працездатності та розвитку професійної приглухуватості. У свою чергу, вібрація викликає порушення роботи нервової системи, звуження капілярів у кровоносних судинах, а також патології вегетативної нервової системи та кістково-суглобового апарату. Постійний контакт із вібрацією здатен провокувати системне захворювання організму – вібраційну хворобу.

Гранично допустимий рівень вібрації на робочому місці становить 92 дБ.

4.2 Технічні рішення щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів у пічному прольоті

Для зменшення шкідливого впливу тепла на організм людини важливо обмежувати його утворення у виробничих приміщеннях. Для цього

використовують термоізоляцію печей, встановлюють постійні або попередні вентиляційні системи, які часто обладнані пристроями для водорозпилення.

Одним із ключових факторів забезпечення сприятливих умов праці є організація ефективного повітрообміну. Подача зовнішнього повітря до цеху здійснюється через отвори у стінах, вікна та залізничні ворота. Вентиляційні прорізи обладнують поворотними панелями, а вікна — відкривними фрамугами, що дозволяє регулювати потік свіжого повітря. У теплі періоди року повітря подається через отвори, розташовані на рівні робочої зони, тоді як у холодний період — через отвори, що розміщені на висоті не менше 4 метрів від рівня робочих майданчиків. Відведення відпрацьованого повітря здійснюється через витяжні шахти та аераційний ліхтар. Для додаткового охолодження та зниження впливу надмірного тепла використовують дрібнодисперсне розпилення води.

Суттєву роль у забезпеченні комфортних умов відіграє обдування працюючих повітряними потоками (так зване повітряне душування). Повітря, яке подається вентиляторами і має температуру нижче температури навколишнього середовища, обтікає працівників, сприяючи прискоренню випаровування вологи з поверхні шкіри та охолодженню тіла.

На робочому місці сталевара необхідно мінімізувати дію радіаційного тепла. Для цього встановлюють теплозахисні екрани, які охолоджуються водою. Їх монтують поблизу стін і склепінь печей, навколо рам робочих вікон і сталерозливних канав. Такі екрани ефективно локалізують джерела променистого тепла, знижуючи його вплив на робочі місця та температуру поверхонь довкола.

Для запобігання утворенню пилу під час подрібнення і транспортування матеріалів застосовується метод пилопригнічення водою чи парою, що включає зволоження або мокрий помел.

Захист від шуму та вібрації у виробничих цехах забезпечується шляхом ретельного ущільнення повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Значний внесок у зниження негативного впливу шуму і вібрації роблять автоматизація та механізація технологічних процесів.

Для зменшення шуму і вібрації використовують амортизатори та легкі ущільнення на вентиляційних трасах, а також амортизаційні підвіски на вібродвигунах.

Спеціальний одяг виготовляється з бавовняних тканин з вогнетривким просоченням, а також із напіввовняних і суконних матеріалів. Горновим, жолобникам розливальних машин та іншим категоріям працівників доцільно використовувати металізовані вогнезахисні тканини на основі азбесту та скловолокна.

У робочому середовищі застосовують чоботи із халявами, які щільно фіксуються на нозі, і чоботи з манжетами. Усі види взуття оснащені теплозахисними прокладками під передньою частиною стопи та халявами, а також теплоізоляційними вставками між верхом і підошвою.

Для захисту очей та обличчя від бризок розплавленого металу й шлаку, а також від ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання, використовують захисні окуляри з ударостійкими стеклами із бічним захистом і сітчасті маски. Працівники біля печей застосовують окуляри зі спеціальним склом типу СС-14.

Руки захищають за допомогою рукавиць із сукна, покритих шкірою. Для захисту голови від перегрівання й опіків використовують капелюхи з широкими полями, виготовлені з повсті, фетру або грубошерстного сукна.

Шкіру рук, обличчя і шиї оберігають спеціальні захисні пасти, креми та мазі. Органи дихання працюючих у приміщеннях із задушливими газами, токсичними парами чи пилом захищають респіратори типів ШБ-1, У-2К, РП-К, «Астра-2», а також промислові протигази.

Для зменшення впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильних цехів використовуються протишумні вкладки з матеріалу ФПП-Ш («Беруші»), що розраховані на денне використання. Крім цього, застосовуються шумозахисні навушники моделі МІОП.

Зниження впливу вібрації досягається завдяки використанню рукавиць із подвійним шаром поролону. Додатково використовуються антивібраційні пояси, подушки, прокладки, віброгасне взуття та килимки для захисту кінцівок і тіла.

4.3 Виробнича санітарія та об'ємно-планувальні рішення будівель та споруд цеху

Проектування мартенівського цеху здійснюється з дотриманням норм безпеки у промисловому виробництві. Конструктивно будівлі мартенівських цехів зазвичай відповідають типовим стандартам. Стіни споруд виконуються із цегли або збірного залізобетону. Світлові отвори розташовуються вздовж будівлі в 2-3 ряди, причому вікна встановлюються у верхній частині стін на висоті не менше 1,2 метра від рівня підкранових шляхів.

У приміщеннях мартенівського цеху запроектовано створення мікроклімату, що забезпечує оптимальні умови для праці обслуговуючого персоналу. Зміна таких параметрів мікроклімату, як температура, вологість чи швидкість руху повітря, може викликати порушення терморегуляції організму людини у взаємодії з довкіллям.

4.4 Опалення та вентиляція

Для забезпечення комфортних умов упродовж усього року на робочих місцях встановлюють різноманітні системи опалення та вентиляції.

У приміщеннях, де обслуговуючий персонал перебуває постійно або тривалий час у холодний період, монтуються системи опалення, такі як батареї чи калорифери. Ворота для в'їзду та виїзду оснащуються повітряними й тепловими завісами з механізмами автоматичного відкривання та закривання. На головних пультах управління виробничими процесами передбачається встановлення батарей із паровим опаленням.

У літній період для забезпечення подачі свіжого повітря та очищення виробничого середовища застосовуються системи кондиціювання.

Допустимі параметри мікроклімату зазначені в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 - Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища у робочій зоні ділянки розливання сталі

Категорії роботи з тяжкості	Температура повітря на постійних робочих місцях, °С	Відносна вологість на робочих місцях, %	Швидкість руху повітря у цеху, м/с	Швидкість руху повітря норма, м/с	Температура повітря поза робочими місцями, °С
Середня	Холодний 14-16	Холодний 60	Холодний 0,4	Холодний 0,5	15
Важка	Теплий 30-35	Теплий 55	Теплий 0,3	Теплий 0,5	30

4.5 Освітлення виробничих приміщень

У мартенівському цеху використовують як природне, так і штучне освітлення. Для освітлення приміщень зазвичай встановлюють газорозрядні лампи низького та високого тиску, такі як люмінесцентні чи ДРЛ.

Рівень освітленості визначають відповідно до особливостей зорової роботи, яка за ступенем складності поділяється на вісім розрядів із підрозрядами. Класифікація розрядів базується на розмірах об'єкта розрізнення, тоді як підрозряди враховують характеристики фону та контрастність між об'єктом і фоном (див. таблицю 4.3).

Мінімальна освітленість робочих зон і територій підприємств, які потребують обслуговування під час аварійних ситуацій, повинна становити не менше 5% від робочого освітлення, але не нижче 2 лк у приміщеннях і 1 лк на відкритих територіях. Освітлення для евакуації має забезпечити мінімальний рівень освітленості: 0,5 лк на підлозі основних проходів, на поверхнях землі та на сходах у приміщеннях, а також 0,2 лк для відкритих територій.

Таблиця 4.3 – Прийняті значення освітленості у цеху

Найменування відділення ділянки	Розряд зорової роботи	Освітленість (лк) та коефіцієнт запасу при люмінесцентних лампах			Аварійне освітлення (лк)	
		Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	Коефіцієнт запасу	Для тривалих робіт	Евакуаційне
Ділянка розливання	VII	----------	200	1,5	10	0,5

4.6 Розрахунок штучного освітлення

Розраховуємо кількість світильників для загального освітлення, використовуючи люмінесцентні лампи:

$$N = ESr_З/(F_л\eta nz), \quad (4.1)$$

$$N = 200 \text{ x } 2800 \text{ x } 1,8 / (5220 \text{ x } 0,58 \text{ x } 1 \text{ x } 0,8) = 416 \text{ шт.}$$

де E - нормована освітленість, лк; E = 200 лк;

S – площа приміщення, м^2; S = 2800 м^2;

$r_З$-коефіцієнт запасу = 1,8

$F_л$ - світловий потік лампи, лм = 5220;

η -коефіцієнт використання світлового потоку = 0,58

Z - поправочний коефіцієнт - відношення мінімальної освітленості до середньої горизонтальної (0,8 - 0,9);

n – число ламп у світильнику = 1.

Встановлюємо індекс приміщення:

$$I = AB/[(F + B)h_{п.с}], \quad (4.2)$$

$$I = 14 \text{ x } 200 / [(14 + 200)] \text{ x } 75 = 0,18$$

де A і B – ширина та довжина приміщення, м = 14;

$h_{п.с}$ – висота підвіски світильника, м = 200.

Обираємо тип люмінесцентної лампи ЛБ – 80 за ГОСТ 13828 – 74.

Для забезпечення рівномірного горизонтального освітлення світильники з люмінесцентними лампами розміщують у суцільних рядах, паралельних стінам з вікнами (вздовж довшої сторони приміщення). У цьому процесі враховуються необхідні відстані між центрами світильників і рядами, які відповідають заданому рівню освітленості.

4.7 Санітарно-побутові приміщення

Забезпечення належних санітарно-побутових умов у приміщеннях відіграє важливу роль у профілактиці захворювань серед працівників металургійного виробництва. У цехах обладнано спеціальні зони, які включають гардероб, 30 умивальників, 15 душових кімнат, а також їдальню для обідів.

4.8 Заходи пожежної безпеки

Основними причинами виникнення пожеж на виробничих підприємствах є такі фактори: необережне поводження з вогнем, недотримання технологічних процесів, несправність обладнання, неправильний монтаж чи експлуатація електропроводки та електроприладів, утворення іскор від виробничого устаткування, вплив статичної електрики та інші. Для запобігання подібним подіям необхідно усунути вказані порушення.

У мартенівських цехах, де постійно перебувають розплавлений і розігрітий метал, шлак, велика кількість горючих газів і активно використовується кисень, особливу важливість має суворе дотримання технологічного процесу й правил виконання робіт. Недбалість у цих питаннях може призвести до серйозних наслідків.

Найпростіший і найпоширеніший засіб гасіння пожеж — використання води. Проте цей метод має обмеження у випадках, коли його застосування може бути небезпечним або малоефективним. Великою популярністю користуються засоби пожежогасіння за допомогою піни. Хімічна піна створюється із використанням піногенераторних порошків (ПГП чи ПГПС), що мають кислотну або лужну основу. Також поширена повітряно-механічна піна, яка складається зі суміші води, повітря та піноутворювачів (ПО-1, ПО-6, ПО-1А, ПО-1Д). До її складу можуть входити, наприклад, гасовий контакт, столярний клей і етиловий спирт.

Ще одним ефективним методом є подача інертних газів — азоту, діоксиду вуглецю, димових газів або водяної пари — безпосередньо до зони горіння. Це

знижує концентрацію окиснювача, що послаблює горіння і зрештою припиняє його.

Для ліквідації невеликих осередків займання також часто використовуються вогнегасні порошки. Вони ефективні для боротьби з полум’ям на горючих матеріалах або в ситуаціях, коли інші засоби не є відповідними. Серед популярних порошкових складів — ПС-1, ПС-2, СІ-2 та ПСБ.

На підприємствах активно застосовують різноманітні типи вогнегасників: рідинні, хімічні пінні, повітряно-пінні, порошкові, вуглекислотні та хладонові. У мартенівських цехах, які належать до категорії «Г» за рівнем вибухопожежної небезпеки, основними засобами пожежогасіння залишаються хімічні та пінні вогнегасники. Наприклад, використовуються моделі ОХП-10 із зарядом і повітряно-пінні вогнегасники типу ОВП-5, ОВП-10 та ОВПУ-250. У цеху налічується близько 30 таких пристроїв, які розміщені на спеціальних протипожежних стендах.

Щодо засобів індивідуального захисту, працівникам надаються протигази й спеціальний одяг. Його потрібно носити правильно: куртка повинна бути застебнута на всі ґудзики, черевики — щільно зашнуровані й зав'язані; штани мають закривати верхній край чобіт чи черевиків; рукави куртки слід надягати поверх рукавиць. Під час роботи з розплавленим металом верхній одяг доцільно носити навипуск. У разі виконання робіт у запилених умовах обов’язковим є використання респіраторів для захисту органів дихання.

4.9 Електробезпека

Вплив електричного струму на людський організм може бути вкрай небезпечним, спричиняти серйозні ушкодження здоров’ю та навіть призводити до смертельних наслідків. Ризик ураження збільшується через те, що напругу неможливо виявити органами чуття, а ймовірність летальних випадків при контакті зі струмом є значно вищою, ніж за інших видів травм.

Загроза електротравм виникає при контактуванні людини з незаземленими струмопровідними частинами обладнання, серед яких можуть бути заливальні чи

розливні крани, завалювальні машини, заправні механізми тощо. Враховуючи класифікацію рівнів електронебезпеки, мартенівські цехи належать до другого класу через високий рівень температур у їх виробничому середовищі.

Вплив електричного струму на організм залежить від низки факторів: загального стану здоров’я людини, способу включення її тіла у електричний ланцюг та інших обставин. Різна сила струму викликає різний вплив:

- 0,6–1,5 мА при змінному струмі частотою 50–60 Гц спричиняють легке тремтіння пальців,

- 5–10 мА ведуть до судом м'язів рук,

- 20–25 мА можуть викликати параліч верхніх кінцівок, утруднення дихання та сильний біль.

Електричний струм може мати фізіологічний, термічний, хімічний та механічний впливи на організм людини. Такі прояви включають нагрівання тіла до 50–60 °C, пошкодження шкіри через розпечене повітря від струму, неконтрольовані скорочення м’язів та навіть клінічну смерть.

Роботи на діючих електроустановках поділяються за видами заходів безпеки на чотири групи: роботи з повним зняттям напруги; частковим зняттям напруги; без зняття напруги, але далеко від струмоведучих частин; а також безпосередньо біля частин під напругою.

Для запобігання нещасним випадкам використовуються заходи захисту від перевищення допустимого струму, контакту зі струмоведучими частинами або дотику до частин обладнання, що випадково опинилися під напругою.

Щоб уникнути перевантаження в електромережі, необхідно правильно підбирати переріз провідників, не допускати підключення додаткових споживачів без проєктної документації та уникати надмірного нагрівання елементів електроустановок понад встановлені норми. Для захисту мереж від перевантаження використовують плавкі запобіжники.

Захист від прямого контакту з струмоведучими частинами електроустаткування забезпечується ізоляцією, огорожами, блокуванням, дистанційним управлінням або встановленням пристроїв у важкодоступних місцях. У випадку, якщо через

пошкодження ізоляції напруга опиняється на металевому корпусі обладнання, застосовують захисне заземлення.

До засобів індивідуального захисту належать монтерський інструмент (ізолюючі оперативні штанги, кліщі, вимірювальні пристрої), спеціальний одяг (гумові діелектричні рукавички, боти та калоші, брезентові рукавиці), захисні засоби (протигази, запобіжні пояси) та допоміжне обладнання (ізолюючі майданчики та підкладки). Для визначення напруги служать спеціальні покажчики.

4.10 Розрахунок скрубера Вентурі для очищення від пилу виробничих викидів

Скрубери Вентурі широко застосовуються серед пристроїв для мокрої очистки газів, завдяки їх здатності осаджувати частинки пилу на поверхні крапель рідини. Вони демонструють ефективність очищення на рівні 96–98% для пилу із середнім розміром частинок 1–2 мкм за початкової концентрації до 100 г/м³. Питома витрата води для зрошення складає від 0,4 до 0,6 л/м³.

Вихідні дані:

Забруднювач – пил від мартенівської печі $B = 9{,}88 \cdot 10^{-2}$; $n = 0{,}4663$

Щільність газу в горловині $\rho_г = 0{,}9$ кг/м^3

Швидкість газу горловині $W_г = 135$ м/с

Масова витрата газу $M_г = 0{,}9$ кг/с

Масова витрата зрошуючої рідини $M_ж = 0{,}865$ кг/с

Питома витрата рідини $m = 1{,}5$ л/м^3

Тиск рідини $P_ж = 300$ кПа

Щільність рідини $\rho_ж = 1000$ кг/м^3

Коефіцієнт гідравлічного опору сухої труби - $\zeta_c = 0.15$

Необхідна ефективність очищення від пилу щонайменше 0,9

Розрахунок:

Встановлюємо гідравлічний опір сухої труби Вентурі:

$$\Delta p_C = \frac{\zeta_C \cdot W_{г}^2 \cdot \rho_г}{2} = \frac{0.15 \cdot 135^2 \cdot 0.9}{2} = 1230\,\text{Н/м}^2$$

Обраховуємо гідравлічний опір, викликаний введенням зрошуючої рідини,

$$\Delta p_{ж} = \frac{\zeta_{ж} \cdot W_{Г}{}^{2} \cdot \rho_{ж} \cdot Ш}{2} Н/м^{2},$$

де

$\zeta_{ж}$ – коефіцієнт гідравлічного опору труби, викликаний введенням рідини

$$\zeta_{ж} = 0.63 \cdot \zeta_{с} \cdot \left(\frac{M_{ж}}{M_{Г}} \cdot \frac{\rho_{Г}}{\rho_{ж}}\right)^{-0.3} = 0.63 \cdot 0.15 \cdot \left(\frac{0.865}{0.9} \cdot \frac{0.9}{1000}\right)^{-0.3} = 0.78$$

$$\Delta p_{ж} = \frac{0.78 \cdot 135^{2} \cdot 1000 \cdot 1.5}{2} = 10661625 \text{ Н/м}^2$$

Добуваємо гідравлічний опір труби Вентурі, Н/м^2

$$\Delta p = \Delta p_{c} + \Delta p_{ж} = 1230 + 10661625 = 10662855 \text{ Н/м}^2$$

Добуваємо сумарну енергію опору $К_т$, Па

$$K_{Т} = \Delta p + p_{ж} \cdot \left(\frac{V_{ж}}{V_{Г}}\right)$$

де $V_ж$ і $V_г$ – об'ємні витрати рідини та газу відповідно, м^3/с

$$V_{ж} = M_{ж}/\rho_{ж} = 0{,}865/1000 = 8{,}65 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}$$

$$V_{г} = M_{г}/\rho_{г} = 0{,}9/0{,}9 = 1 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$К_т = 10662855 + 300 \cdot 103(8{,}65 \cdot 10^{-4}/1) = 10663114 \text{ Па}$$

Встановлюємо ефективність скрубера Вентурі

$$\eta = 1 - e^{-B \cdot K_{T}{}^{n}} = 1 - e^{-0.0988 \cdot 10663114^{0{,}4663}} = 1$$

Ефективність скрубера Вентурі, розрахована (показник η), відповідає заданій умові, тобто забезпечує очищення газових викидів від пилу з ефективністю не менше 0,9.

ВИСНОВКИ І РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. У процесі реконструкції мартенівського цеху на потужностях ПАТ «Запоріжсталь» були виконані розрахунки щодо кількості та тривалості розливання за допомогою машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Це підтвердило як технічну, так і економічну доцільність застосування методу безперервного розливання при модернізації сталеплавильних цехів. Доведено, що впровадження МБЛЗ створює передумови для повної автоматизації та механізації процесу розливання сталі.

2. У сфері технологій безперервного лиття, що забезпечує високу якість металу, успішно випробувано, удосконалено та впроваджено спеціальні високоякісні вогнетривкі матеріали для МБЛЗ. Забезпечено повністю закриту систему подачі металу на всіх етапах: від сталерозливного ковша до проміжного ковша і кристалізатора. Впроваджено нові матеріали для стінок кристалізатора та механізми гойдання, синхронізовані зі швидкістю розливу, а також ефективну систему водно-повітряного охолодження.

3. Розрахунки підтвердили, що для якісної підготовки рідкої сталі до безперервного розливання обов’язковим є впровадження позапічної обробки металу. Необхідність покращення якості рідкої сталі обґрунтована жорсткими вимогами до хімічного складу, регулювання температури та стабільності цих параметрів у межах певного об’єму сталерозливного ковша.

На основі зазначеного пропоную:

1. Організувати позапічну обробку сталі на базі універсальної системи, яка поєднує декілька методів такої обробки. Основною перевагою цієї системи є суттєве скорочення загальної тривалості рафінування металу.

2. Сьогодні оптимальною основою для подібної універсальної системи є багатофункціональна установка піч-ківш (УПК), яка дозволяє гнучко використовувати різноманітні технологічні методи з метою підвищення якості сталі.

3. Установа піч-ківш значно перевершує можливості установок для комплексного доведення металу як за технологічними, так і за організаційними

характеристиками, одночасно сприяючи зниженню витрат на виробництво. Це робить УПК пріоритетним вибором для здійснення позапічної обробки сталі.

4. Застосування установки піч-ківш є необхідною умовою для якісного вакуумування металу.

5. З огляду на вищезазначене, організації процесу позапічної обробки сталі на комбінаті «Запоріжсталь» рекомендовано проводити в два етапи:

- На першому етапі збудувати установку піч-ківш, призначену для обробки спокійної вуглецевої та низьколегованої сталі.

- На другому етапі інтегрувати вакууматор пропорційно-циркуляційного типу в комплекс із УПК.

Реалізація такого комплексу технологій для позапічної обробки металу дозволить організувати виробництво високоякісних марок сталі з широким сортаментом.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Баптизманський В. І. Розливання сталі. Київ : Вища школа, 1987. 200с.

2. Чуйко Н. М., Перев'язко О. Т. Позапічні способи поліпшення якості сталі. Київ : Техніка, 1978. 128с.

3. Інструкція з виробництва сталі із застосуванням позапічного рафінування металу на установці піч-ківш. Запоріжжя : Запоріжсталь, 2011. 56 с.

4. Розрахунок кристалізації при безперервному розливанні сталі. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2000. 69с.

5. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.

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

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

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

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

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

11.Збірник технологічних інструкцій після виплавки сталі в основних дугових електропечах. Запоріжжя : ВАТ «Дніпроспецсталь», 1990. 586 с.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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