

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Технологічні аспекти розливання сталі в умовах мартенівського цеху
ПАТ «Запоріжсталь»

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1361-с
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

В.В.Норченко

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н, доц. Кириченко О.Г.

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

Рецензент доц., к.т.н, доц. Проценко В.М.

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

Запоріжжя
2024

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)

Норченко Віолетті Вячеславівні
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні аспекти розливання сталі в умовах марте-
нівського цеху ПАТ «Запоріжсталь»

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадіович, к.т.н., доц.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «26» грудня 2023 року №2215-с

2 Строк подання студентом роботи 20.06.2024

3 Вихідні дані до роботи Дослідити можливість розробки та впровадження в
виробництво сучасних засобів розливання мартенівської сталі

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

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна час-
тина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилан-
ня

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових крес-
лень) 13 креслень

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	13.05-19.05.2024	
2	1 Загальна частина	20.05-26.05.2024	
3	2 Конструкційна частина	27.05-02.06.2024	
4	3 Технологічна частина	03.06-09.06.2024	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	10.06-16.06.2024	
6	Висновки, перелік джерел посилання	17.06-20.06.2024	

Студент _____ В.В.Норченко _____
(підпис) (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проєкту) _____ О.Г.Кириченко _____
(підпис) (ініціали та прізвище)**Нормоконтроль пройдено**Нормоконтролер _____ Ю.О.Белоконь _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 121 с., 39 табл., 32 рис., 17 джерел

МАРТЕНІВСЬКИЙ ЦЕХ, МІКСЕР, ДВОВАННА ПІЧ, ШИХТА,
ВИЛИВНИЦЯ, ЗЛИТОК, ПЛАВЛЕННЯ, РОЗКИСЛЕННЯ, РОЗЛИВАННЯ

Мета роботи – розробка та впровадження в виробництво сучасних засобів розливання мартенівської сталі.

Об'єкт дослідження – процес розливання сталі в умовах комбінату «Запоріжсталь».

В загальній частині розглянуто стан теорії розливання сталі в виливниці, процеси, які відбуваються при цьому, та використоване обладнання.

В конструкційній частині наведений опис будови двохванної печі та приведений розрахунки матеріального і теплового балансу плавки.

В технологічній частині розглянута технологія розливання сталі марки 35ГС в умовах ПАТ «Запоріжсталь». Розроблено технологію сифонного розливання сталі 35ГС. Теоретично обгрунтована необхідність застосування утеплюючих сумішей при розливанні.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проведений аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища в умовах мартенівського цеху, розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища, а також проведений розрахунок захисного заземлення.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	
ЗАГАЛЬНОТЕОРЕТИЧНІ ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ	
(Літературний огляд).....	11
1.1 Випуск металу і витримка в ковші.....	11
1.2 Способи розливання сталі.....	13
1.3 Устаткування для розливу сталі.....	16
1.4 Спеціалізовані суміші для сифонного розливання сталі.....	30
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	39
2.1 Схема та будова мартенівської печі.....	39
2.2 Технологія плавлення металу.....	43
2.3 Конструкція двохванних печей.....	47
2.4 Розрахунок двоханної сталеплавильної печі.....	49
2.4.1. Матеріальний баланс.....	50
2.4.2 Тепловий баланс.....	57
2.4.3 Витрата палива за періодами плавки.....	63
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	
УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ	
В УМОВАХ МАРТЕНІВСЬКОГО ЦЕХУ	65
3.1 Технологія розливання сталей в мартенівському цеху.....	65
3.2 Розливання сталі сифонним способом.....	69
3.3 Розливання плавок із двох ковшів в один состав одночасно.....	76
3.4 Удосконалення технології розливання сталі сифонним способом....	77
3.5 Розробка конструкції пробовідбірника.....	84
3.6 Застосування утеплювальних сумішей при сифонній розливці сталі.....	88
3.6.1 Оптимальна витрата суміші та порядок її введення.....	91
3.6.2 Дослідження глибини поширення усадочних дефектів	

в розкатах злитків.....	92
3.6.3 Хімічна неоднорідність злитків.....	99
3.6.4 Вихід придатного металу в обтискному цеху.....	102
3.6.5 Результати випробувань механічних властивостей сталі 35ГС....	103
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	105
4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в розливному прольоті мартенівського цеху.....	105
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху ...	108
4.3 Заходи з електробезпеки.....	109
4.4 Заходи пожежної безпеки.....	111
4.5 Технічні рішення виробничої санітарії.....	112
4.5.1 Опалення та вентиляція цеху	112
4.5.2 Освітлення виробничих приміщень	112
4.6 Розрахунок захисного заземлення.....	113
ВИСНОВКИ.....	118
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	120

ВСТУП

За січень 2022 року порівняно з аналогічним періодом 2021 року виробництво чавуну в Україні зменшилося на 1,8%, виробництво сталі збільшилося на 0,7%, металопрокату – на 0,6%. Згідно із даними ОП «Укрметалургпром», за січень 2022 року в Україні було вироблено 1,77 млн тонн чавуну (на 1,8% менше, ніж за аналогічний період 2021 року); 1,85 млн тонн сталі (на 0,7% більше); 1,67 млн тонн металопрокату (на 0,6% більше).

Станом на 11 лютого 2022 року, з основних діючих виробничих потужностей в експлуатації знаходилось: 17 з 21 доменних печей, 7 з 8 мартенівських печей, 13 з 16 конвертерів, 5 з 15 електропечей та 16 із 17 машин безперервного лиття заготівки.

Забезпечення підприємств залізорудною сировиною (ЗРС) у січні 2022 року здійснювалось відповідно до потреби металургійного виробництва. Імпорту ЗРС не було. Експорт залізорудної сировини за вказаний період становив 3,85 млн тонн (на 4,3% більше, ніж за січень 2021 року).

За минулий місяць на українські коксохімічні підприємства було поставлено 1,14 млн тонн вугілля для коксування (на 0,5% більше, ніж за січень 2021 року), з яких 0,28 млн тонн – українського походження і 0,86 млн тонн – імпортного. Загальний обсяг коксу, який закупили українські металурги за вказаний період, становить 0,772 млн тонн (на 6,0% більше, ніж за січень 2021 року): 0,668 млн тонн українського походження; 0,104 млн тонн – імпортного.

Також за січень 2022 року було заготовлено 237 тис. тонн металобрухту (на 21,8% менше, ніж за аналогічний період 2021 року). Експорт металобрухту за вказаний період становив 6 тис. тонн (на 68,4% менше).



Рисунок 1 – Підсумки роботи ГМК України в січні 2022р.

За січень 2022 року вітчизняна металургія спожила близько 135 млн кубометрів природного газу (на 22,9% менше, ніж за аналогічний період 2021 року) і 1,01 млрд кВт-год. електроенергії (на 6,3% більше).

Як повідомляв Укрінформ, згідно із даними ОП «Укрметалургпром», за 2021 рік в Україні було вироблено 21,17 млн тонн чавуну (на 3,6% більше, ніж за 2020 рік); 21,37 млн тонн сталі (на 3,6% більше); 19,08 млн тонн металопрокату (на 3,5% більше).

Сучасне металургійне виробництво являє собою комплекс цілеспрямовано організованих технологічних процесів, що забезпечують переробку вихідної сировини в готову металопродукцію заданої якості. Чавун, сталеві зливки, прокат (рейки, балки, швелера, куточки, труби, плити, листові і рулонна сталь різної обробки), сталеві канати, дріт – ось самий короткий перелік продукції металургійного виробництва.

Мартенівський процес виник як спосіб отримання сталі шляхом сплаву брухту і чавуну на подині відбивної печі. Це зумовило головну його особливість – брак власного тепла процесу для проведення плавки. Для плавлення твердих шихтових матеріалів і нагріву рідкого металу і шлаку до заданої температури, а також для компенсації значних теплових втрат, що викликаються великою тривалістю плавки, недостатньо фізичного та хімічного тепла шихтових матеріалів. Згорання палива має відбуватися в межах робочого простору, інакше воно закінчується у вертикальних каналах і регенераторах, що в значній мірі знижує стійкість цих елементів печі та підвищує витрата палива. Для того, щоб згорання палива завершилося в робочому просторі печі, витрата повітря повинна перевищувати теоретично необхідну кількість для повного згорання, тому коефіцієнт надлишку повітря становить зазвичай 1,15-1,20. Продукти згорання будь-якого палива будуть складатися з окислювальних газів CO_2 , H_2O , O_2 і деякої кількості нейтрального азоту N_2 . Таким чином, характер атмосфери мартенівської печі в усі періоди плавки окислювальний. Це одна з особливостей мартенівського процесу.

Іншою особливістю технології мартенівської плавки є те, що тепло до ванни надходить зверху, а відводиться знизу через подину, тому температура шлаку вище, ніж металу, і по глибині ванни є відмінність у температурі металу. Товщина шлаку в мартенівських печах коливається від 50 до 500 мм, глибина ванни металу – від 500 до 1500 мм (в залежності від ємності та конструкції печі). При цьому вирівнюванню температури по глибині ванни сприяють бульбашки CO , що виділяються в результаті окислення вуглецю і призводять до «кипіння» ванни. Проте деякий перепад температур по глибині ванни все ж зберігається, особливо між шлаком і металом. На початку доводки цей перепад становить 70-100, а в кінці 20-50 °C. По довжині печі температура металу також неоднакова. Під факелом температура металу трохи вище, ніж у відповідних головок.

Четверта особливість технології мартенівської плавки – участь пода печі в протікаючих процесах. На відміну від плавки в конвертерах, триваючої всього 15-30 хв, плавка в мартенівській печі триває багато годин. Тому вплив взаємодії металу з подини виявляється дуже відчутним.

П'ята особливість технології мартенівської плавки полягає в тому, що рідкий метал весь час знаходиться під шаром шлаку (шлак приблизно вдвічі легше металу). Практично всі добавки, що вводяться в піч, потрапляють на шлак або проходять в метал через шлак. Кисень з атмосфери печі в метал переходить також через шлак. Якщо врахувати, що тепло від факела до металу також передається через шлак, то стає зрозумілою величезна роль шлаку в мартенівському процесі. По суті керівництво ходом плавки полягає в тому, що змінюють склад, температуру та консистенцію шлаку і таким чином домагаються отримання металу потрібного складу і якості.

Мартенівський процес відіграв величезну роль у виробництві сталі в XIX-XX століттях. Однак у сучасних умовах у нього можна відзначити ряд недоліків. По-перше, низька продуктивність, по-друге, великі труднощі в синхронізації плавки сталі в мартенівській печі і розливання сталі на МБЛЗ, по-третє, велика витрата вогнетривких матеріалів і частка ручної праці при ремонтах печей, по-четверте, більш важкі умови праці .

З цих причин мартенівський процес неухильно витісняють киснево-конвертерний і електросталеплавильний.

У значних обсягах мартенівське виробництво збереглося лише в Україні, що пояснюється браком фінансових коштів при модернізації сталеплавильного виробництва.

У цьому зв'язку серед розроблених і впроваджених за останній час у виробництво способів підвищення якості металу особлива роль належить розробці способів розливання сталі.

Підвищені вимоги до якості металопродукції ставлять перед металургійними підприємствами задачу постійного вдосконалення технології виробництва сталі, при якій в силу тих чи інших причин застосовується розливання у виливниці. З другої половини XX ст. розливання сталі сифонним способом в злитки, як правило, проводять з використанням спеціальних сумішей.

У даному кваліфікаційній роботі запропоновані технологічні заходи, що дозволяють удосконалити існуючу нині технологію розливання сталі в мартенівському цеху.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

ЗАГАЛЬНОТЕОРЕТИЧНІ ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

(Літературний огляд)

Виплавлену в сталеплавильному агрегаті сталь випускають в розливний ківш і далі розливають у металеві форми – виливниці або направляють на машини безперервного розливання. В результаті кристалізації отримують сталеві зливки, які надалі піддають обробці тиском (прокатці, куванню).

На злитки розливають більшу частину сталі, виплавленої у всіх сталеплавильних агрегатах; лише близько 2% всієї сталі йде на фасонне литво.

Розливання – важливий етап сталеплавильного виробництва. Технологія і організація розливання значною мірою визначають якість готового металу і кількість відходів при подальшому переділі сталевих злитків. Так через неправильно організоване розливання від 6 до 18%, а іноді і до 25% всієї сталі, що виплавляється повертається в переплав через дефекти, що виникають в процесі розливання і кристалізації зливка.

1.1 Випуск металу і витримка в ковші

По жолобу з мартенівської або двохванної печі сталь надходить безпосередньо в ківш. При цьому в ківш потрапляє також і частина шлаку (до 2 – 3% від маси металу), який оберігає метал від швидкого охолодження під час розливання та впливу на нього атмосферних газів.

Попадання великої кількості шлаку в ківш може призвести до підвищеного угару розкислювачів, рефосфорації, переходу частини газів зі шлаку в метал, тому на практиці намагаються відітнути основну частину шлаку після сходу металу. Шлак, що залишився, зливають в спеціальну шлакову чашу.

Процеси, що відбуваються під час випуску та розливання сталі. Під час випуску сталь взаємодіє з киснем і азотом повітря, шлаком і футеровкою жолоба і ковша. У ковші проводиться розкислення сталі, відбувається утворення і видалення

з нього неметалічних включень, знижується температура металу і шлаку, змінюється їх склад. Всі ці процеси можуть надавати великий вплив на якість сталі.

Дослідженнями встановлено, що в сталі, попередньо розкисленій в печі марганцем і кремнієм, загальний вміст кисню при випуску підвищується і може досягти того значення, яке було до розкислення. Таким чином, попереднє розкислення сталі в печі, особливо маловуглецевої, недоцільно.

При випуску неокисленої киплячої сталі, навпаки, відзначається зазвичай зниження окисленості металу. У цьому випадку при зменшенні феростатического тиску активізується реакція окислення вуглецю і знімається частина свехривно-важного з вуглецем кисню. CO, що виділяється на жолобі, екранує струмінь від контакту з атмосферою.

При контакті струменя з атмосферою можливе поглинання металом і азоту. Цьому сприяє більш високий, ніж у плавильному агрегаті, парціальний тиск N_2 і відсутність захисту шаром шлаку.

В цілому ступінь взаємодії металу з атмосферою визначається питомою величиною поверхні і часом контакту, тобто характером струменя, а також залежить від складу газової фази, що безпосередньо примикає до поверхні металу, і від його складу.

Суттєвими джерелами кисню, що надходить в сталь під час випуску плавки та витримки металу в ковші, є також шлак і вогнетривка футеровка. Це підтверджується порівняно високим угаром розкислювачів, присаджених в ківш, який підвищується при збільшенні окисленості і кількості шлаку, що потрапив в ківш. Після закінчення випуску сталь витримують в ковші перед розливанням. Тривалість витримки якісної сталі становить зазвичай 10 – 15 хв, витримка рядових сталей визначається часом транспортування ковша до розливального майданчика.

Витримка сталі в ковші перед розливанням і протягом розливання сприяє спливанню частинок шлакових і вогнетривких включень і продуктів розкислення, рівномірному розподілу елементів-розкислювачів, присаджених в ківш, вирівнюванню температури, виділенню розчинених в сталі газів.

У процесі випуску сталі в залежності від ємності сталеплавильного агрегату метал остигає на 20 – 50 °С, а під час витримки в ковші він остигає на 0,3 – 1,5 °С/хв в залежності від обсягу ковша.

При температурі сталі шамотна футеровка активно взаємодіє з пічним шлаком, що знаходяться в ковші. При цьому шлак збагачується кремнеземом і глиноземом, що знижує його основність і в'язкість – створюються умови для переходу частини фосфору зі шлаку в метал. В результаті до кінця розливання його вміст в металі може зростати.

Концентрація марганцю в киплячій сталі зазвичай зменшується, що пов'язано з його окисленням при зниженні температури. У процесі розливання окислюється також до 0,02 – 0,03% вуглецю.

У спокійній сталі частково окислюється кремній і практично повністю вигорає алюміній.

Під час розливання сталі в злитки відбувається її повторне окислювання. При цьому загальний вміст кисню може збільшуватися в два-три рази. Найбільш схильний до вторинного окислення глибокорозкислений метал. небезпека окислення більше при безперервному литті заготовок, де сумарна площа контакту металу з атмосферою в струмені і проміжному ковші порівняно велика.

Для зменшення вторинного окислення при розливанні застосовують захист струменя аргоном, розливу через подовжений стакан під рівень металу в кристалізаторі, захист дзеркала металу у виливниці і кристалізаторі шлаковими сумішами або створенням відновної атмосфери в порожнині виливниці і т. п.

1.2 Способи розливання сталі

Застосовують два основних способи розливання сталі: розливу в виливниці і безперервне розливання. Розливу у виливниці підрозділяють на розливання зверху і сифоном.

При розливанні зверху (рис. 1.1) сталь безпосередньо з ковша 1 надходить у виливниці 2, встановлювані на чавунних плитах – піддонах 3.

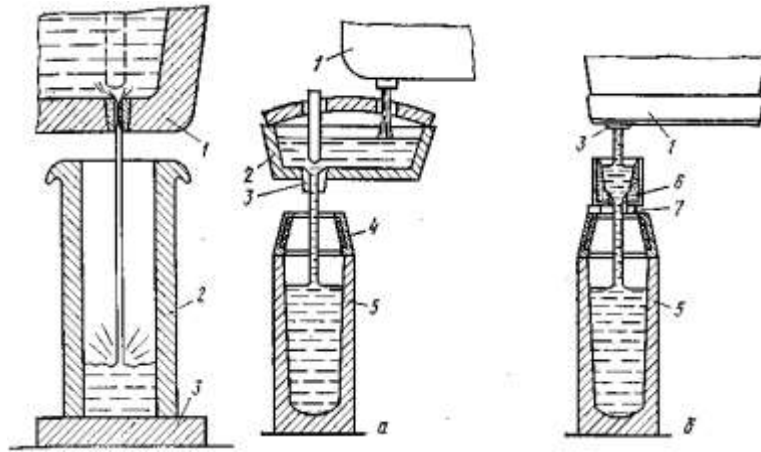


Рисунок 1.1 – Схема розливання сталі зверху, через проміжний ківш (а)
і проміжну воронку (б)

Після заповнення кожної виливниці стопор або шибєрний затвор ковша закривають, ківш транспортують до наступної виливниці, знову відкривають стопор (шибєрний затвор) і після заповнення сталлю нової виливниці цикл повторюють.

Іноді при розливанні зверху застосовують двухстопорні ковші; це дозволяє одночасно заповнювати дві виливниці і скоротити тривалість розливання. З метою зменшення напору струменя і розбризкування металу на стінки виливниць розливу зверху іноді ведуть через проміжні ковші (рис. 1.1, а) або через проміжні воронки (рис. 1.1, б).

При сифонному розливанні, заснованому на принципі сполучених посудин, сталлю одночасно заповнюють декілька (від двох до шістдесяти) виливниць. Рідка сталь з ковша надходить (рис. 1.2.) у встановлений на піддоні футерований зсередини центровий літник (2), а з нього по футерованих каналах піддону в виливниці знизу. Центровий літник та виливниці встановлюють на масивній чавунній плиті – піддоні, що має канавки, в які укладають пустотілу сифонову цеглу (трубки або проводки).

Таким чином, метал з ковша надходить у виливниці, лише пройшовши систему каналів, футерованих вогнетривкою цеглою. Після наповнення всіх встановлених на піддоні виливниць стопор (шибєрний затвор) закривають, і ківш транспортують до наступного піддону і т. п.

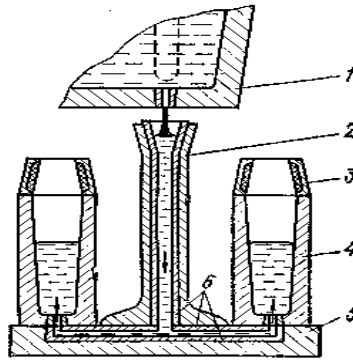


Рисунок 1.2 – Схема сифонного розливання сталі

Обидва способи розливання володіють рядом переваг і недоліків.

Сифонне розливання має наступні переваги перед розливанням зверху:

- 1) одночасна розливка декількох злитків скорочує тривалість розливання плавки і дозволяє розливати в дрібні злитки плавки великої маси;
- 2) зручно застосовувати захист дзеркала металу у виливниці шлаковими сумішами або рідким шлаком;
- 3) поверхня злитка виходить чистою, так як метал у виливниці піднімається спокійно без розбризкування;
- 4) підвищується стійкість футеровки ковша і поліпшуються умови роботи стопора і шиберного затвора внаслідок меншої тривалості розливання і зменшення числа відкриттів і закриттів стопора або затвора;
- 5) під час розливання можна стежити за поведінкою підняття металу у виливниці та у відповідності з цим регулювати швидкість розливання.

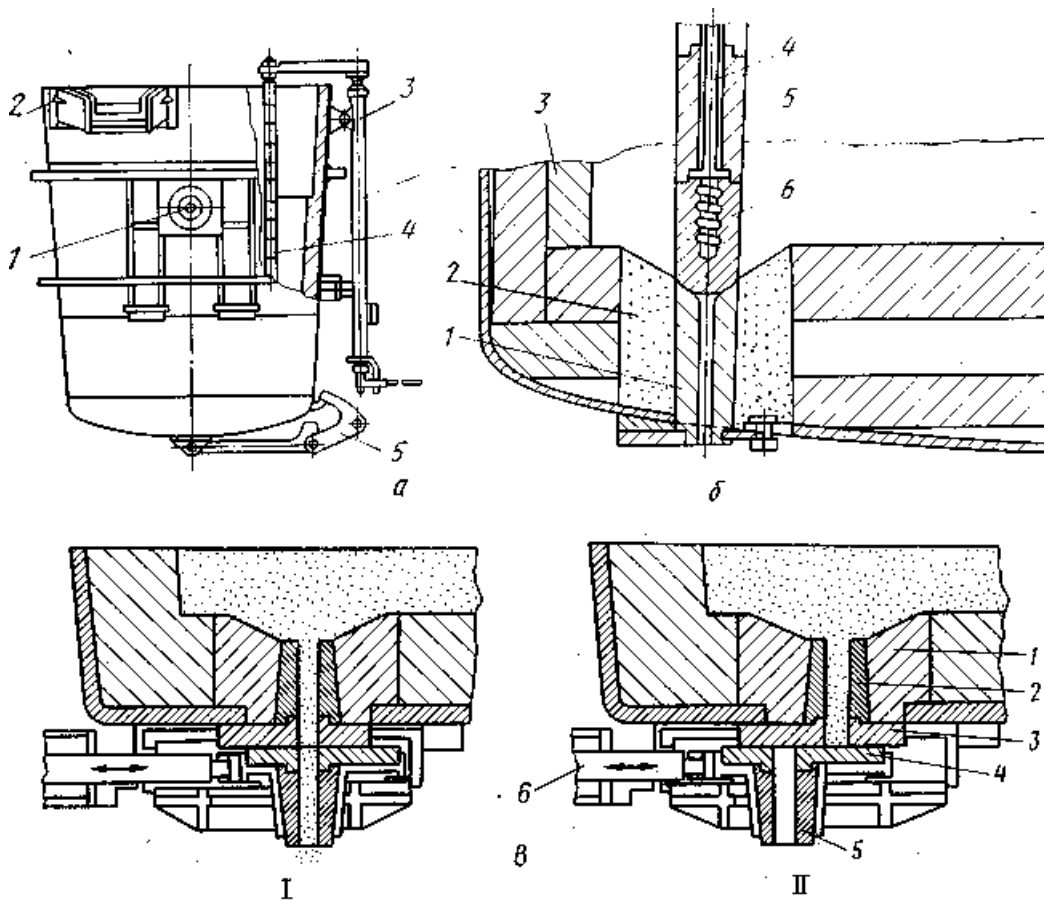
Недоліки сифонного розливання:

- 1) складність і підвищена вартість розливання, обумовлені витратою сифонної цегли, установкою додаткового устаткування і значними витратами праці на зборку піддонів і центрових;
- 2) додаткові втрати металу у вигляді літників (0,7 – 2,5% від маси сталі) і можливість втрат при проривах металу через сифонні цеглини;
- 3) необхідність нагрівання металу в печі до більш високої температури, ніж при розливанні зверху, так як він додатково охолоджується в каналах сифонної цегли;
- 4) небезпека забруднення сталі неметалевими включеннями в результаті розмивання сифонної цегли.

1.3 Устаткування для розливу сталі

Сталерозливний ківш

Сталерозливний ківш являє собою виконану із сталевих листів футеровану посудину, яка має форму усіченого конуса, що розширюється догори (рис. 1.3.). Ємність ковшів знаходиться в межах 5 – 480 т; крім рідкої сталі ківш повинен вмщати трохи шлаку (2 – 3% від маси металу), який оберігає метал від швидкого охолодження під час розливання.



а – загальний вигляд (1 – цапфа; 2 – носок для зливу шлаку;

3 – стопорний механізм; 4 – стопор; 5 – скоба для кантування ковша);

б – установка стопора і стакана в ковші (1 – стакан; 2 – гніздо стакана;

3 – шамотна кладка; 4 – стрижень стопора; 5 – шамотна котушка; 6 – пробка);

в – шибєрний затвор у відкритому (I) та закритому (II) положеннях (1 – гніздова цегла; 2 – розливний стакан; 3 – нерухома плита; 4 – рухома плита; 5 – стакан-колектор; 6 – шток гідроциліндра)

Рисунок 1.3 – Сталерозливний ківш

Кожух ковша виготовляють зварним з листової сталі товщиною до 30 мм. Середню частину кожуха оперізують зовні масивним сталевим кільцем, до якого кріпляться дві цапфи. За ці цапфи ківш піднімають гаками сталерозливного крана. Для того, щоб ківш не міг мимоволі перевернутися, цапфи кріплять трохи вище його центру тяжіння.

Основні розміри ковшів наведені в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Основні розміри ковшів

Ємність ковша, т	Основні розміри ковша, мм			Маса, т	
	висота	діаметр		футеровки	навантаженого ковша
		угорі	внизу		
50	2800	2620	2340	9,7	80,0
100	3450	3400	2950	18,0	140,0
250	4350	4200	3570	35,8	320,0
480	5660	5340	4615	62,3	630,0

Відношення діаметра кожуха до висоти знаходиться в межах 0,75 – 0,90; конусність стін складає 3 – 3,5%.

Стійкість футеровки ковша в залежності від її виду складає від 10 до 100 плавок. Вона менше при розливанні низьковуглецевих сталей, так як в цьому випадку температура металу вище, а шлак, що містить підвищену кількість оксидів заліза, активно взаємодіє з вогнетривкої футеровкою ковша. Проміжні ремонти футеровки торкретуванням дозволяють підвищити стійкість на 30 – 50%.

Сталерозливні ковші підрозділяють на ковші з цегляною футеровкою із шамотної або магнезитової цегли і з монолітної футеровкою, а також на ковші, зі стопорним пристроєм і ковші з шибєрними затворами.

Ковші з футеровкою із шамотної цегли найбільш поширені. Футеровка стін складається з арматурного шару цегли, що примикає до кожуха, і робочого, що стикається з рідким металом і шлаком; днище ковша викладають цеглою в три-п'ять рядів. Товщину футеровки стін в нижній частині ковша роблять більшою, ніж у верхній, так як тут вона більш тривалий час знаходиться під впливом рідкого металу.

Арматурний шар футеровки служить 12 – 18 міс. Робочий шар зношується і його замінюють після розливання 10 – 20 плавок; після викладення нового робочого шару футеровку просушують протягом 6 – 20 год

Ковші з футеровкою з магнезитової цегли виконуються аналогічним чином, але показують більш високі показники по стійкості.

Ковші із монолітною футеровкою. Арматурний шар і днище в цьому випадку викладають з шамотної цегли, а робочий шар виконують з монолітною вогнетривкої маси.

За способом виготовлення розрізняють набивні та наливні монолітні футеровки. Маса для набивної футеровки складається з меленого вогнетривкого матеріалу (кварциту чи магнезиту) з добавкою в'язучих (наприклад, вогнетривкої глини) і вологи (6 – 10%). Масу набивають між шаблоном і арматурним шаром цегли з допомогою пісcomedної машини; набивка великовантажного ковша триває 30 – 40 хв, в той час як викладка робочого шару шамотною цеглою триває близько 8 год.

Наливну футеровку отримують заливанням рідинорухливої самотвердіючої суміші в зазор між шаблоном і арматурною кладкою ковша. Суміш складають з меленого кварциту з добавкою 2 – 4% затверджувача (шлак ферохромового виробництва) і водного розчину рідкого скла (до 30%). Наливка футеровки триває близько години, твердіння маси 1 – 2 г. Після виготовлення набивного або наливного шару ківш сушать протягом 8 – 16 год.

Переваги монолітної футеровки – скорочення тривалості ремонту ковша і здешевлення за рахунок зниження витрати шамотної цегли, істотне зниження витрат ручної праці на футеровку. Витрата маси становить 2 – 4 кг / т сталі.

Для розливання сталі з ковша по виливницям служить стакан із стопором або шиберним, а іноді поворотним затворами.

Стакан вставляють у днище ковша в спеціальну гніздову цеглу; іноді замість гніздової цегли роблять набивне гніздо, заповнюючи зазор між стаканом і футеровкою днища вогнетривкою масою. Стакан має форму усіченого конуса з отвором для струменя рідкого металу. Зазвичай цей отвір має круглий перетин,

його діаметр («діаметр стакана») становить 25 – 120 мм, висота стаканів в залежності від ємності ковша дорівнює 120 – 440 мм.

Розливні стакани можуть бути виготовлені з шамоту, магнезиту, шамотно-графітованих мас і з шамоту з магнезитовою втулкою. Недолік шамотних склянок полягає в тому, що вони розмиваються струменем сталі, при цьому збільшується небезпека забруднення сталі неметалевими включеннями. У зв'язку з цим найбільшого поширення набули стакани з магнезиту. Вони практично не розмиваються, а навпаки, часто затягуються при розливанні, що виправляється періодичним промиванням їх киснем.

Після установки стакана знову отфутерований або відремонтований ківш сушать і прогрівають до 700 – 800 ° С. У просушений ківш встановлюють стопор.

Стопор служить для закривання і відкривання отвору стакана. Він являє собою (рис. 1.3.) Металевий стрижень діаметром 40 – 60 мм, захищений від впливу рідкої сталі та шлаку шамотними трубками (котушками). Нижній кінець стержня має нарізку, на яку нагвинчують вогнетривку пробку (рис. 1.3.) Зазвичай з високоглиноземистого шамоту. При тривалому розливанні стрижень стопора втрачає міцність і може згинатися, тому іноді застосовують повітроохолоджувальні стопори. У цьому випадку стержень стопора роблять порожнистим; в порожнину вставляють трубку, через яку подають стиснене повітря. В даний час з метою прискорення розливання іноді застосовують двохстопорні ковші, дозволяють розливати сталь одночасно у дві виливниці.

Для підйому і опускання стопора служить стопорний механізм важеля (рис. 1.3, а).

Стопора служать одну розливку, після чого його замінюють. Перед установкою в ківш набраний стопор сушать у спеціальних печах або сушильних камерах при температурі близько 200 ° С протягом 20 – 24 год.

Важкі умови служби стопора, особливо при тривалій витримці великих мас металу в ковші, обробці його в ковші інертними газами і вакуумом, привели до необхідності створення шибєрних затворів, розташованих зовні ковша (рис. 1.3, в).

Шиберний затвор збирають і готують до плавки на спеціальному стенді і потім кріплять до днища ковша під розливним стаканом, що вставляється з зовнішньої сторони ковша. Швидкість установки шиберного затвора і висока надійність зумовили його широке впровадження в сталеплавильних цехах. Однак успішна розливка декількох плавок можлива лише при використанні високоякісних вогнетривких плит і ретельній збірці і установці затвора. У вітчизняній практиці знайшли застосування плити з корунду і періклазу, що дозволяють розливати від однієї до трьох плавок.

Шиберний затвор працює в менш важких умовах, ніж стопор (стопор знаходиться в об'ємі рідкої сталі), і тому більш надійний в експлуатації.

Проміжні ковші застосовують при розливанні сталі на МБЛЗ і при розливанні спокійної сталі зверху для зменшення розбризкування струменя металу при її ударі об дно виливниці, що дозволяє зменшити кількість плен на злитках.

Проміжні ковші слугують буферною ємністю, що дозволяє безперервно розливати сталь з двох і більше сталерозливних ковшів методом «плавка на плавку», а головне підтримувати постійним феростатичний напір і швидкість розливання металу. Ковші забезпечені стопорами або шиберними затворами і дозволяють відливати до чотирьох злитків одночасно.

Ківш має сталевий кожух і футерований зсередини шамотною цеглою. У днищі встановлені один або кілька стаканів, забезпечених стопорами. Для зменшення тепловтрат ківш накривають футерованою кришкою. Ємність проміжних ковшів досягає 70-80 т.

Проміжна воронка застосовується при розливанні спокійної сталі зверху для зменшення розбризкування струменя металу; має металевий кожух, який футерують вогнетривкою масою з шамотного порошку і вогнетривкої глини на рідкому склі з добавкою графіту; в нижній частині воронки встановлюють розливний стакан діаметром від 18 до 40 мм. Воронки або встановлюють на прибуткову частину виливниці, або підвішують до сталерозливних ковшів.

Торкретування футеровки ковшів

Торкретування – це нанесення вогнетривкої маси на внутрішню поверхню футеровки ковша. Зазвичай торкретують зношені ділянки футеровки. Торкрет-покриття повинне міцно зчіплятися з робочою поверхнею футеровки, а при попаданні в ківш металу сплаватися з нею, утворюючи єдине ціле. Завдяки торкретуванню підвищується стійкість футеровки ковша і знижується витрата ковшових вогнетривів.

Торкретування ковшів здійснюють кількома способами: напівсухим, пульповим і полум'яним. Напівсухе торкретування полягає в нанесенні вогнетривкої маси вологістю 8 – 15%; при пульповому торкретуванні на футеровку наносять водну суспензію вогнетривкого матеріалу вологістю 20 – 30%; при полум'яному суху масу наносять за допомогою факела полум'яного пальника.

Найбільш широко застосовується напівсухе торкретування. При цьому способі застосовують торкрет-установки, які зволожену вогнетривку масу подають на поверхню футеровки за допомогою стиснутого повітря через спеціальне сопло. Футеровка ковша перед торкретуванням повинна мати температуру в межах 60 – 80 °С. Торкретування здійснюють послідовним нанесенням декількох шарів товщиною по 5 – 10 мм до отримання загального шару необхідної товщини.

Виливниці та інше обладнання

Виливниці зазвичай відливають з ваграночного чавуну наступного складу, %: 3,3 – 4,0 C; 0,9 – 2,2 Si; 0,4 – 1,0 Mn; <0,20 P і <0,12 S. Розміри виливниць залежать від маси і розмірів злитка. Маса злитків, що відливаються для прокатки на станах, змінюється в межах від 200 кг до 30 т, при цьому для прокатки на блюмінгах відливають злитки масою до 13 т, а для прокатки на слябінг – до 30 т. Маса зливків для поковок доходить до 350 т .

Більш економічна розливка сталі у великі злитки, так як при цьому зменшується її тривалість, скорочуються витрати праці, витрата вогнетривів і розливного устаткування, зменшуються втрати металу у вигляді скрапу і літників. Крім того, при збільшенні маси злитків зростає продуктивність прокатних станів. Разом з

тим при зростанні маси зливка помітно посилюється зональна хімічна неоднорідність, у зв'язку з чим для якісних сталей масу зливка обмежують. Спокійну вуглецеву і киплячу сталі розливають в злитки масою до 30 т; леговану і високоякісну сталі – від 0,5 до 6,5 т, а деякі високолеговані сталі – в злитки масою в кілька сотень кілограмів.

Конфігурація виливниць, яка характеризується формою поперечного і подовжного перетинів, визначається сортом виплавленої сталі і подальшим переділом зливка.

Поперечний переріз виливниць може бути (рис. 1.4) квадратним, прямокутним, круглим, багатограним. Злитки квадратного перетину йдуть на сортовий прокат; злитки прямокутного перерізу при відношенні їх ширини B до товщини H менше 1,5 для отримання як листа, так і сортового прокату; плоскі злитки при відношенні B / H в межах від 1,5 до 3,0 – для прокатки на лист. Злитки круглого перетину використовують для виготовлення труб, бандажів, коліс. У багатограних виливницях відливають злитки для ковальських поковок.

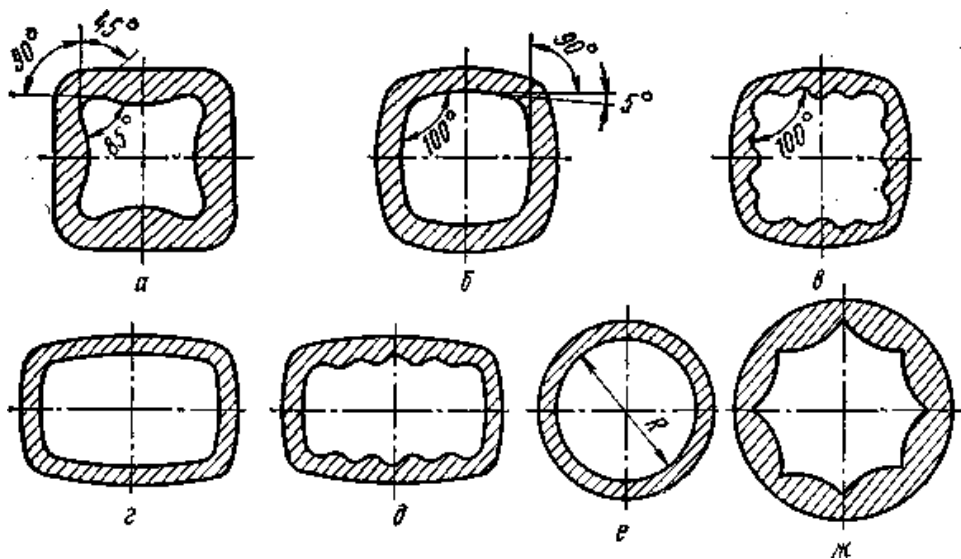
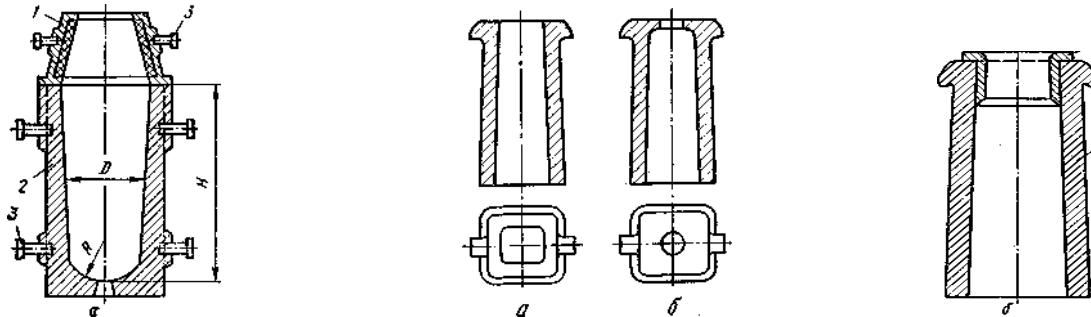


Рисунок 1.4 – Форми поперечного перерізу виливниць

За формою подовжного перетину виливниць бувають двох типів: з розширенням догори (рис. 1.5, а) для розливання спокійної сталі і з розширенням донизу (рис.1.5, б) для розливання киплячої сталі. Для розливання киплячої і напівспокійної сталі іноді застосовують виливниць пляшкової форми, верхній отвір яких

після наповнення виливниці сталлю закривають пробкою або кришкою. Швидке застигання металу в звуженій частині пляшкової виливниці забезпечує зниження хімічної неоднорідності сталі в порівнянні з розливанням у звичайні наскрізні виливниці.



а – з розширенням догори для розливання спокійної сталі

б – з розширенням донизу для розливання киплячої сталі.

Рисунок 1.5 – Форми поздовжнього перетину виливниці

В окремих випадках спокійну сталь невідповідального призначення розливають в розширенні донизу виливниці; верх таких виливниць утеплюють зсередини футеровкою або теплоізоляційними вкладишами.

Виливниці, розширенні донизу, роблять наскрізними (без дна), а виливниці, розширенні догори – найчастіше з дном. У дні виливниць знаходиться отвір. При розливанні сифоном в нього вставляють шамотний стаканчик, через який сталь надходить у виливниці, а при розливанні зверху – сталевий вкладиш (пробку), що оберігає дно виливниці від розмивання струменем металу.

У квадратних і прямокутних виливницях в кутах передбачені закруглення, щоб зменшити небезпеку утворення площин слабину на стику дендритів, що ростуть від суміжних стінок виливниці. Стінки прямокутних і квадратних виливниць зазвичай роблять з невеликою увігнутістю або опуклістю. Це надає скоринці зливка форму арки, що сприяє збільшенню її міцності і зменшує ймовірність утворення гарячих поздовжніх тріщин.

Внутрішню поверхню виливниць іноді роблять хвилястою. При цьому збільшується поверхня дотику зливка з виливницею, в результаті чого швидше наро-

стає товщина затверділої скоринки в початковий момент кристалізації злитка і істотно знижується ураженість злитків поздовжніми зовнішніми тріщинами.

Важливою характеристикою злитка і виливниці є величина відношення висоти H виливниці до її середнього внутрішнього діаметру D , тобто величина відносини висоти злитка (до прибуткової частини) до середнього діаметру. Збільшення значення H/D , тобто зменшення перетину злитка, дозволяє збільшувати продуктивність прокатних станів, а також скоротити тривалість затвердіння злитка, що сприяє зменшенню ліквації. Однак збільшення цього відношення викликає збільшення осьової пухкості і підвищує схильність до утворення поздовжних тріщин внаслідок зростання феростатичного тиску на корочку злитка, що кристалізується. Оптимальна величина відношення H/D встановлена на підставі багаторічної практики і становить для зливків спокійної вуглецевої сталі 3,0 – 3,5, а для легованої і якісної вуглецевої сталі 2,5 – 3,3. Разом з тим, для зливків, серцевина яких видаляється при подальшому переділі, а також для зливків, прокатуваних на дрібні профілі (діаметром <100 мм), тобто при підвищених ступенях обтиску, застосовують виливниці, у яких відношення H/D більше 3,5. У цьому випадку для підвищення щільності серцевини злитка збільшують конусність стінок виливниці.

У виливницях для великих зливків киплячої, а також напівспокійної сталі величина відношення H/D повинна становити 3,0 – 3,5; для дрібних злитків (<1 т) вона досягає 5 – 7. Збільшення відношення H/D у порівнянні із злитками спокійної сталі допустимо в зв'язку з тим, що в злитках киплячої та напівспокійної сталі не утворюється осьова пухкості. У той же час для киплячої сталі важливо обмежувати абсолютну величину висоти злитка і виливниці. Занадто велика висота веде до збільшення феростатичного тиску в нижній частині злитка, що ускладнює кипіння металу і сприяє зменшенню товщини здорової скоринки.

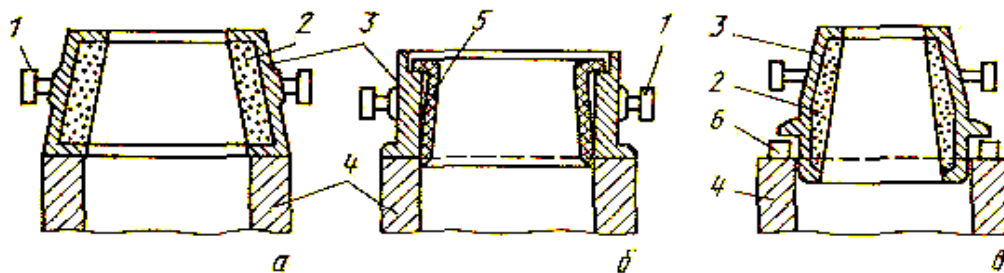
Великий вплив на щільність макроструктури та розвиток осьової пухкості в злитках спокійної сталі надає конусність стінок виливниць. Чим більше конусність стінок виливниці і конусність злитка, тим вище щільність його структури і тим менше розвинена осьова рихлість. Однак збільшення конусності викликає нерівномірні навантаження на валки прокатного стану, що істотно ускладнює про-

катку зливків. З урахуванням цих міркувань конусність стінок виливниць для спокійної сталі вибирають в межах 2 – 4% на бік. Для злитків, що йдуть на ковку, конусність стінок виливниць збільшують до 3 – 6%. У листових виливницях для спокійної сталі конусність широких сторін приймають рівною 3 – 3,5%, а конусність вузьких граней щоб уникнути трапецевідного листів зменшують удвічі.

У зв'язку з відсутністю в злитках киплячої та напівспокійної сталі осової усадочної рихлості конусність стінок розширюються донизу виливниць менше, ніж у виливниць для спокійної сталі. Вона становить 0,9 – 1,3%, що забезпечує вільне зняття виливниці зі злитка (вільне роздягання злитка).

Товщину стінок виливниць вибирають виходячи з умов забезпечення механічної міцності виливниці та її звичайно приймають рівною приблизно 20% від величини поперечного розміру злитка. Відношення маси виливниці до маси зливка становить 0,8 – 1,4; для дрібних злитків це відношення збільшують і воно досягає 2. Стійкість виливниць становить 20 – 60 плавок, витрата виливниць (чавуну) дорівнює 1,0 – 3,5% від маси сталі.

Прибуткові надставки встановлюють на виливниці, що розширюються догори, при розливанні спокійної сталі; вони можуть бути стаціонарними (рис. 1.6, а, б) і плаваючими (рис. 1.6, в). Футеровка або теплоізоляційні вкладиші надставок сповільнюють охолодження верху зливка, що сприяє виведенню сюди усадочної раковини.



а, б – стаціонарні; в – плаваюча; 1 – цапфа; 2 – футеровка надставки; 3 – каркас надставки; 4 – виливниця; 5 – теплоізоляційний вкладиш; 6 – дерев'яна підставка

Рисунок 1.6. Прибуткові надставки

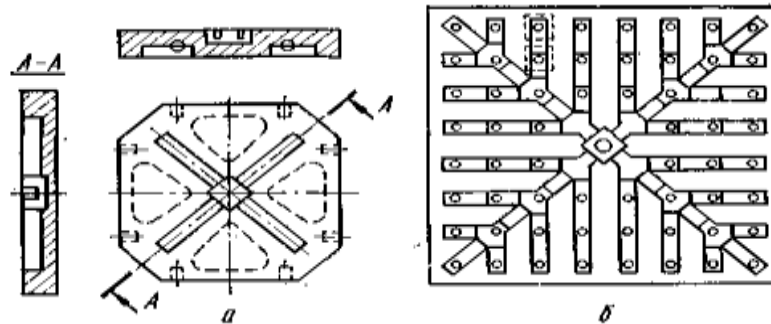
Широко застосовуються стаціонарні надставки (рис. 1.6, а), що мають чавунний корпус, футерований зсередини шамотною цеглою або масою з шамотного порошку з вогнетривкою глиною; на постійний шар футеровки зсередини наносять обмазку товщиною близько 10 мм, оновлювану після кожного розливання. Для зменшення тепловіддаючої поверхні, полегшення зняття надставки зі злитка зменшення витрати металу надставку звужують догори; конусність стінок становить 10 – 18%. Маса прибуткової частини і відповідно величина головної обрізі великих злитків рядової сталі складає при використанні таких надставок 12 – 16% загальної маси зливка, а для дрібних злитків і для злитків легованої сталі вона досягає 20%

В останні роки розширюється застосування стаціонарних надставок (рис. 1.6, б) з теплоізоляційними вкладишами; вони мають сталевий або чавунний корпус з вертикальними стінками для зручності кріплення вкладишів, замінних після кожного розливання. Вкладиші виготовляють з піску з добавкою паперових відходів, глини та сполучних, з асбестита з сполучними і інших матеріалів. У зв'язку з низькою теплопровідністю вкладишів ці надставки в порівнянні з футерованими мають меншу висоту і об'єм і при їх використанні величина головної обрізі злитків знижується на 2 – 5%.

При розливці великих злитків застосовують плаваючі надставки (рис. 1.6, в). Нижня основа такої надставки входить в виливниці; до початку розливання надставку утримують на виливниці за допомогою дерев'яних прокладок, які після наповнення виливниці металом видаляють. Перевага цих надставок полягає в можливості їх переміщення у виливниці разом зі злитком при його усадці, що виключає підвісання злитка і утворення поперечних тріщин.

Піддони служать для установки наскрізних виливниць при розливанні зверху і виливниць з центральною при сифонній розливці. Піддон представляє собою литу чавунну плиту товщиною 100 – 200 мм. Верхня робоча поверхня піддону повинна бути гладкою; це забезпечує щільне прилягання виливниці до піддону і запобігає прориву рідкого металу під виливниці.

У піддонах для сифонного розливання (рис. 1.7) роблять поглиблення в центрі і розходяться від нього відкриті зверху канали прямокутного перерізу для укладання сифонної цегли. Якщо при розливанні зверху застосовують виливниці без дна, то в піддоні роблять виїмку, в яку укладають змінний вкладиш зі сталі і іноді з вогнетривкої цегли, який запобігає розмиванню піддону струменем металу.



а – 4-місний, б – 60-місний

Рисунок 1.7 – Піддони для сифонного розливання сталі

При розливанні зверху застосовують піддони, розмір яких дозволяє встановити одну або дві виливниці; при сифонному розливанні двох-, чотирьох-і багатомісні піддони. Витрата піддонів становить 0,1 – 1% від маси сталі, що розливається.

Центрова (центровий літник) служить для приймання металу з сталерозливного ковша. Вона являє собою чавунну або сталеву футеровану зсередини трубу з розширенням вгорі і потовщенням з нижньої частини для забезпечення її стійкості на піддоні. Центрові зазвичай роблять роз'ємними з двох половинок для полегшення видалення литника і заміни сифонної цегли. Центрова повинна бути на 300 – 400 мм вище виливниць з прибутковими надставками. Витрата центрових становить 0,05 – 0,5% від маси сталі, що розливається.

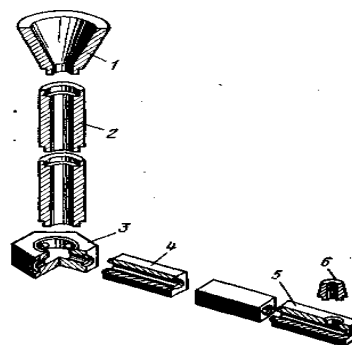


Рисунок 1.8 – Центрова

Сифонна цегла запобігає розмивання піддону, центривої і дна виливниць рідкої сталлю при розливанні.

Для забезпечення щільності зчленування сифонни цегли роблять замковими (виступ кожної наступної цегли повинен входити у паз попередньої). Величина діаметра отвору в сифонних цеглинах, що укладаються в піддон, зазвичай становить 30 – 50 мм; діаметр отвору центрових труб дорівнює 70 – 100 мм.

Після розливання кожної плавки сифонову цеглу замінюють.

Підготовка устаткування до розливання

У сучасних сталеплавильних цехах сталь розливають у виливниці, установлені на візках (залізничних платформах). Склад з підготовленими виливницями перед випуском сталі з печі подають в розливний проліт сталеплавильного цеху, де і роблять розливання сталі. Після закінчення розливання для запобігання виникнення ліквацийних дефектів в твердіючих злитках склад витримують в розливному прольоті протягом 20 – 120 хв (в залежності від маси зливка і марки сталі). Далі склад відправляють в стріперне відділення цеху, обладнане спеціальними кранами для зняття прибуткових надставок і звільнення злитків від виливниць, а потім в будівлю нагрівальних колодязів прокатного цеху.

Підготовка виливниць і надставок. Після звільнення від злитків виливниці охолоджують до температури 80 – 110 °С або шляхом тривалої витримки на повітрі, або в душируючих пристроях, що забезпечують м'яке охолодження за рахунок подачі на поверхню виливниці розпиленої води через форсунки.

Далі внутрішню поверхню виливниць очищають від приварених бризок і частинок металу, а також від окислених плівок (нагару). Чистять виливниці металевими щітками або струменями води, що подається на внутрішню поверхню виливниці під великим тиском спеціальними форсунками. Після чищення виливницю продувають стисненим повітрям, а потім внутрішню поверхню виливниць змащують.

Мастило запобігає прилипання бризок металу при розливанні до стінок виливниці, а також приварюванню злитка до виливниці. В якості мастила застосо-

вують зневоднену кам'яновугільну смолу, кам'яновугільний лак, суміш кам'яновугільної смоли з лаком, порошкоподібний графіт, змішаний з водою. Мастило наносять на внутрішні стінки виливниць або вручну за допомогою м'яких щіток, кистей, або механізованим способом через форсунки.

При зіткненні з рідким металом мастило згоряє. При вигорянні мастила в виливниці створюється відновна атмосфера, в результаті чого зменшується окислення поверхні металу під час розливання. Крім того, гази, що утворюються при згорянні мастила, відганяють від стінок виливниці плівки окисненого металу, що покращує чистоту поверхні зливка. Температура стінок виливниці перед змащенням повинна бути 80 – 110 °С. При більш високій температурі мастило вигорить до початку розливання; при більш низькій – шар мастила виходить надмірно товстим і нерівномірним.

Підготовка футеруємих прибуткових надставок полягає в нанесенні на внутрішню поверхню гарячої прибуткової надставки вогнетривкої маси, яку зафарбовують графітовою «фарбою». «Фарба» запобігає приварювання футеровки надставки до зливка. При необхідності, для швидкого висихання нанесеної обмазки, підготовлену надставку просушують за допомогою газових пальників. Підготовка надставок з теплоізоляційними вкладишами полягає в установці в корпус надставки нових вкладишів.

Підготовка піддонів. Піддони для сифонного розливання після зняття виливниць і злитків очищають від скрапу, а з каналів піддону видаляють літники і відпрацьовану сифонову цеглу. Далі піддон продувають стисненим повітрям і набирають новою сифонною цеглою. Температура піддону перед наборкою повинна бути не нижче 80 – 100 °С для забезпечення швидкого висихання вогнетривкої маси. Після наборки канали піддону продувають стисненим повітрям.

Підготовка піддонів для розливання зверху полягає в тому, що після зняття злитків і виливниць піддон очищають від скрапу, шлаку та сміття і продувають стисненим повітрям.

Підготовка складу для розливання сифоном включає підготовку піддонів, виливниць, центрових і прибуткових надставок (в разі розливання спокійної сталі)

і збірку їх. Піддон очищають від сміття і скрапу, потім в поглиблення для зірочки і канали засипають сухий пісок і встановлюють сифонову цеглу, центрові збирають на стелажах у спеціально відведеному місці. Після збірки їх сушать, прочищають і встановлюють на піддон.

Збірка составів для розливання зверху: на очищені піддони встановлюють змащені виливниці і на них, якщо це необхідно, прибуткові надставки.

1.4 Спеціалізовані суміші для сифонного розливання сталі

Значною перевагою сифонного способу розливання є можливість наповнення виливниці під шаром теплоізоляційної суміші, що не тільки перешкоджає окисленню на поверхні дзеркала металу, але і дає можливість істотного підвищення якості поверхні злитка. Застосовувані на практиці суміші являють собою легкі тонкодисперсні, низькотеплопроводні порошки, що володіють порівняно високою температурою плавлення і низькою рідинорухливістю при високих температурах. Ці порошки подаються на дзеркало металу до початку розливання або на ранній стадії заповнення виливниць.

Механізм роботи теплоізолюючих сумішей має комплексний характер, оскільки в процесі заповнення виливниці вона являє собою тришарову систему, що складається з рідкого шлаку, шару, що спікся, і шару залишкового теплоізолюючого порошку. Так як нижній шар теплоізолюючої суміші, що розташовується безпосередньо на дзеркалі металу, то він виконує функції захисту поверхні металу від окислення, поглинання спливаючих до поверхні неметалевих включень, а також затікає в зазор між меніском і стінкою виливниці, утворюючи прошарок шлаку між злитком і стінками виливниці. Шлаковий прошарок між внутрішньою поверхнею виливниці і злитком знижує швидкість охолодження в скоринці в початковий період формування злитка і, тим самим, зменшує можливість порушення суцільності поверхні злитка. Шар шлаку на кордоні виливниця-злиток запобігає також затіканню металу в нерівності стінок виливниці і сприяє розвитку вільної усадки сталі в процесі затвердіння. Спечений шар є як би перегородкою мета-

лу у виливниці, забезпечуючи тим самим збереження залишкового, верхнього шару. Верхній шар, що має порошкоподібну будову, володіє високою рухливістю і рівномірно розподіляється по поверхні металу, забезпечуючи хорошу теплоізоляцію дзеркала.

Аналіз умов взаємодії теплоізолюючих сумішей з потоками рідкого металу, що надходить в виливниці при сифонній розливці, показав, що для зменшення забруднення донної частини злитка частками суміші бажано виключити прямий контакт суміші з донною частиною виливниці. З цією метою пакети з сумішшю підвішують або зміцнюють за допомогою дерев'яних рамок на деякому віддаленні від дна виливниці.

Відомий ефективний спосіб утеплення металу при сифонному розливанні, згідно з яким на дно виливниці перед подачею теплоізолюючої суміші укладають шар деревної стружки або тирси з витратою не більше 3кг/т сталі. Згорання тирси виключає прямий контакт теплоізолюючої суміші з донною частиною виливниці. Летючі складові, що виділяються в процесі піролізу органічного матеріалу, сприяють розпушуванню верхнього теплоізолюючого шару і, тим самим, покращують розсипаємість суміші і її теплофізичні характеристики. Застосування тирси (стружки) в якості запобіжної прокладки між теплоізолюючою сумішшю і донною частиною виливниці дозволяє використовувати для сифонного розливання малорухомі суміші на основі зол з низьким вмістом вуглецю. Недоліком способу є деяке погіршення екологічних умов розливання, пов'язане з процесами піролізу органічних матеріалів і їх згоранням.

Найбільше практичне застосування отримали теплоізолюючі суміші на базі кам'яновугільної золи ТЕС, вермикуліту, перліту і деяких інших матеріалів. Розроблені в даний час спеціалізовані суміші на базі низьковуглецевої золи ТЕС призначені для відливання сифонним способом злитків різних типів практично всього сортаменту виробленої сталі. Як правило, суміші містять аморфний графіт або вуглець добавки (до 30%), які перешкоджають спіканню і плавленню порошків. Витрата таких сумішей становить 1,5-2,5 кг/т. Основні вимоги до теплоізолюючих сумішей можуть бути сформульовані наступним чином:

- температура плавлення повинна знаходитися в межах 1100 – 1350°C;
- в'язкість рідкої суміші повинна становити 0,2-0,6 Па*с при оптимальній температурі металу у виливниці;
- рідкий шлак не повинен значно змінювати свою в'язкість в межах можливого коливання температур, що виникає в процесі розливання, тобто повинен бути «довгим»;
- рідкий прошарок шлаку повинен добре змочувати оксиди на поверхні металу і знижувати поверхневий натяг сталі.

У практиці розливання великих сталевих зливків досить широке застосування отримали так звані екзотермічні суміші, тобто, суміші, в процесі роботи яких відбувається виділення теплоти безпосередньо в метал прибутку. До екзотермічних сумішей пред'являються наступні вимоги: висока теплотворна здатність, що забезпечує розплавлення компонентів і компенсацію втрат тепла, велика швидкість згоряння, вибухобезпечність, мінімальне виділення шкідливих газів, висока ступінь асиміляції неметалічних включень. До складу екзотермічних сумішей входять горючі, кисневмісні і шлакоформуєчі компоненти. В якості горючих матеріалів використовують алюміній або силікокальцій. Окислювачами в шлакоутворюючих сумішах служать натрієва селітра, марганцева руда, окалина, залізорудні концентрати. Функції шлакоутворюючих компонентів в сумішах виконують доменний шлак, силікатна глина, плавиковий шпат та ін

Екзотермічну суміш перед початком розливання зазвичай поміщають на дно виливниці. Наявність у складі такої суміші магнію або силікокальцію викликає при її згорянні сильний піроефект і супроводжується виділенням великої кількості диму. Вміст в екзотермічній суміші селітри й плавикового шпату спричиняє забруднення повітря на робочому майданчику, що сильно перешкоджає масовому використанню таких сумішей. Крім того, зазначені суміші є відносно дорогими, складні у виготовленні і зберіганні зважаючи на велике число компонентів і вибухонебезпечності.

В даний час в зарубіжній і вітчизняній практиці широко застосовується високоефективне теплоізоляційне покриття на основі золи рисової лушпайки. Воно

має досить високі теплоізоляційні властивості. Існують різні версії композиційного складу цих сумішей, які відрізняються незначними добавками інших рослинних відходів (наприклад, зола соняшникової лузги і т.п.). Однак, найкращі результати показує саме чиста зола рисового лушпиння. При контакті з рідкою сталлю вона швидко формує рідку плівку, яка різко зменшує поглинання кисню та азоту рідкою сталлю. У той же час це покриття поглинає неметалеві включення (оксиди алюмінію), що знаходяться в рідкій сталі, перешкоджаючи утворенню настилей в проміжних ковшах.

Властивості золи рисової лушпайки в області точки плавлення матеріалу є оптимальними для експлуатації. Над тонким розплавленим шаром покриття залишається в стабільно твердому стані і зберігає свої високі ізолюючі властивості. Його низька насипна маса гарантує максимальну теплоізоляцію при низькому коефіцієнті витрати матеріалу. На практиці встановлено, що при використанні золи рисової лушпайки вихід придатного може бути підвищений на 2-4% в порівнянні з використанням синтетичних теплоізолюючих сумішей.

В цілому ж теплоізолюючі суміші, вживані для розливання великих злитків, повинні володіти високою рухливістю, легкістю, низькою теплопровідністю і високою температурою плавлення, тобто властивостями, що визначають якість утеплення дзеркала металу в процесі розливання і затвердіння злитків. Вибір конкретної суміші для розливання великих злитків повинен проводитися на підставі випробувань у виробничих умовах. При цьому має значення не тільки склад суміші, але і спосіб її подачі в виливниці.

Екзотермічні суміші застосовують при розливанні мартенівської і електросталі широкого сортаменту типу X18H10T, 1X13 – 4X13, 12X5MA, 12X1MФ, 38XMЮА, 38XHMA, ШХ15 та ін. Витрата такої суміші змінюється від 3 до 6 кг на 1 т сталі. Паперові мішки з сумішшю укладають на дно виливниць перед розливанням, що дуже зручно при розливанні сталі у великих кількостях.

Розливання сталі під екзотермічними сумішами в ряді випадків дозволяє усунути обдирання та зачистку злитків, зменшити обсяг робіт по зачистці прокату в 2 – 3 рази, знизити брак металу не менш ніж в 1,5 рази, збільшити вихід придат-

ного на 2 – 2,5%. При додаткових витратах на приготування сумішей (~ 0,25 грн. на 1 т сталі) економія на кожній тонні виплавленого металу становить 1 – 5 грн. в залежності від марки сталі.

Ще ефективніше застосування екзотермічних брикетів; їх перевагою перед екзотермічними сумішами є менша питома витрата (приблизно на 1 кг/т) і усунення можливого саморозсівання по фракціях і компонентах при зберіганні і транспортуванні. Брикети укладають на дно виливниць перед розливанням. Витрата брикетів становить 3 – 5 кг на 1 т сталі.

При використанні нової технології розливання сталі різко скорочується обсяг роботи по обдиранні і зачистці заготовок, з'являється можливість прокатки зливків з ряду високолегованої і легованої сталі гарячим всадом; різко поліпшується якість поверхні прокату. Брак металу по поверхневим дефектам знижується у багато разів; знижуються і витрати праці по зачистці прокату.

Зниження втрат металу за дефектами поверхні і макроструктуру, різке скорочення обсягу робіт по обдиранню і зачистці злитків забезпечують значне збільшення виходу придатного прокату.

Склад застосовуваних шлакоутворюючих сумішей та матеріалів різний. Так, на ММК при розливанні зверху використовують суміш наступного складу: 23% силікатної глини; 20% флюориту; 20% доменного шлаку; 20% марганцевої руди, 17% алюмінієвого порошку. На Челябінському металургійному заводі при сифонній розливці застосовують суміш: 80% золи; 14% срібlistого графіту; 6% кальцинованої соди.

Використовують і вермикуліт. На Донецькому і Комунарському металургійних заводах та на НТМК застосовують суміш: 85 – 87% золи і 12 – 15% графіту.

Використання на ММК суміші в кількості 4 – 5 кг на 1 т сталі під час розливання дозволило збільшити продуктивність праці при зачистці готового прокату в 1,5 – 2 рази.

На Донецькому металургійному заводі розливання під шаром зольно-графітової суміші сприяла збільшенню на 10 – 15% числа бездефектних заготовок і зменшенню ступеня ураженості їх різними вадами. Знизився брак заготовок по

макроструктурі (особливо по підкірковим міхурам); в металі зменшився вміст кисню на 15 – 25% і азоту на 5 – 15%. Причому значне зниження кількості кисню (в 1,5 рази) виявлено в нижній половині злитка. На сталі деяких марок зменшилася забрудненість прокату оксидними і силікатними включеннями.

На заводі «Дніпроспецсталь» позитивний результат отриманий при випробуванні розливання зверху через шар шлаку високолегованої сталі марок X18H10T, EI953, 25X1MФ, 20X3MBФ і X5M.

Розливання сталі з застосуванням брикетованих шлакоутворюючих сумішей впроваджують на ряді заводів. Так, на Челябінському металургійному заводі використання брикетів при розливанні дозволило зменшити витрати праці при зачистці металу приблизно вдвічі і знизити брак металу в 2 рази.

В результаті цього при додаткових витратах ~ 0,5 грн. на 1 т сталі, пов'язаних із застосуванням брикетів, економія склала в середньому 2 грн. на кожну тону нержавіючої сталі. Використання на цьому заводі брикетів при розливанні низьковуглецевої і шарикопадшипникової сталей знижує забруднення сталі неметалевими включеннями і зменшує приблизно в 1,5 рази відходи металу в брак.

Використання захисних покриттів різко покращує якість поверхні злитків. Це дозволяє виключити в ряді випадків процес обдирання, зменшити витрати праці по зачистці прокату, у багато разів знизити брак і втрати металу. На Серовському металургійному заводі всю сталь розливають із застосуванням шлакоутворюючих сумішей.

Широке застосування отримали спеціалізовані універсальні суміші (зольнографітові), які з двох-трьох компонентів, що виготовляються на основі вуглецевої золи ТЕС (15 – 25% залишкового вуглецю) з добавками вуглець матеріалів – переважно природного кристалічного графіту, іноді соди кальцинованої (універсальні суміші виконують разливочні та утеплюючі функції одночасно). Ці суміші в цілому задовольняли вимогам виробництва.

Припинення виробництва вуглецевої золи, висока вартість природних графітів і, як наслідок, вимушене застосування золи (з вмістом залишкового вуглецю

<4%) у поєднанні з штучними вуглецевими матеріалами (відходами виробництва електродів) призвело до погіршення якості сумішей на основі золи ТЕС.

Раніше проведені лабораторні та виробничі дослідження характеристик вуглецевої і низьковуглецевої зол, а також універсальних двох-, трикомпонентних сумішей на їх основі (насипної і трамбованої мас, кута природного укусу, комкуємості, спікливості) показали, що при близькому фракційному складі вихідних компонентів суміші успадковують їх характеристики, переважно золи. Низьковуглецева зола в порівнянні з вуглецевою більш важка і малорухлива, схильна до комкування і спікання, тому її використання замість вуглецевої золи в якості основи призводить до погіршення технологічних характеристик сумішей. Прагнення до зменшення собівартості сумішей на основі золи шляхом введення до їх складу замість природних графітів відносно дешевих штучних матеріалів, мають без додаткової підготовки нестабільний фракційний склад, також не дозволяє виробляти суміші з постійними характеристиками, що в підсумку призводить до збільшення відбраковування металопрокату по поверхневим дефектам.

Технологами були розроблені спеціалізовані розливочні та утеплюючі суміші на основі низьковуглецевої золи з необхідними характеристиками, що не поступаються сумішам на основі вуглецевої золи.

При розробці компонентних складів спеціалізованих сумішей використані класичні моделі механізму роботи на дзеркалі металу теплоізолюючих сумішей для сифонного розливання в злитки і шлакоутворюючих сумішей для розливання сталі на МБЛЗ.

Розроблені суміші призначені для відливання сифонним способом круглих, сортових, листових і ковальських злитків всього сортаменту.

Відмінність розроблених сумішей від раніше застосовуваних на основі низьковуглецевої золи полягає в механізмі їх роботи на дзеркалі металу.

Суміші ТСК-20, ТСК-25, ТСК-30 відносяться до універсальних, вони призначені переважно для відливання злитків (крім листових) масою до 9 т з лінійними швидкостями до 0,3 м / хв без додаткового утеплення головної частини.

Температура повного розплавлення зольного залишку цих сумішей перебуває в інтервалі 1240 – 1270 °С і переважно визначається вмістом в їх складі Na_2O + K_2O (3 – 5% для розливання маловуглецевої і більше 5% для розливання середньо- і високовуглецевої сталі).

На дзеркалі металу суміш підплавляється і формує прошарок рідкого шлаку. До кінця розливки злитка суміш через незначну протяжність (до 5 мм) перехідної фази – спеченого шару можна розглядати як двофазну систему, що складається з прошарку розплаву суміші і порошкоподібного шару, товщина якого становить 25 – 100 мм. Вміст вуглецю в сумішах регламентується тривалістю затвердіння злитка. Поверхня тіла трубних, колісних, сортових і ковальських злитків має мінімальну кількість дрібних раковин (вм'ятин) із залишками склоподібного шлаку, при використанні виливниць з гладкою внутрішньою поверхнею раковини на тілі злитка практично відсутні. У процесі затвердіння злитка суміш не спікається в конгломерат, не розтріскується, як звичайні зольно-графітова, а сповзає зі стінок до центру усадочної раковини, зберігаючи на рідкому металі постійний теплоізолюючий шар заданої товщини. При цьому по периметру усадочної раковини може оголятися верхній торець затверділої частини прибутку злитка – усадочна раковина, а на зольно-графітових сумішах раковину було покрито потрісканим конгломератом.

Необхідна товщина порошкоподібного шару для теплоізоляції дзеркала металу до закінчення виливки злитка визначається функціями суміші, параметрами злитка, швидкістю розливання та маркою сталі. Відсутність спеченого шару суміші дозволяє збільшити лінійну швидкість виливки злитків до 0,6 м/хв, а наявність на дзеркалі металу порошкоподібного шару дозволяє при необхідності зменшити швидкість розливання високолегованої сталі, яку традиційно розливають під сумішами.

Ефективність сумішей досягається багатокomпонентністю їх складу, а властивості регулюються ставленням основних складових і модифікуючих добавок. Тому для забезпечення заданих стабільних характеристик сумішей в їх складі в якості модифікуючих добавок використовують високоякісні матеріали з постій-

ними властивостями, а виготовлені суміші передаються на фасовку тільки після підтвердження контрольної хімічною лабораторією необхідних показників якості. Для збільшення терміну придатності сумішей (не менше 3 міс) і можливості поставок віддаленим споживачам суміші фасуються в паперові пакети з внутрішнім вологозахисним покриттям.

Ефективність нових спеціалізованих сумішей на основі низьковуглецевої золи підтверджена результатами їх промислового опробування та застосування на 20 металургійних підприємствах для відливання трубних, колісних, сортових, ковальських і листових злитків рядового і спеціального сортаменту масою 0,75 – 30 т.

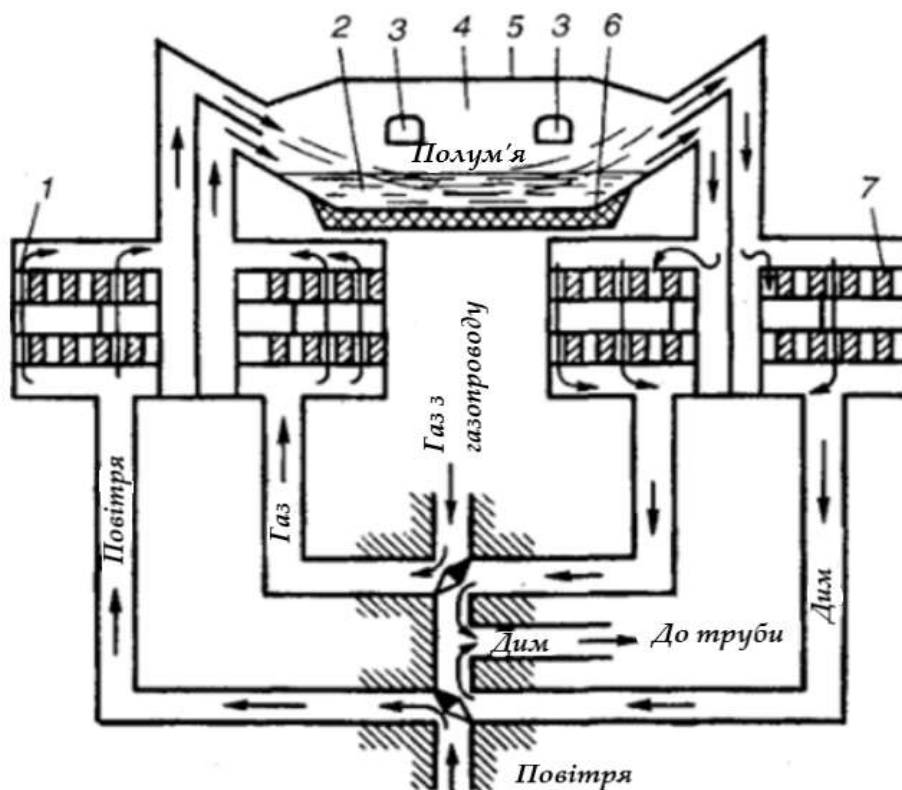
Таким чином, результатами численних досліджень встановлено, що утеплюючі суміші роблять позитивний вплив на якість одержуваної сталі. Метою кваліфікаційної роботи ставилося встановлення можливості використання утеплюючих сумішей в умовах мартенівського цеху ПАТ «Запоріжсталь».

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Мартенівська піч з'явилася в середині ХІХ століття. Завдяки універсальності щодо шихти, складу готової сталі, використовуваного палива вона тривалий час залишалася основним сталеплавильним агрегатом у світовій металургії.

2.1 Схема та будова мартенівської печі

Мартенівська піч – це складний агрегат з горизонтально розташованим плавильним відділенням, складеним з вогнетривкої цегли і укладеним у жорсткий сталевий каркас з посилених балок, колон і облицювальних плит. Всі основні процеси відбуваються у робочому просторі, де ведуться спалювання палива і плавка сталі. Краще зрозуміти, що таке мартенівська піч і які у неї габарити допоможе нижченаведений рисунок та таблиця з основними розмірами. Звертаємо увагу, що місткість найбільших мартенівських печей становила 650...900 тонн.



1, 7 - регенератори, 2 - розплавлений лом і метал, 3 - завалочні вікна,

4 - робочий простір, 5 - склепіння, 6 - подина

Рисунок 2.1 – Спрощена схема мартенівської печі

Таблиця 2.1 – Параметри поду та головного склепіння мартенівських печей

Параметри	поду (місткість), тонни					
	85	125	185	260	380	500
Площа поду, м ²	41,5	52,0	67,3	77,0	87,5	94,5
Довжина ванни, м	10,5	11,8	13,5	14,5	15,5	16,1
Ширина ванни, м	3,9	4,4	5,0	5,3	5,6	5,8
Глибина ванни всередині печі, м	0,65	0,77	0,85	0,95	1,07	1,2
Висота склепіння, м	2,3	2,5	2,8	2,9	3,0	3,1

Стіни

Виходячи з того, яка конструкційна схема мартенівської печі, для більшої міцності задня стінка робочого простору нахилена на 45...55 градусів. Вона має отвори для випуску сталі й шлаку. Через збільшену площу задня стінка робочого простору активно втрачає тепло і, щоб мінімізувати це, її оснащують посиленою теплоізоляцією. У ХХ столітті мартенівські печі виробляли також з похилою передньою стінкою, що підвищувало її стійкість. У ній розташовуються розділені простінками завантажувальні вікна, які з часом втратили свою аркову форму та стали обрамлятися металевими рамами, які забезпечували захист від ударів завальними машинами та охолодження кладки. Завантажувальні вікна використовувалися для завантаження шихти та заливки чавуну. Закривають їх сталевими заслінками з центральним оглядовим отвором і футерівкою з магнезитової цегли.

Склепіння печі

Принцип роботи мартенівської печі заснований на відбиванні тепла. Саме тому перекривне її робочий простір склепіння також виступає важливим елементом і піддається: впливу температури 1700°C й вище; температурним коливанням й термічним ударам факела; абразивному й хімічному впливу пилу шихти та бризок шлаку. Найчастіше в печах створювалися аркові розпорено-підвісні перекриття, що збираються з прямих і клинових цеглин та підвішуються до металоконструкцій мартена на систему штирів та подовжених сталевих пластин. Склепіння

має вбудовані фурми, які подають кисень, і при переході до голівок набуває невеликий нахил.

Головка печі

Так називають конструктивні елементи печі, розташовані по торцях робочого простору. У них відбувається займання палива. У мартена дві головки: одна подає факел полум'я, інша відводить продукти горіння. І так як мартенівська піч працює у рекуперативному режимі, то в цілому функціонально вони виконують: змішування палива з підігрітим струменем повітря; правильний й найбільш раціональний напрямок факела; відведення продуктів горіння з робочого простору.

Шлаковики

Конструктивно це камери, у яких збираються частинки пилу і шлаку, що захоплюються продуктами горіння при виході з робочого простору. Шлаковики розташовані над вертикальними каналами і для більш ефективного осідання зважених часток мають у порівнянні з ними більш широкий поперечний переріз. Конструкція і футерування шлаковиків адаптується до основного виду палива, але в будь-якому випадку їх робочий об'єм повинен бути розрахований на весь міжремонтний період експлуатації, бо працює мартенівська піч з дуже рідкісними технічними зупинками.

Регенератори

Конструктивний перетворювач, який являє собою камеру, заповнену насадкою. Конденсує в собі теплову енергію відхідних продуктів горіння і передає її газу або повітрю, який направляється в робочий простір. Також, як і шлаковики, регенератори викладаються з вогнетривкої цегли і містяться в сталевий каркас з кожухом. Вони з'єднані з боровами – каналами, за якими продукти горіння відводяться до димаря (в деяких випадках до котла-утилізатора) або подається паливний газ і повітря.

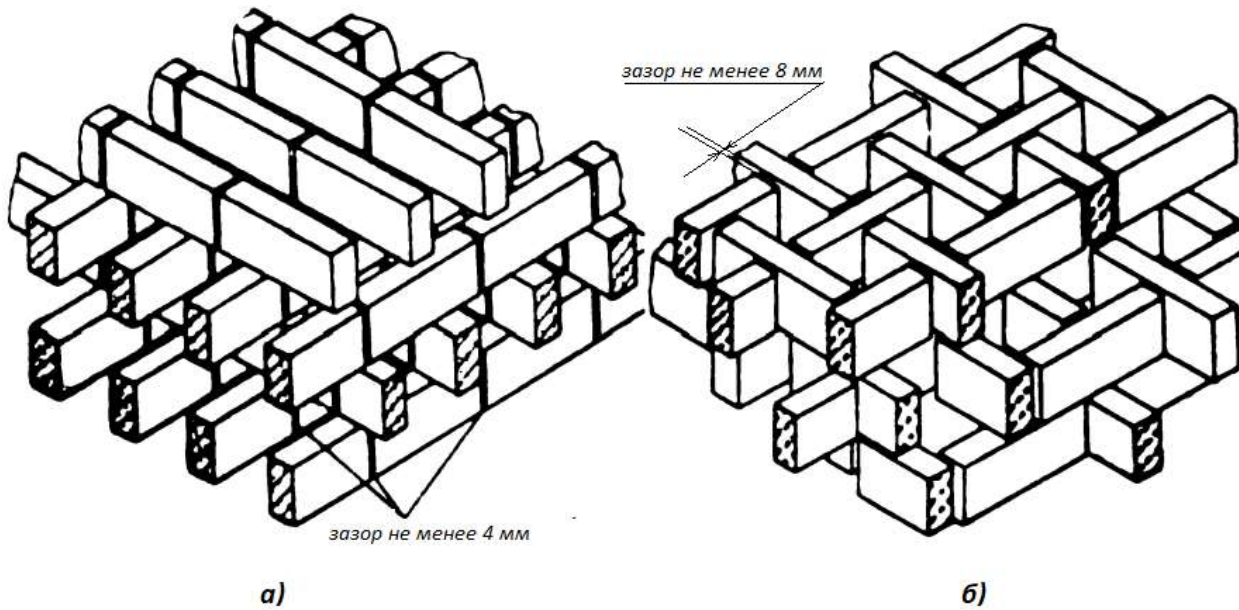


Рисунок 2.2 - Насадки регенераторів: а) тип Сіменса, б) тип Каупера

Перекидні клапани

Регулювання напрямку та інтенсивності тяги забезпечують перекидні клапани й шиберы, керовані в автоматичному режимі. Залежно від сигналу завдання перекидні клапани герметизують канали, перекриваючи рух по них, або підтримують плавний рух газів без критичних поворотів.

Подина печі

Нижня основа або дно робочого простору. Виконується з вогнетривких матеріалів, товщина яких розраховується з урахуванням місткості мартена, бо піддається впливу температур до $+1600^{\circ}\text{C}$ і ударним навантаженням при завантаженні шихти. Цегляна кладка зверху покривається наварюванням, що виключає прориви металу.

Принцип роботи мартенівської печі

Мартенівський процес протікає на поду робочого простору відбивної печі за рахунок тепла, одержуваного від факела, і полягає у переробці чавуну і металевого брухту, які закладаються в робочий простір печі. Переважна частина тепла надходить до мартенівської ванни з робочого простору печі в результаті тепловідда-

чі від факела та елементів кладки. Але, через те, що для виплавки сталі необхідно підтримувати температуру до 1700°C , у робочому просторі її отримують шляхом спалювання в струмені повітря газоподібного або рідкого палива. Це дозволяє компенсувати недолік теплової енергії хімічних реакцій і фізичного тепла шихтових матеріалів. Основний вид теплопередачі в робочому просторі мартена є випромінювання від факела. Кладка частково поглинає теплову енергію та інтенсивно відбиває її від склепіння печі на поверхню нагріву. У потоці нагрітого повітря відбувається згорання палива, що подається через головку. Відходячи димові гази нагрівають насадку регенератора, яка в свою чергу нагріває холодне повітря, що подається у піч. А реверсивний напрямок повітряних потоків, що створюється перекидними клапанами, забезпечує регенерацію тепла. Надлишковий вміст кисню обумовлює в мартені окисну газову атмосферу, завдяки чому метал протягом плавки піддається прямому і непрямому впливу окислювального середовища. Після утворення шлакового шару на поверхні розплаву тепло передається металу через нього.

2.2 Технологія плавлення металу

Процес виплавки розділяється на кілька періодів. Але до початку плавки з математичною точністю розраховується кількісний і якісний склад шихти.

Плавлення

Найтриваліший період плавки. Його хімічні та фізичні процеси в мартені починаються з моменту завалення шихти і тривають понад три години в результаті прямого контакту заліза і домішок з киснем з атмосфери печі. Для забезпечення процесу плавки та випалювання надмірної кількості домішок (під час плавки відбувається максимальна десульфуратія та знефосфорення) в робочому просторі забезпечують температуру, що перевищує температуру точки плавлення на $100\text{...}150^{\circ}\text{C}$, і подають кількість повітря вище розрахункового значення. До кінця плавлення теплове навантаження знижують до мінімально допустимого рівня, бо

основна частина шихти розплавилася і знижується потреба в теплі. Метал переходить у рідкий стан і на поверхні розплаву утворюється активний шлак, через то, що його щільність менше щільності металу.

Окислення

Металева шихта має складний багатокомпонентний склад. Крім заліза в ній міститься вуглець (C), кремній (Si), сірка (S), марганець (Mn), фосфор (P) та інші компоненти, що впливають на властивості сталі. Її масова частка цих елементів вище необхідного рівня, щоб привести їх кількість до заданих параметрів, надлишок видаляють шляхом окислення. Джерелом кисню виступають пічна атмосфера і складові шихти. Причому в першій половині періоду плавлення протікає інтенсивний процес дисоціації нагрітого до 910°C вапняку і відбувається реакція: $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$. Вуглекислий газ, що виділився, так само, як і кисень, взаємодіє з рідкою сталлю і бере участь в її окисненні. Оксиди домішок і флюси видаляються разом з продуктами горіння і переходять в шлак. З того моменту як шлаковий шар повністю покриває розплав, пряме окислення сталі припиняється. Наступні процеси окислення вже протікають між рідким металом й покриваючим його шлаком, який продовжує піддаватися прямому окисленню в результаті контакту з киснем атмосфери печі та надходячих після додавання руди оксидів заліза. Новоутворений на поверхні шлаку закис заліза (FeO) взаємодіє з ним і утворює магнітний окисел заліза (Fe₃O₄). Він в свою чергу розподіляється по шлаку, який межує з розплавленим металом, і окисляє залізо знову у закис. А FeO у розплавленій сталі вже вступає в окислювальні реакції з домішками. У результаті хімічних реакцій і ряду взаємодій між компонентами окислені домішки переходять в шлак. Інтенсивне окислення вуглецю відбувається в другому періоді розплавлення шихти, бо він володіє не такою великою швидкістю окислення як кремній, марганець і фосфор. У вигляді CO вуглець виступає на поверхні сталі бульбашками, де і згоряє.

Розкислення

Це останній і найбільш відповідальний етап плавки, бо він безпосередньо визначає якість отриманого металу. До кінця плавки сталі в розплаві залишається ще значна кількість кисню. Він знаходиться у вигляді закису заліза і неметалевих включень, що сприяє погіршенню властивостей металу. Тому для його видалення виконують розкислення рідкої сталі. Погано розкислені сталі проявляють невисоку ударну в'язкість і схильність до холодноламкості та червоноламкості. Розкислення проводять з використанням феросплавів (феромарганець, феросиліцій, силікомарганець й ін.), а також алюмінію, титану і кальцію. Ці елементи активно вступають у взаємодію з FeO і здатні виводити кисень як в газ пічної атмосфери, так і у вигляді оксидів в шлак. Ґрунтуючись на таких властивостях, розкислення сталі виконують у два прийоми: попереднє розкислення в ванні та фінішне – у ковші.

Витрата матеріалів в мартенівській печі

По суті плавка в мартені – переділ чавуну, сталевого лому і скрапу в сталь заданої марки. Забезпечити необхідні фізико-хімічні властивості можливо тільки при строгому дотриманні співвідношення всіх компонентів шихти, яка складається з декількох основних і допоміжних матеріалів.

Шихта для мартенівської плавки сталі

Основні групи:

1. Металева: чавун; сталевий брухт; розкисники; легуючі елементи; залізорудна сировина; агломерат.
2. Неметалева: зварювальний шлак; вапняк; вапно; боксит.

Особливості мартенівського процесу дозволяють використовувати рідкий і чушковий чавун.

Поряд з шихтовими матеріалами для мартенівського процесу велике значення має й паливо, яке забезпечує необхідні умови протікання фізико-хімічних

процесів виплавки сталі. При цьому більшість мартенів опалюється газовою сумішшю з двох або трьох газів (природний, коксовий, доменний, генераторний), а рідке паливо у вигляді мазуту, смоляних масел або смоли використовується для утворення сильно світлого факела полум'я.

Класифікація мартенівських процесів

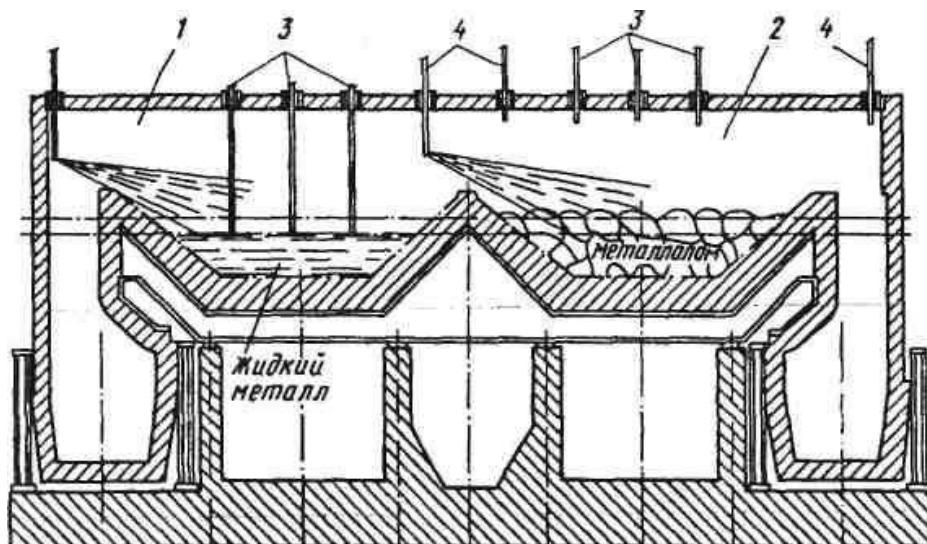
Мартенівський процес виробництва сталі як й раніше використовується і за своєю природою є окислювальним, бо перетворення чавуну в сталь відбувається за рахунок зниження частки вуглецю та інших елементів у результаті окислення. Але поряд з окислювальною реакцією, в розплаві відбуваються і відновні процеси. Наприклад, марганець, кремній, хром та фосфор, окисли на початку плавки, можуть відновлюватися й переходити до металу. Будівництво мартенів – високе мистецтво. У різні роки при їх створенні використовували матеріали, які за хімічною природою ставилися до кислих, напівкислих, нейтральних та основних вогнетривів. В основному це були цеглини кремнеземисті (динасові), алюмосилікатні кислі, шамотні та високоглиноземисті, а також магнезіальні (магнезитові, форстеритові) і хромисті (хромітові, магнезітохромітові), а форма їх була від простої прямокутної до складної багатокутної. Облицювання печі також впливає на характер протікаючих у ній хімічних процесів. Залежно від виду вогнетривів і складу шлаків мартенівський процес поділяють на кислий і основний. За характером шихтових матеріалів мартенівський процес ділиться на кілька різновидів: Скрап-процес. Технологія мартенівської плавки за скрап-процесом передбачає, що металева шихта у більшій частині складається з брухту. Так на частку скрапу може припадати 55...75%, а на частку чавуну – 25...45%. При цьому останній застосовується в твердому (чушковому) стані. Перевагою такого процесу є висока ефективність переробки вторинної сировини й можливості застосування на підприємствах неповного металургійного циклу. Скрап-рудний процес. Під час такого сталеплавильного процесу основну частину металевої маси шихти становить рідкий чавун, масова частка якого, як правило, досягає 55...80%. Відповідно застосування скрап-рудного процесу виправдано на металокомбінатах повного циклу, у складі яких є

доменний переділ. Для окислення домішок при скрап-рудному процесі в шихту вводиться значна кількість багаті на залізо руди, що забезпечує підвищений вихід сталі. Рудний процес. В даному випадку 100% металевої шихти становить рідкий чавун. Використання такого методу виплавки виправдано в регіонах з низькою брехтозаготівельною базою. Скрап-вугільний (карбюраторний) процес. У даній технології металева частина повністю складається з сталевого брухту, а необхідний вуглець додають у вигляді вуглецевмісних матеріалів – графіту, вугілля, коксу. Такий метод не отримав широкого промислового застосування.

2.3 Конструкція двохванних печей

Двохванні печі є плавильними агрегатами з двома ваннами, двома голівками, двома вертикальними каналами, двома шлаковиками і системою свиней і перекидних клапанів.

Принцип роботи двохванної печі полягає в тому, що тоді як в одній (I) ванні йде продування металу киснем, в другій (II) тверда шихта (металобрухт, додаткові матеріали) підігрівається теплом газів, що відходять від першої ванни. Продуктивність печі при такому методі роботи зростає.



1- ванна ; 2 - ванна ; 3 - кисневі фурми; 4 - паливо-кисневі пальники

Рисунок 2.2 – Схема двованної сталеплавильної печі

Технологія плавки в двованній печі принципово не відрізняється від технології плавки в мартенівській печі, що працює з інтенсивним продуванням ванни киснем, проте є деяка відмінність. У момент закінчення заливки чавуну і початку продування ванни в шлаку спостерігається високий вміст оксидів заліза (30-40 %, а на деяких плавках ще вище). В період інтенсивного зневуглицювання зміст оксидів заліза в шлаку дещо знижується, проте у кінці плавки, при пониженні концентрації вуглецю знову зростає.

Основна кількість тепла у ванні печі виділяється в результаті окислення заліза і його домішок, а відносна величина тепловіддаючої поверхні в двованній печі вища, ніж в конвертері, тому температура в робочому просторі нижча, ніж в мартенівських печах в періоди плавлення і доведення і в конвертерах. Температура шлаку в двованній печі, як правило, не перевищує температури металу.

Внаслідок нижчої температури шлаку наведення активного рідкорухливого високоосновного шлаку утруднюється, тому вважають за краще по ходу плавки не вводити значних порцій вапна, а для повного ошлакування винищити або вапняку, завантажених під час завалки, практикують метод підйому одній або двох фурм.

При цьому починає інтенсивно окислюватися залізо (так само, як в початковий період конвертерної плавки), в результаті підвищення температури шлаку і його окислення швидко формується досить рідкорухливий і гомогенний шлак.

Вміст SiO_2 в шлаку нижчий, ніж зазвичай в мартенівській плавці, що пов'язано з тим, що в двованній печі залізну руду в період завалки зазвичай не вводять. Розчинення в шлаку вапна, введеного в піч в період завалки, починається через деякий час після закінчення заливки чавуну. До моменту розплавлення основність шлаку CaO/SiO_2 підвищується до 2, під час доведення основність шлаку продовжує зростати. Формування активного рідкорухливого шлаку забезпечує досить успішне проведення десульфурзації металу.

Підвищена окисленність шлаку в двохванній печі забезпечує також успішне проведення дефосфорації металу.

Розрахунок показує, що при продуванні киснем звичайного передільного чавуну прихід тепла на 1т чавуну складає приблизно 3150 МДж. Ця кількість тепла скла-

дається з трьох приблизно рівних частин: 1) фізичного тепла рідкого чавуну; 2) тепло, що виділяється при окисленні домішок чавуну; 3) тепло допалювання CO в CO₂.

Витрата цього тепла розподіляється таким чином: близько 50 % від приходу тепла міститься в рідкій сталі і шлаку (ентальпія ванни); близько 10 % -тепло, що знаходиться в газах (в основному CO₂), що відходять, і іншого 40 % тепла витрачаються на компенсацію втрат через кладку, втрат з водою, що охолоджує окремі елементи печі, і на переробку лому або залізної руди (надлишок тепла). Таким чином, кількість переробленого лому (чи залізної руди) визначається тепловим балансом.

Теоретично при змісті в шихті більше 65 % рідкого чавуну двохванні печі можуть працювати без витрачання палива. Якщо ж за умовами виробництва в піч завантажують лому більше, ніж відповідає по балансу тепла, то недолік тепла має компенсуватися паливом, що подається. Природно, що тепловий баланс залежить також від складу чавуну, головним чином від змісту в нім кремнію.

Паливо в двохванні печі подають за допомогою газо-кисневих пальників, встановлених в склепінні і торцях печі. Пальники можуть бути стаціонарними або рухливими.

Добре працюючі двохванні печі витрачають на 1т сталі 70-75 м³ кисню і 3-4 кг вогнетривів. Витрата палива визначається складом шихти (головним чином витрат і складом чавуну).

2.4 Розрахунок двоханної сталеплавильної печі

Розрахувати двованну піч, ємністю ванн по G = 250 т кожна, приймаючи загальну тривалість плавки, що дорівнює 14400 с (4 год), з яких: випуск та заправка – 1440 с (0,4 год); завалка та прогрів – 4680 с (1,5 год); заливка чавуну та плавлення – 4680 (1,3 год); доведення – 3600 с (1,0 год). Чавун, скрап і метал, що виплавляється, мають склад:

	C	Si	Mn	P	S
Чавун (65%)	3,8	1,0	0,9	0,2	0,05
Скрап (35%)	0,1	-	0,5	0,04	0,04
Середній склад	2,505	0,65	0,76	0,144	0,0465
Метал:					
Після розплавлення	1,3	-	0,04	0,015	0,03
Перед розкисненням у ковші	0,1	-	0,04	0,01	0,025

Продування ванн проводиться технічним киснем. Нестача тепла від допалювання CO в холодній ванні компенсується подачею природного газу.

Розрахунок сталеплавильної печі включає: 1) розрахунок матеріального балансу; 2) розрахунок теплового балансу; 3) розрахунок витрати палива (природного газу) за періодами плавки.

2.4.1. Матеріальний баланс

Розрахунок шихти проводять на 100 кг металевої садки, причому плавку умовно поділяють на два періоди: I період - від завалки до розплавлення, II період - від розплавлення до розкислення сталі.

I період

Знайдемо середній склад шихти, враховуючи, що у 100 кг металевої шихти міститься 65 кг чавуну та 35 кг скрапа (див. вище).

Угар домішок визначимо як різницю між вмістом домішки в шихті та сталі після розплавлення. Прийнемо, що під час продування ванни технічним киснем 10%S окислюється до SO_2 , а чад заліза в дим прийнятий рівним 1% (по 0,5% у кожному періоді).

C	$2,505-1,30 = 1,205$ кг
Si	0,650 кг
Mn	$0,760-0,04 = 0,720$ кг
P	$0,144-0,015 = 0,129$ кг
S	$0,0465-0,03-0,00465 = 0,012$ кг
Fe (у дим)	0,500 кг
Усього	3,216 кг

Тепер можна визначити витрату кисню і кількість оксидів, що утворилися (друга колонка цифр – молекулярна маса кисню в продукті; третя – молекулярна маса домішки):

Витрата кисню, кг	Маса оксидів, що утворилися, кг
$C \rightarrow CO$ $1,205 \cdot 16:12=1,607$	$1,205+1,607=2,812$
$Si \rightarrow SiO_2$ $0,65 \cdot 32:28=0,743$	$0,65+0,743=1,393$
$Mn \rightarrow MnO$ $0,76 \cdot 16:55=0,221$	$0,76+0,221=0,981$
$P \rightarrow P_2O_5$ $0,144 \cdot 80:62=0,186$	$0,144+0,186=0,330$
Fe в дим $\rightarrow Fe_2O_3$ $0,5 \cdot 48:112=0,214$	$0,5+0,214=0,714$
$S \rightarrow SO_2$ $0,0465 \cdot 32:32=0,0465$	$0,0465+0,0465=0,093$
3,0175	

Для розрахунку складу та кількості шлаку слід зробити такі припущення.

При завалці зі скрапом вноситься 2% забруднень типу глини, що має склад: 52% SiO₂; 25% Al₂O₃; 23% H₂O. Таким чином, забрудненнями вноситься, кг:

SiO ₂	35.0,02.0,52 = 0,364
Al ₂ O ₃	35.0,02.0,25 = 0,1575
H ₂ O	35.0,02.0,23 = 0,161
Вага: 0,6826 кг	

Зазвичай скрап окислений (~1%), тобто. зі скрапом потрапляє 0,35 кг окалини у вигляді Fe₂O₃. Разом з чавуном з міксера потрапляє деяка кількість шлаку, яку для цього розрахунку приймемо рівним 0,5 кг наступного складу: 46% CaO; 8% Al₂O₃; 6% MgO; 2% S.

У шлак надходить деяка кількість матеріалу футеровки, знос якої приймаємо рівним, кг:

	I період	II період	За плавку
Доломіт обпалений	1,3	0,4	1,7
Магнізітохроміт	0,1	0,1	0,2

Згідно з технологією виробництва сталі після заливання чавуну скачують 5-6% шлаку. Приймаємо, що в даному випадку скачують 6% шлаку (6 кг) складу, %: 21 SiO₂; 3,5 Al₂O₃; 4 MnO; 8 Mg; 25 CaO; 4 P₂O₅; 0,3 S; Cr₂O₃; 27,6 FeO; 6,5 Fe₂O₃.

З шлаком, що скачується, втрачається 1,5:0,53=2,83 кг вапняку (0,53 - вміст CaO в 1 кг вапняку).

Склад неметалевих матеріалів наведено у табл 2.1.

Таблиця 2.1 – Склад неметалічних матеріалів, %

Матеріал	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO
Залізна руда	4,0	2,0	14,0	77,0	0,30	0,40
Вапняк	2,0	0,3	-	0,2	-	2,00
Вапно	3,5	0,5	-	0,35	-	3,5
Доломіт обпалений	2,0	2,0	-	0,30	-	36,0
Магнізіт	3,0	1,6	-	2,0	-	90,0
Магнізитовий порошок	4,07	0,81	-	1,02	-	91,56
Магнізітохроміт	6,0	4,0	-	10,0	-	66,0
Боксит	10,0	54,0	-	25,0	-	-
Периклазошпінделідна цегла	5,0	3,0	13,9	8,0	-	70,0
Агломерат	8,7	-	(Fe 53,9)	-	0,8	0,8

Плавииковий шпат	3,1	0,2	-	0,8	95% CaF ₂	-
Матеріал	CaO	P ₂ O ₅	S	H ₂ O	CO ₂	Cr ₂ O ₃
Залізна руда	0,80	0,10	0,02	1,38	-	-
Вапняк	53,0	0,07	0,01	0,83	41,50	-
Вапно	85,0	0,10	0,13	-	6,92	-
Доломіт обпалений	55,0	-	-	2,20	2,50	-
Магнезит	2,60	-	-	-	0,80	-
Магнезитовий порошок	-	-	-	-	-	-
Магнезитохроміт	2,0	-	-	-	-	12,0
Боксит	1,0	0,08	0,1	9,02	0,80	-
Периклазошпінделідна цегла	2,0	-	-	-	-	12,0
Агломерат	12,99	-	-	-	-	-
Плавииковий шпат	0,40	-	0,2	-	0,3	-

Позначаючи витрату вапняку за x , вважатимемо загальну витрату вапняку рівним $(2,83+x)$ кг з урахуванням втрат зі шлаком, що скачується. Тепер знаходимо:

Надходження SiO ₂ , кг, з:	
металевої шихти	1,393
доломіту	$1,3 \cdot 0,02 = 0,026$
магнезитохроміту	$0,1 \cdot 0,06 = 0,006$
забруднень скрапу	0,364
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,38 = 0,19$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,02 = 0,0566 + 0,02x$
	$2,036 + 0,02x$

Надходження Al ₂ O ₃ , кг, з:	
доломіту	$1,3 \cdot 0,02 = 0,026$
магнезитохроміту	$0,1 \cdot 0,04 = 0,004$
забруднень скрапу	0,1575
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,8 = 0,40$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,03 = 0,0085 + 0,003x$
	$0,236 + 0,003x$

Надходження MnO із металевої шихти, кг:	0,981
Надходження MgO, кг, з:	1,393
доломіту	$1,3 \cdot 0,36 = 0,468$
магнезитохроміту	$0,1 \cdot 0,066 = 0,066$
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,06 = 0,03$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,02 = 0,0566 + 0,02x$
	$0,6206 + 0,02x$

Надходження CaO, кг, з:	
доломіту	$1,3 \cdot 0,55 = 0,715$
магнезитохроміту	$0,1 \cdot 0,02 = 0,002$
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,46 = 0,23$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,53 = 1,5 + 0,53x$
	$2,447 + 0,53x$

Надходження SiO ₂ кг, з:	
металевої шихти	1,393
доломіту	$1,3 \cdot 0,02 = 0,026$
магнезитохроміту	$0,1 \cdot 0,06 = 0,006$
забруднень скрапу	0,364
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,38 = 0,19$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,02 = 0,0566 + 0,02x$
	$2,036 + 0,02x$

Надходження P ₂ O ₅ , кг, з:	
металевої шихти	0,330
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,007 = 0,002 + 0,0007x$
	$0,332 + 0,007x$

Надходження S, кг, з:	
металевої шихти	0,093
міксерного шлаку	$0,5 \cdot 0,002 = 0,001$
вапняку	$(2,83 + x) \cdot 0,001 = 0,00283 + 0,001x$
	$0,111 + 0,001x$
Надходження Cr ₂ O ₃ , кг, з магнезитохро- міту	$0,1 \cdot 0,12 = 0,012$

Приймаючи за практичними даними, що в шлаку міститься 16% FeO і 6% Fe₂O₃ складемо з урахуванням скачування шлаку, формулу кількості його в кінці 1 періоду, кг:

$$\begin{aligned}
 \text{SiO}_2 & 2,0,36 + 0,02x - 1,260 = 0,776 + 0,02x \\
 \text{Al}_2\text{O}_3 & 0,236 + 0,003x - 0,210 = 0,026 + 0,003x \\
 \text{MnO} & 0,981 - 0,240 = 0,741 \\
 \text{MgO} & 0,6206 + 0,02x - 0,48 = 0,1406 + 0,02x \\
 \text{CaO} & 2,447 + 0,53x - 1,50 = 0,947 + 0,53x \\
 \text{P}_2\text{O}_5 & 0,332 + 0,0007x - 0,24 = 0,092 + 0,0007x \\
 \text{S} & 0,111 + 0,001x - 0,018 = 0,093 + 0,001x
 \end{aligned}$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 \quad 0,012 - 0,006 = 0,006$$

$$\text{FeO} \quad 0,16L_{\text{шл}}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,06L_{\text{шл}}$$

$$L_{\text{шл}} = 0,22 L_{\text{шл}} + 2,8216 + 0,5747x$$

$$\text{або } L_{\text{шл}} = 3,617 + 0,737x.$$

Полога, що основність шлаку в кінці I періоду має дорівнювати 2,6, отримаємо рівняння для визначення витрати вапняку

$$B = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = \frac{0,947 + 0,53x}{0,776 + 0,02x} = 2,6,$$

$$\text{Звідки} \quad 0,947 + 0,53x = 2,0176 + 0,052x \quad \text{або } x = 2,24 \text{ кг.}$$

Тепер можна знайти кількість шлаку

$$L_{\text{шл}} = 3,617 + 0,737 \cdot 2,24 = 5,987 \text{ кг}$$

Остаточний склад та кількість шлаку:

складники	маса, кг	Вміст, %
SiO ₂	0,9328	15,58
Al ₂ O ₃	0,0371	0,62
MnO	0,8421	14,06
MgO	0,2107	3,52
CaO	2,4254	40,52
P ₂ O ₅	0,1063	1,78
S	0,1081	1,82
Cr ₂ O ₃	0,0068	0,10
FeO	0,9579	16,00
Fe ₂ O ₃	0,3592	
$L_{\text{шл}} = 5,9870$		

Сумарна витрата вапняку дорівнює $2,83 + 2,24 = 5,07$ кг. Загальна кількість шлаку $6 + 5,987 = 11,987$ кг.

Складемо баланс заліза на I період плавки.

Кількість окисленого заліза дорівнює $0,232 + 1,949 = 2,181$ кг.

Витрата кисню на окислення заліза до Fe₂O₃ $0,232 \times 48 : 112 = 0,099$ кг; до FeO $1,949 \cdot 16 : 56 = 0,557$ кг.

Вважаючи, що з атмосфери печі у ванну надходить 10% від загальної кількості кисню, знайдемо величину останнього

$$3,0175 + 0,099 + 0,557 + 0,1 (3,0175 + 0,099 + 0,557) = 4,04 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.2 – Баланс заліза за перший період плавки

Джерело	3 Fe ₂ O ₃ , кг	3 FeO, кг
Доломіт	1,3·0,003·0,7 = 0,0027	-
Магnezітохроміт	0,1·0,10·0,7 = 0,007	-
Вапняк	5,07·0,002·0,7 = 0,007	-
Окалина скрапа	0,35·0,7 = 0,245	-
Разом	0,2917	
Втрати зі шлаком, що скачується	0,39·0,7 = 0,273	1,656·0,78 = 1,292
Залишається в шлаку	0,3161·0,7 = 0,221	0,8429·0,78 = 0,657
Разом	0,494	1,949
Переходить у сталь	0,2617-0,494 = -0,232	-1,942

Враховуючи, що в першому періоді ванна недостатньо і нерівномірно прогріта і процеси масообміну уповільнені, приймаємо коефіцієнт засвоєння кисню, що подається у ванну, рівним 0,9. Тоді витрата технічного кисню становитиме

$$\frac{4,04 \cdot 22,4}{0,95 \cdot 0,9 \cdot 32} = 3,3 \text{ м}^3.$$

тут 0,95 – частка O₂ у технічному кисні (інше – азот).

Витрата чистого кисню $4,04 \cdot 22,4 / 32 = 2,828 \text{ м}^3$.

Витрата чистого кисню з урахуванням коефіцієнта засвоєння $2,828 / 0,9 = 3,142 \text{ м}^3$.

Кількість незасвоєного кисню $3,142 - 2,828 = 0,314 \text{ м}^3$ або Вага: 0,486 кг.

Кількість азоту, що подається з технічним киснем $3,3 - 3,142 = 0,158 \text{ м}^3$ або вага: 0,197 кг.

Кількість технічного кисню, що у ванну $4,04 + 0,486 + 0,197 = 4,723 \text{ кг}$.

Вихід придатного з урахуванням металу, що забирається шлаком (10% від кількості шлаку).

$$100 - 3,216 - 2,181 - 0,6825 - 0,35 - 0,5 - 0,6 = 92,47 \text{ кг},$$

де 3,216 - чад домішок; 2,181 - кількість заліза, що окислилося; 0,6825 - забруднення скрапу; 0,35 - окалина скрапу; 0,5 – міксерний шлак; 0,6 - втрати металу зі шлаком, що скачується.

Протягом I періоду з ванни виділяються газу, кг; із:

	CO ₂	H ₂ O
забруднень скрапу	-	0,161
вапняку	$5,07 \cdot 0,415 = 2,1$	$5,07 \cdot 0,0083 = 0,04$
доломіту	$1,3 \cdot 0,025 = 0,0325$	$1,3 \cdot 0,022 = 0,0286$
	2,1325	0,0686

Матеріальний баланс I періоду плавки

Надійшло, кг		Отримано, кг:	
Металева шихта	100,000	Метал	92,470
Вапняк	5,070	Втрати металу зі шлаком	0,600
Доломіт	1,300	Шлак	11,987
Магnezітохроміт	0,100	CO	2,812
O ₂ із атмосфери печі	0,367	CO ₂	2,1325
Технічний кисень	4,723	H ₂ O	0,0686
	111,560	Незасвоєний O ₂	0,486
		N ₂	0,197
		SO ₂	0,093
		Fe ₂ O ₃	0,714
			111,560

II період

Розрахунок матеріального балансу для другого періоду плавки від розплавлення до розкислення сталі проводиться аналогічно до розрахунку I періоду. Результати розрахунку подаємо у вигляді таблиці.

Матеріальний баланс II періоду плавки

Надійшло, кг:		Отримано, кг:	
Метал	92,470	Сталь	91,119
Шлак	5,987	Втрати металу зі шлаком	0,134
Доломіт	0,400	Шлак	6,628
Магnezітохроміт	0,100	CO	3,467
O ₂ із атмосфери печі	0,127	CO ₂	0,014
		SO ₂	0,008
Технічний кисень	3,455	Fe ₂ O ₃	0,857
		N ₂	0,123
		Незасвоєний O ₂	0,178
		H ₂ O	0,010
		Нев'язка	0,001

Матеріальний баланс плавки

Надійшло, кг		Отримано, кг:	
Металева шихта	100,000	Сталь	91,119
Вапняк	5,070	Шлак	12,628
Доломіт	1,700	Втрати металу зі шлаком	0,734
Магnezітохроміт	0,200	CO	6,279
O ₂ із атмосфери печі	0,494	CO ₂	2,146
Технічний кисень	8,178	SO ₂	0,101
	115,642	N ₂	0,320
		Незасвоєний O ₂	0,664
		H ₂ O	0,0786
		Fe ₂ O ₃ (у дим)	1,571
			115,6406
		Нев'язка	0,0014

2.4.2 Тепловий баланс

Метою розрахунку теплового балансу робочого простору камери печі є визначення середнього теплового навантаження та теплового навантаження холостого ходу. Розрахунок виконуємо для однієї камери печі.

Надходження тепла

1. Тепло, що вноситься скрапом

$$Q_{СК} = c_{СК} D_{СК} G t_{СК} = 0,469 \cdot 0,35 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 20 = 820,75 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 0,82 \text{ ГДж.}$$

Тут $c_{СК} = 0,469 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – питома теплоємність скрапу при $t_{СК} = 200\text{C}$; $D_{СК} = 0,35$ - частка скрапу в шихті; $G = 250 \text{ т}$ ємність однієї ванни печі.

2. Тепло, що вносить чавун

$$Q_{ч} = G D_{ч} [c_{ч}^{мс} t_{пл,ч} + L_{ч} + c_{ч}^{жс} (t_{ч} - t_{пл,ч})] = 250 \cdot 10^3 \cdot 0,65 [0,745 \cdot 1200 + 217,72 + 0,837 (1300 - 1200)] = 194255,75 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 194,26 \text{ ГДж,}$$

де $D_{ч} = 0,65$ - частка чавуну в шихті; $c_{ч}^{мс} = 0,745 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – середня питома теплоємність твердого чавуну в інтервалі температур $0-1200^{\circ}\text{C}$: $c_{ч}^{жс} = 0,837 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – теж рідкого чавуну в інтервалі температур $1200-1300^{\circ}\text{C}$;

$L_{ч} = 217,72 \text{ кДж}/\text{кг}$ – прихована теплота плавлення чавуну;

$t_{ч} = 1300^{\circ}\text{C}$ – температура чавуну, що заливається;

$t_{пл,ч} = 1200^{\circ}\text{C}$ – температура плавлення чавуну.

3. Тепло екзотермічних реакцій

$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2$	$0,02405 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 34,09 = 204966,1$
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2$	$0,00650 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 31,10 = 50537,5$
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO}$	$0,00680 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 12529,0$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дим)	$0,010000 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 18425,0$
$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5$	$0,00129 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 25,00 = 8062,5$
$\text{S} \rightarrow \text{SO}_2$	$0,00012 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 9,28 = 278,4$
$\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}$	$(0,01940 + 0,00053) 250 \cdot 10^3 \cdot 4,82 = 24015,6$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$	$(0,00232 - 0,00018) 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 394,0$
	$Q_{екз} = 322757,1 \text{ МДж} = 322,76 \text{ ГДж}$

тут перший стовпчик чисел - частка домішки, що вигоріла;

другий - ємність ванни, кг;

третій – теплові ефекти реакцій, віднесені до 1 кг елемента, МДж/кг].

4. Тепло шлакоутворення

$$\text{SiO}_2 \rightarrow (\text{CaO})_2\text{SiO}_2 \dots 0,01393 \cdot 250 \cdot 10^3 : 28 \cdot 60 \cdot 2,32 = 8075,75$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 \rightarrow (\text{CaO})_3\text{P}_2\text{O}_5 \cdot \text{CaO} \dots 0,033 \cdot 250 \cdot 10^3 : 62 \cdot 142 \cdot 4,71 = 738,63$$

$$Q_{\text{ш.о}} = 8,81 \text{ ГДж} = 8814,38 \text{ МДж}$$

тут перша колонка – частка оксиду;

третя та четверта колонки – молекулярні маси

елемента та з'єднання, відповідно;

п'ята колонка – теплові ефекти реакції шлакоутворення, МДж/кг.

5. Тепло від горіння природного газу

$$Q_{\text{пр.г}} = 35069,6 \text{ В кДж} = 0,035 \text{ В ГДж},$$

де $Q_H^P = 35069,6 \text{ кДж/м}^3$ – нижча теплота згоряння газу;

V – витрата газу на плавку, м^3 .

6. Тепло, що вноситься повітрям, що підсмоктується в робочий простір, що йде на спалювання природного газу і СО

$$Q_{\text{возд}} = (V_{\text{г}}^{\text{np.г}} V + D_{\text{CO}} G : M_{\text{CO}} 22,4 V_B^{\text{CO}}) c_B t_B = (9,28 \text{ В} + 0,06279 \cdot 250 \cdot 103 : 28 \cdot 22,4 \cdot 2,38) 1,3226 \cdot 20 = 245,47 \text{ В} + 790598,34 \text{ кДж} = 0,000245 \text{ В} + 0,79 \text{ ГДж}.$$

$$\text{Тут } (V_{\text{г}}^{\text{np.г}} V + D_{\text{CO}} G : M_{\text{CO}} 22,4 V_B^{\text{CO}}) c_B t_B = (9,28 \text{ В} + 0,06279 \cdot 250 \cdot 103 : 28 \cdot 22,4 \cdot 2,38) 1,3226 \cdot 20 = 245,47 \text{ В} + 790598,34 \text{ кДж} = 0,000245 \text{ В} + 0,79 \text{ ГДж}.$$

Тут $V_{\text{г}}^{\text{np.г}}, V_B^{\text{CO}}$ - теоретичні витрати повітря для спалювання 1 м^3 природного газу та 1 м^3 СО, відповідно рівні 9,28 і 2,38 $\text{м}^3/\text{м}^3$;

D_{CO} – частка СО, що утворюється (див. матеріальний баланс плавки);

$M_{\text{CO}} = 28 \text{ кг}$ - молекулярна маса СО;

$z_{\text{в}} = 1,3226 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \text{ К})$ – теплоємність повітря при $t_{\text{в}} = 20^\circ\text{C}$.

Витрата тепла

1. Фізичне тепло сталі

$$Q_{\text{ст}} = D_{\text{ст}} G [c_{\text{ст}}^{\text{мг}} t_{\text{нл.ст}} + L_{\text{ст}} + c_{\text{ст}}^{\text{жс}} (t_{\text{ст}} - t_{\text{нл.ст}})] = 0,91119 \cdot 250 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837 (1600 - 1500)] = 320251,39 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 320,25 \text{ ГДж}.$$

Тут $D_{\text{ст}} = 0,91119$ вихід сталі (див. Матеріальний баланс плавки);

$c_{CT}^{TB} = 0,7$ кДж/(кг К) - питома теплоємність твердої сталі, середня в інтервалі температур 0-1500⁰С;

$c_{CT}^{Ж} = 0,837$ кДж/(кг·К) – те, рідкої сталі середня в інтервалі температур 1500-1600⁰С;

$t_{пл.ст} = 1500^0$ С – температура плавлення сталі;

$L_{ст} = 272,16$ кДж/кг – прихована теплота плавлення сталі.

2. Фізичне тепло сталі, що втрачається зі шлаком

$Q_{ст-шл} = 0,00734 \cdot 250 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837 (1600-1500)] = 2579,753 \cdot 10^3$ кДж = 2,58 ГДж.

3. Фізичне тепло шлаку

$Q_{шл} = (1,25 \cdot 1550 + 209,5) 0,06 \cdot 250 \cdot 10^3 + (1,25 \cdot 1600 + 209,35) 0,0628 \cdot 250 \cdot 10^3$ кДж = 66,89 ГДж.

Тут 1,25 кДж/(кг К) – теплоємність шлаку, середня в інтервалі температур 0-1600⁰С;

209,35 кДж/кг – прихована теплота плавлення шлаку;

0,06 та 0,0628 – частка шлаку скачуваного та кінцевого відповідно (див. матеріальний баланс).

4. Тепло, яке несуть продукти згоряння при середній температурі $t_{yx} = 1600^0$ С.

$$Q_{yx} = V i_{yx} V_{yx} = V \cdot 2592,64 \cdot 10,34 = 26807,9 \text{ В кДж} = 0,0268 \text{ В ГДж.}$$

Тут:

$$i_{CO_2} \dots 0,0955 \cdot 3815,86 = 364,41$$

$$i_{H_2O} \dots 0,1875 \cdot 2979,13 = 558,59$$

$$i_{N_2} \dots 0,7170 \cdot 2328,65 = 1669,64$$

$$i_{yd}^{1600} = 2592,64 \text{ кДж/м}^3.$$

Частки CO₂, H₂O, N₂ та V_{yx} запозичені з таблиці, їх ентальпії - з довідникової літератури при $t_{yx} = 1600^0$ С.

5. Тепло, що витрачається на розкладання вапняку

$$Q_{зв} = 1779,5 \cdot 0,0507 \cdot 250 \cdot 103 = 22555 \cdot 103 \text{ кДж} = 22,56 \text{ ГДж.}$$

Тут 1775,5 кДж/кг – теплота розкладання 1 кг вапняку;

0,0507 - частка вапняку (див. Матеріальний баланс).

6. Тепло, що витрачається на випаровування вологи та нагрівання парів води до $t_{yx} = 1600^{\circ}\text{C}$.

$$Q_{H_2O} = 0,000786 \cdot 250 \cdot 103 [4,187 \cdot 100 + 2256,8 + 1,88 (1600-100)] 22,4: 18 = 1297594,2 \text{ кДж} = 1,3 \text{ ГДж.}$$

Тут 4,187 кДж/(кг·К) – теплоємність води, середня інтервалі температур 0-100⁰С;

1,88 кДж/(кг·К) – те, пара в інтервалі температур 100-1600⁰С;

2256,8 кДж/кг – прихована теплота випаровування 1 кг води;

0,000786 – частка H₂O у продуктах плавки (див. матеріальний баланс).

7. Тепло, витрачене на нагрівання газів, що виділяються з ванни до $t_{yx} = 1600^{\circ}\text{C}$.

$$\text{CO}_2 \dots 3815,86 \cdot 0,02146 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:44 = 10422,15 \cdot 10^3$$

$$\text{CO} \dots 2526,85 \cdot 0,06279 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:28 = 31732,18 \cdot 10^3$$

$$\text{SO}_2 \dots 3815,86 \cdot 0,00101 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4: 64 = 337,23 \cdot 10^3$$

$$\text{N}_2 \dots 2328,65 \cdot 0,00320 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:28 = 1490,33 \cdot 10^3$$

$$\text{O} \dots 2463,97 \cdot 0,00664 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4: 32 = 2863,13 \cdot 10^3$$

$$Q_{\text{газ}} = 46845,02 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 46,85 \text{ ГДж}$$

Тут перший стовпчик чисел - ентальпія газів при $t_{yx} = 1600^{\circ}\text{C}$; другий стовпчик чисел - частка газу від маси садка (див. Матеріальний баланс).

8. Тепло, що втрачається з частинами Fe₂O₃, що несуть.

$$Q_{Fe_2O_3} = 0,01571 \cdot 250 \cdot 10^3 (1,23 \cdot 1600 + 209,35) = 16773,76 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 16,78 \text{ ГДж.}$$

9. Втрати тепла з водою, що охолоджує.

У робочому просторі двованної печі водою охолоджуються заслінки вікон (витрата води по $1,67 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), змійовики стовпчиків (по $0,56 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), амбразура шлакової льотки ($1,12 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) та кисневі фурми (по $0,28 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$). Приймаючи, що підвищення температури води у водоохолоджуваному елементі не повинно перевищувати 20 К, знаходимо втрати тепла з водою, що охолоджує:

Заслінки	$3 \cdot 1,67 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 6041,34 \cdot 10^3$
Змійовики	$6 \cdot 0,56 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 4051,68 \cdot 10^3$
Амбразура	$1 \cdot 1,12 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 1350,56 \cdot 10^3$
Фурми	$3 \cdot 0,28 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 6840 \cdot 20 = 481,14 \cdot 10^3$
	$Q_{\text{охл.1}} = 11924,72 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 11,92 \text{ ГДж}$

Тут перший стовпець чисел – кількість водоохолоджуваних елементів; другий - витрата води, м³/с; третій – теплоємність води, кДж/(м³ К); четвертий – час теплового на водоохолоджуваний елемент, з; п'ятий - різниця температур вихідної та вхідної води, К.

Рами завалочних вікон та п'ятові балки склепіння мають випарне охолодження. Приймаючи витрату хімічно очищеної води на кожний елемент $0,11 \cdot 10^{-3}$ м³/с, знайдемо загальну витрату води:

Рами завалочних вікон	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
П'ятові балки передньої стінки	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
П'ятові балки задньої стінки	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
	Усього $0,99 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$

Вважаючи, що вихід пари становить 90% ($0,89 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), знайдемо втрати тепла з випарним охолодженням

$$Q_{\text{охл.2}} = 4,187 \cdot 10^3 \cdot 0,99 \cdot 10^{-3} (100-30) 14400 + [2256,8 + 1,88 (150-100)] 10^3 \cdot 0,89 \cdot 10^{-3} \cdot 14400 \cdot 18: 22,4 = 27952,17 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 27,95 \text{ ГДж.}$$

Сумарні втрати тепла з водою, що охолоджує, рівні

$$Q_{\text{охл}} = 11,92 + 27,95 = 39,87 \text{ ГДж.}$$

10. Втрати тепла через футерування

Втрати тепла через склепіння

$$Q_{\text{свод}} = \frac{1580 - 50}{\frac{0,28}{2,6} + \frac{1}{28,0}} 91,4 \cdot 14400 = 14042,073 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 14,04 \text{ ГДж.}$$

Коефіцієнт теплопровідності магнезитохроміту при середній температурі склепіння $0,5(1580+300)=940^{\circ}\text{C}$ дорівнює $\lambda_{\text{мох}} = 4,1 - 0,0016 \cdot 940 = 2,6 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К})$. Коефіцієнт тепловіддачі конвекцією дорівнює $\alpha = 10 + 0,06 \cdot 300 = 28 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$. Товщина футерування $\delta_{\text{мох}} = 0,5 (0,46 + 0,10) = 0,28 \text{ м}$ взята середньою за кампанію печі.

Втрати тепла через стіни печі

Задня стінка шар легкового шамоту завтовшки $\delta_{\text{шл}} = 0,065 \text{ м}$. Приймаючи температуру зовнішньої поверхні футерування рівної 200°C , а на межі розділу шарів 1100°C , отримаємо

$$\lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 \cdot 0,5 \cdot (1580 + 1100) = 2,66 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К}) \text{ та}$$

$$\lambda_{\text{шл}} = 0,314 + 0,00035 \cdot 0,5(1100 + 200) = 0,54 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К}) \text{ та}$$

$$\alpha = 10 + 0,06 \cdot 200 = 22 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Тоді

$$Q_{\text{з.ст}} = \frac{1580 - 30}{\frac{0,75}{2,66} + \frac{0,065}{0,54} + \frac{1}{22}} 23,1 \cdot 14400 = 1159,32 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,16 \text{ ГДж}$$

Втрати тепла через передню стінку

$$Q_{\text{н.ст}} = \frac{1580 - 30}{\frac{0,6}{3,88} + \frac{1}{22}} 12,54 \cdot 14400 = 1398,8 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,4 \text{ ГДж}$$

$$\text{Тут } \lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027(1580 + 200) / 2 = 3,88 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К}).$$

Втрати тепла через під рівні

$$Q_{\text{под}} = 5100 \cdot 102,4 \cdot 14400 = 6475,78 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 6,48 \text{ ГДж.}$$

Тут: 5100 Вт/м² – питомі втрати тепла через під;

102,4 м² - площа пода.

Усього губиться через футерування

$$Q_{\text{тепл}} = 14,04 + 1,16 + 1,4 + 6,48 = 23,08 \text{ ГДж.}$$

11. Втрати тепла випромінюванням через вікна печі

$$Q_{\text{ізіл}} = 5,7 \cdot 0,65 \left(\frac{1600 + 273}{100} \right)^4 1,6 \cdot 1,7 \cdot 5400 = 6697,34 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 6,7 \text{ ГДж.}$$

12. Втрати тепла на дисоціацію CO₂ і H₂O прийmemo рівними 2,5% тепла, одержуваного при спалюванні газу, тобто.

$$Q_{\text{дис}} = 0,02 \cdot 0,035 \text{ В} = 0,0007 \text{ ГДж.}$$

13. Втрати тепла з газами, що вибиваються, і прийmemo рівними 2,5% від тепла, одержуваного при спалюванні природного газу

$$Q_{\text{виб}} = 0,025 \cdot 0,035 \text{ В} = 0,00088 \text{ ГДж.}$$

Витрата природного газу знайdemo з рівняння теплового балансу

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{расх}}$$

$$0,82 + 194,26 + 322,76 + 8,81 + 0,035 \text{ В} + 0,000245 \text{ В} + 0,79 = 320,25 + 2,58 + 66,89 + 0,0268 \text{ В} + 22,56 + 1,3 + 46,85 + 16,78 + 39,87 + 23,08 + 6,7 + 0,0007 \text{ В} + 0,00088 \text{ В}$$

або

$$0,006865 \text{ В} = 20,21,$$

звідки

$$= 2943,9 \text{ м}^3.$$

Тепловий баланс робочого простору камери двованної печі подано табл. 2.3.

Середнє теплове навантаження дорівнює

$$Q_{\text{ср}} = 35,0 \cdot 2943,9 : 14400 = 7,155 \text{ МВт.}$$

Теплове навантаження холостого ходу дорівнює

$$(39,87 + 23,08 + 6,7) : 14400 = 4,84 \text{ МВт.}$$

Таблиця 2.3 – Тепловий баланс камери двованної печі

Стаття парафії	ГДж (%)	Стаття парафії	ГДж (%)
Фізичне тепло:		Фізичне тепло:	
скрапа	0,82 (0,13)	сталі	320,26(50,74)
чавуну	194,26 (30,78)	металу в шлаку шлаку	2,58 (0,41)
повітря	1,51 (0,24)		
Тепло реакцій:		Розкладання вапняку	22,56(3,57)
екзотермічних	322,76 (51,13)	Випаровування вологи	1,30 (0,21)
шлакоутворення	8,81(1,39)	Нагрів газів	46,85(7,42)
Тепло від горіння природного газу	103,04(16,33)	Винос із частинками Fe ₂ O ₃	16,78(2,66)
Разом	631,20 (100,0)	Водяне охолодження	39,87(6,33)
		Втрати тепла:	
		через футерування випромінюванням	23,08(3,66)
		на дисоціацію	6,70(1,08)
		з газами, що вибиваються	2,63(0,42)
		з продуктами згоряння	79,60(12,62)
		Разом	631,20 (100,0)

2.4.3 Витрата палива за періодами плавки

Період випуску та заправка (тривалість 1440 с). Прийнемо, що теплове навантаження в період випуску та заправки дорівнює 75% середнього теплового навантаження. Тоді

$$Q_1 = 0,75 \cdot 7,155 = 5,366 \text{ МВт},$$

а витрата природного газу

$$V_1 = 5,366 \cdot 1440/35,0 = 220,64 \text{ м}^3 / \text{період}.$$

Період завалки та прогріву (тривалість 4680 с). У цьому періоді підтримують максимальне теплове навантаження, що становить 125% від середнього. Тоді

$$Q_2 = 1,25 \cdot 7,155 = 8,94 \text{ МВт}$$

$$\text{і } V_2 = 8,94 \cdot 4680/35,0 = 1195,69 \text{ м}^3 / \text{період}.$$

Період заливання чавуну та плавлення (тривалість 4680 с). Зазвичай період заливання та плавлення проходить при середньому тепловому навантаженні. Тоді

$$Q_3 = 7,155 \text{ МВт і } V_3 = 7,155 \cdot 4680/35,0 = 956,87 \text{ м}^3/\text{період}.$$

Період доведення (тривалість 3600 с)

$$Q_4 = (7,155 \cdot 14400 - 5,366 \cdot 1440 - 5,366 \cdot 1440 - 8,94 \cdot 4680 - 7,155 \cdot 4680) / 3600$$

$$= 5,55 \text{ МВт.}$$

$$\text{Тоді } V_4 = 5,55 \cdot 3600 / 35,0 = 570,7 \text{ м}^3 / \text{період.}$$

Правильність розрахунку перевіряємо, підсумовуючи витрати природного газу за періодами

$$220,64 + 1195,69 + 956,87 + 570,70 = 2943,9 \text{ м}^3,$$

що відповідає значенню, знайденому із теплового балансу.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗЛИВАННЯ СТАЛІ

В УМОВАХ МАРТЕНІВСЬКОГО ЦЕХУ

Розливання одна з найважливіших технологічних операцій при виплавці сталі. Метою цієї роботи ставилося удосконалити на основі сучасних досягнень технологію розливання сталі в умовах мартенівського цеху. За основу була прийнята технологія, нині діюча в мартенівському виробництві з рядом новітніх технологічних розробок та інновацій.

3.1 Технологія розливання сталей в мартенівському цеху

Перед випуском металу з печі необхідно:

- приготувати сталерозливний ківш, поставити його під сталевипускний жолоб у печі не пізніше, ніж за 30 хвилин;
- під носки сталерозливних ковшів встановити шлакові чаші;
- не пізніше, ніж за 30 хвилин до випуску плавки встановити состав у розливального майданчика з заблокуванням коліс крайніх візків металевими башмаками.

Відразу ж після випуску плавки знімається сталевипускний жолоб і потім, без затримки, ківш з металом подається до розлиального майданчику. Витримка сталі в ковші від закінчення сходу металу до початку розливання повинна бути не більше 15 хвилин для одножолобних і 20 хвилин для двохжолобних печей.

Перед початком розливання до шиберного затвору приєднуються подовжувач і гідроциліндр.

Отвір стакана-колектора центрується над воронкою або виливницею. При цьому відстань між стаканом-колектором і воронкою – при сифонному способі розливання або між пристроєм для кантування і виливницею – у випадку розливання зверху не повинна перевищувати 200 мм.

Відкриття шиберного затвора проводиться: при сифонному способі розливання – над центрвою, при розливанні зверху – над виливницею.

Для виключення попадання заповнювача в метал застосовуються паперові козирки (4-5 шарів щільного паперу шириною 200 мм і довжиною 700-800 мм), що встановлюються над воронкою. Кріплення паперового козирка здійснюється пакувальною стрічкою шириною 30 мм і товщиною 2 мм.

Якщо після відкриття каналу затвора над центрвою (сифоновий спосіб розливання) заповнювач висипався і відсутнє мимовільне витікання металу, шиберний затвор повністю перекривається і його повторне відкриття проводиться над виливницею.

У цьому випадку живильники сифонної проводки однієї з крайніх виливниць першого по ходу розливання піддону (першої при використанні для розливання правого шиберного затвора або четвертої – при розливанні через лівий шиберний затвор) забиваються чавунною стружкою. Після центрування стакана-колектора над виливницею та відкриття його каналу перевіряється повнота висипання заповнювача за допомогою щупа; киснем канал прожигається тільки після повного видалення заповнювача. Після наповнення виливниці зверху отвір каналу повністю не перекривається і проводиться переїзд на центрву.

При наявності на першому візку составу виливниць на одномісних піддонах відкриття плавки киснем проводиться над однією з них.

Після наповнення першого піддону (сифоновий спосіб розливання) або при наповненні перших чотирьох виливниць (розливка зверху) отвір каналу шиберного затвора повністю не перекривається, переїзд на наступну центрву або виливницю проводиться з невеликим патьоком, при цьому не допускається попадання металу на межі виливниць, зчеплення візків і їх заскраплення. Подальші переїзди здійснюються з повним перекриттям каналу, допускається іскріння металу з каналу стакана-колектора.

При затягуванні каналу і не забезпеченні необхідної швидкості розливання шиберний затвор слід закрити і промити киснем канал стакана-колектора. Якщо і після цього не забезпечується необхідна швидкість розливання, затвор закрива-

ється на 1-2 хвилини, після чого промивають киснем канал ковшового стакана. Крім того, при розливанні спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі як зверху, так і сифоном, з метою зменшення ураження злитків поверхневими дефектами, рекомендується промивати канал сталерозливного стакана в межах утеплювача, при наповненні не менше половини його висоти.

Кисень для пропалювання каналу підводиться за допомогою залізної трубки діаметром 10-15 мм, з'єднаної гнучким гумовим шлангом з киснепроводом або балоном.

Для пропалювання каналу ковшового стакана довжина загнутого кінця кисневої трубки повинна бути не менше 700 мм; забороняється спалювати в каналі загнутий кінець трубки менш 250-300 мм. Під час пропалювання каналу стакана-колектора або ковшового стакана трубка вводиться в канал вертикально.

Утворені під стаканом-колектором настелі металу необхідно збивати гострим ломиком в момент їх утворення, а при переїздах – між виливницями, не допускаючи попадання їх в виливниці.

Настелі металу з внутрішньої поверхні воронки перед введенням алюмінію в центрових видаляються за допомогою кисню.

У середині розливання плавки обов'язково відбирають дві ковшеві проби металу для визначення хімічного складу сталі; проби відбирають в спеціальні пробники. При розливанні окремих марок сталі зверху відбираються додаткові проби – «індекси» у «малі» пробники:

Таблиця 3.1 – Відбір проб-«індексів» в «малі» пробники після відливання злитків

Марка сталі	Відбір проб після відливання злитків		
	Кожного з 3-х-перших	Кожного з 3-х останніх	Через один по ходу
08ГЮТ, 08ГСЮТ, 08ГСЮФ, 08ГЮФ, 07ГСЮФ, 45, 55, 60Г, 65Г, 70Г	+	+	-
09Г2, 14Г2, 10ХНДП	+	+	+
12-16ГС, Ст3-5пс	-	+	-

Відбір ковшових проб проводиться при незначно відкритому шиберніому затворі чистою, добре просушеною сталеву ложкою і в добре просушені пробніци: при розливанні спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі в виливниці з прибутковими надставками – після наповнення прибутку (під час або після допресуванням), при розливанні у виливниці зі вставками РСС (рідких самотвердіючих сумішів) – після наповнення вставки, а при розливанні спокійної вуглецевої і низьколегованої, киплячої (напівспокійної) і нестаріючої сталі сифонним способом або напівспокійної (ковшевий варіант розкислення) сталі зверху – після наповнення куца виливниць або виливниці.

Ковшові проби плавок всіх марок киплячої (напівспокійної) (крім напівспокійної сталі ковшового варіанту розкислення) і нестаріючої сталі розкислюють шляхом введення в ложку алюмінію (первинного) в кількості 10-50 г, після чого сталь заливається рівним струменем по черзі у дві виливниці з однієї ложки без розпліскування та розбризкування. Ковшові проби спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі не розкислюють. Розкислювання ковшових проб напівспокійної сталі ковшового варіанта проводиться у разі їх тривалого іскріння.

Перерва струменя при заливці виливниць не допускається. На поверхні проб не допускається наявність задирок, поясів від переривання струменя, залівін і плен.

Виливничка для відбору проб сталева. Внутрішні стінки її перед заливанням рідкої сталі повинні бути чистими. Нові ложки і виливнички (пробніки) перед відливанням в них проби обов'язково промиваються однією-двома порціями металу.

Кожна ковшева проба, крім проб-плашок, перед відправленням її в лабораторію охолоджується водою. Температура проби перед зануренням у воду не повинна перевищувати 500 °С (колір гартування проби темний або злегка темно-червоний, що переходить у темний). Охолоджені проби доставляються в лабораторію для аналізу.

Виливнички після видалення з них проб оглядаються, у міру спрацьовування перевіряються по перерізу.

Мінімально допустима висота злитків всіх типів, що підлягають перекату на обтискному стані, складає: 1600 мм – для всіх груп киплячої (напівспокійної), не-

старіючої і напівспокійної сталі ковшового варіанту розкислення, в т.ч. і експортних замовлень (крім цільових замовлень) і – 2000 мм – для спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі. Для цільових замовлень мінімально допустима висота злитків повинна становити 2000 мм.

Злитки з висотою наливу менш вищевказаної є «недоливками» і повертаються на склад.

Заливка шлаком останніх злитків в плавці (незалежно від їх висоти і марки сталі) не допускається.

Злитки неповноцінної висоти і «недоливки», з попаданням шлаку в виливниці або без розкислюють алюмінієвим дробом (з наступним перемішуванням) в кількості, яка виключає «підкипіння» металу після розкислення з урахуванням фактичної висоти наливу.

Для виміру товщини шару шлаку у виливниці рекомендується використовувати сухий металевий шомпол і лінійку.

При товщині шару шлаку у виливниці більше 100 мм стрипперування таких злитків (і «недоливків») не проводиться.

3.2 Розливання сталі сифонним способом

Розливання проводиться в розширені донизу виливниці. Лінійна швидкість розливання знаходиться в межах 0,20-0,45 м/хв. При цьому тривалість виливки злитка висотою 2200 мм, в залежності від марки сталі, повинна бути у таких межах:

Тип марки сталі	08 кп / пс (08,1,2, 10) 08Ю	Ст3 кп / пс (15,20,25,3-5)
Тривалість виливки, хвилини	5-10	6-11

При цьому рекомендується застосовувати стакан-колектор з діаметром отвору 60мм.

Порядок наповнення виливниць:

- плавно відкривається отвір каналу шиберного затвора. Протягом перших 15-30 секунд наповнення проводиться при не повністю відкритому отворі, але не веєроподібним струменем. Потім отвір відкривається повністю одним натисненням кнопки управління, і подача металу проводиться без перерви рівним, добре центрованим по перетину воронки струменем;

- у випадку нерівномірного заповнення виливниць, розташованих на одному піддоні, проводиться «підкачка» металу з метою вирівнювання рівня металу; ця операція здійснюється при досягненні в окремих виливницях рівня металу, відповідного початку введення алюмінієвого дробу в центрових;

- виливниці наповнюються до заданої висоти, а потім отвір перекривається. Якщо метал надмірно газонасичений (перегрітий) і спучується (зростає), а потім дає осадку нижче заданого рівня, то на наступних піддонах висота наливу збільшується з урахуванням опадку металу на першому піддоні; якщо відбувається «захливання» центрної (що буває при перегрітому і газонасиченому металі), то зменшується струмінь металу або в воронку вводиться невелика кількість алюмінію (100-200 г на піддон) до досягнення мінімальної висоти злитка без погіршення кипіння металу в виливницях.

Поведінка металу у виливниці і регулювання його кипіння:

- вирішальним для якості злитка киплячої (напівспокійної) сталі (глибоке залягання стільникового міхура, відсутність підкоркового міхура, малий розвиток усадочних порожнеч і пухкостей) є поведінка металу під час наповнення виливниць і під час його охолодження;

- метал не повинен пучитися і сідати по ходу і після наповнення виливниць (ознака надмірного переокислення і перегріву);

- метал повинен рівномірно, без сплесків кипіти від стінок виливниці по всьому периметру (рант чистого металу біля стінок не менше 50 мм для сталі з вмістом вуглецю до 0,12% і не менше 30 мм – при вмісті вуглецю 0,12% і більше);

– покриття всього дзеркала металу шлаком по ходу виливки злитків і перед введенням алюмінієвого дробу є бракувальною ознакою.

Для регулювання окисленості сталі з вмістом вуглецю не більше 0,10% застосовуються алюмінієві прутки круглого або прямокутного перерізу наведеним діаметром 8,0-9,5 мм, довжиною 2550 мм і масою одного погонного метра – 160-205 г.

Алюмінієві прутки підвішуються на всю висоту виливниці по вузьких гранях, при цьому величина загибу прутка повинна становити для виливниць 1 «Б», 2 «Б», 4 «А» типів не більше 100 мм і не більше 125 мм для виливниць XV «А» типу. По мірі наповнення металом виливниць першого по ходу розливання піддону визначається оптимальна кількість алюмінієвих прутків, сприяючи нормальному кипінню металу, що досягається установкою різної їх кількості в кожену виливницю перед початком розливання (по два прутка на злиток для плавок у 250 і 500-т мартенівських печах і по 2-3 прутка на злиток для плавок у ДСПА: по 2 – у першій і другій виливницях і по 3 – в третій і четвертій). Допускається коректування їх витрати шляхом видалення зайвих або додаткового введення більш коротких до рівня металу. На наступних піддонах в кожену виливницю підвішується встановлена по першому піддону кількість прутків. По ходу розливання плавки витрата алюмінієвих прутків може коригуватися.

Витрата алюмінієвих прутків в залежності від вмісту вуглецю в сталі орієнтовно складає:

Вміст вуглецю в сталі, %	0,05	0,06	0,07	0,08	0,09	0,10
Витрата алюмінієвих прутків, г / т сталі	78	67	60	52	37	32

Ця витрата відповідає наступній кількості прутків:

- для зливків типів X «А», XV «А», 1 «Б», 2 «Б» не більше 3;
- для зливків типу 4 «А» не більше 4.

Кипляча (полуспокойная) сталь

Полуспокійна сталь з «киплячою» скоринкою (кипляча з додатковим розкисленням алюмінієм у виливниці) виготовляється взамін киплячої сталі відповідних марок з метою поліпшення хімічної однорідності по висоті крупного злитка і

підвищення виходу придатного металу. Така полуспокійна сталь може призначатися як кипляча сталь.

Остаточне розкислення зливків киплячої (напівспокійної) сталі проводиться шляхом введення двоступінчастим способом алюмінієвого дробу в кінці наповнення виливниць. Цим способом розкислюють злитки всіх марок сталі і призначень, крім окремих замовлень з підвищеним вмістом алюмінію. На початку алюміній вводиться під струмінь металу за 50 мм (сталь типу 3 кп/пс) або 100 мм (сталь типу 08 кп/пс) до заданого рівня наливу, а потім – на дзеркало крайніх на піддоні зливків до закриття шиберного затвора.

Перед розливанням сталі на стінках виливниць обов'язково наноситься крейдою три відмітки: одна на висоті, що відповідає заданому рівню наливу; друга – нижче першої на 50 мм (сталь типу 3 кп/пс) і 100 мм (сталь типу 08 кп/пс) і відповідає початку введення алюмінієвого дробу під струмінь; третя – на 50 мм вище заданого рівня наливу і служить як контрольна для уточнення фактичної висоти наливу.

По досягненні в виливницях відмітки, відповідної початку введення алюмінієвого дробу під струмінь металу, струмінь переривається на 30-40 секунд. Введення дробу закінчується на 5-10 мм нижче заданого рівня наливу злитка. Якщо з якихось причин введення дробу затягнулося, рівень наливу злитка збільшується на 10-50 мм.

Введення алюмінієвого дробу здійснюється за допомогою спеціального бункерного пристрою. Дозування алюмінієвого дробу проводиться за допомогою мірних ємкостей.

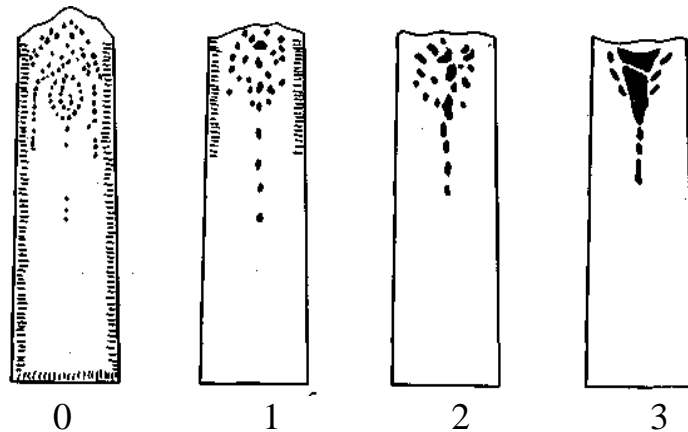
Алюмінієвий дріб застосовується сухим, з чистою поверхнею і не змішаний з іншими матеріалами; виготовляється з вторинного алюмінію і повинен відповідати ДСТУ 3753-98 (ГОСТ 295-98).

У разі осідання дробу на воронці застосовувати кисень для здування її в центрову не дозволяється. У цьому випадку у виливниці на дзеркало металу вводиться додаткова кількість дробу, що дорівнює подвоєній кількості залишившого на воронці алюмінію, поділеній на кількість злитків на піддоні.

Алюміній, який присаджується на дзеркало злитка після закриття каналу за-твору, перемішується у випадках, коли дзеркало металу покрито повністю шлаком.

Витрата алюмінієвого дробу розраховується і коректується по ходу розливання плавки з урахуванням розкислення першого піддону.

Ступінь розкислення злитка киплячої (напівспокійної) сталі оцінюється за зовнішнім виглядом його головної частини (рис. 3.1, табл. 3.1) після розбивки шлакової кірки.



0 – злиток недорозкислений; 1,2 – злиток розкислений нормально;

3 – злиток перерозкислений

Рисунок 3.1 – Шкала оцінки розкислення киплячої (напівспокійної), хімічно закупореної сталі за зовнішнім виглядом головної частини зливка, у балах

Таблиця 3.2 – Оцінка розкислення злитка киплячої (напівспокійної) і хімічно закупореної сталі за зовнішнім виглядом головної частини

Ступінь розкислення злитка		Зовнішній вигляд головної частини злитка			Величина головної обрєзі розкатування злитків
Якісна характеристика	Бал розкислення	Форма дзеркала злитка	висота напливів на дзеркалі злитка, мм	величина опуклості дзеркала злитка, мм	
1 Недорозкислений	0	Опукла або рівна з великими напливами металу або велика опуклість без напливів з наявністю тріщин	більше 100	більше 170	до видалення усадки
2 Нормально розкислений	1	З невеликими місцевими напливами металу (опукла або рівна)	до 100	70-170	4-6
3 Нормально розкислений	2	Без напливів металу: опукла (сталь типу 08кп/пс) або рівна (сталь типу 3кп/пс)	--	До 70	4-6
4 Перерозкислений	3	Рівна з наявністю дірок (раковин) або увігнута	--	-	до видалення усадки

Нормально розкислені злитки (1 і 2 бал) повинні мати опуклу або рівну поверхню дзеркала; при наявності на поверхні невеликих місцевих проривів металу ступінь розкислення відповідає 1 балу, а за відсутності – 2 балу.

При отриманні на злитках сталі типу 08 кп/пс рівної або опуклої менше 50 мм поверхні без проривів металу необхідно коригувати витрату алюмінієвого дробу з метою досягнення 1го балу розкислення.

Недорозкислені злитки («0» бал) мають великі напливи (висотою більше 100 мм) або підвищену опуклість дзеркала (більше 170 мм) з наявністю тріщин.

Перерозкислені злитки (3 бал) мають рівну з наявністю дірок (раковин) або увігнуту поверхню дзеркала.

Злитки з великими проривами металу повинні дорозкислятися присадками алюмінію на дзеркало металу з наступним перемішуванням або алюмінієвими прутками в кількості не більше одного для сталі типу 3 кп/пс і не більше двох для сталі типу 08-1 кп/пс.

Коригування витрати алюмінію, що вводиться в центрову, робляють при отриманні перерозкислених або недорозкислених злитків з метою досягнення 1 бала розкислення.

У цьому випадку, орієнтовно, розмір присадок алюмінію зменшується чи збільшується на величину, відповідну 0,01% вуглецю до прийнятої його вмісту в сталі – при вмісті більше 0,06%; при вмісті вуглецю 0,06% і менше величина корегування відповідає 0,02% вуглецю.

Остаточна величина присадок алюмінію визначається майстром розливання з урахуванням поведінки металу в виливницях, фактичної висоти наливу і т.п. факторів.

У паспорті плавки відзначається фактична витрата алюмінієвого дробу (за вирахуванням втрат при вводиті) на кожний піддон, ступінь розкислення злитків по піддонах, розмір напливу металу від прориву кірки позлиточно, а також злитки, призначені на підвищену головну обрізь.

Витримка составів у розливному майданчику після кінця розливання (без руху складу) – не менше 10 хвилин.

Нестаріюча сталь марки 08Ю

Перед розливанням сталі на внутрішню поверхню виливниці обов'язково наносять три відмітки: одна на висоті, що відповідає заданому рівню наливу, друга, відповідна початку введення алюмінієвого дробу – нижче першої на 200 мм при виливку злитків сифонним способом і на 300 мм при виливку злитків зверху, третя – на 50 мм вище заданого рівня наливу і служить як контрольна для уточнення фактичної висоти наливу. При наявності на гранях виливниць спеціальних показчиків рівня наливу металу початок введення дробу і висота злитка визначається з використанням цих показчиків.

При досягненні в виливниці рівня наливу, відповідного початку введення алюмінієвого дробу, струмінь переривається на 30-40 секунд, після чого в центру або в виливниці (при розливанні зверху) вводиться за допомогою бункера сухий, чистий алюмінієвий дріб в кількості 1,1 кг/т сталі.

Введення дробу проводиться рівномірно під струмінь металу і закінчується на 80-100 мм нижче заданого рівня наливу злитка, що відповідає 15-20 з прокачування металу після закінчення введення дробу. Якщо з якоїсь причини введення дробу затягнувся, рівень наливу збільшується на 30-50 мм від початкової висоти злитка.

Витримка составів у розливальній майданчика після кінця розливання (без руху складу) – не менше 10 хвилин.

Спокійна вуглецева та низьколегована сталь

На піддони встановлюються розширені донизу виливниці 1 «Б», 2 «Б» або 4 «А» типів без змащення і з механічним очищенням їх робочої поверхні, з теплоізоляційними вставками з РСС, приготованими не раніше ніж за 60 хвилин до початку розливання .

Розливання плавки проводиться з дотриманням таких вимог:

- для розливання плавки застосовують новий шибєрний затвор з діаметром каналу стакана-колектора 60 мм; пристрій для продувки металу в ковші аргоном на цей затвор не встановлюють;

- час наповнення чотирьох виливниць на піддоні з урахуванням «підкачки» металу в межах вставки з РСС рекомендується в межах 7,0-14,0 хвилин для 1 «Б» -2 «Б» типів і 7,0-15,0 хвилин для 4 «А» типу. Тривалість наповнення останніх піддонів при розливанні сталі марки 09Г2С і низьколегованої сталі підвищеної міцності (типу 07-08ГСЮТ (Ф), ГЮТ та ін) допускається не більше 20 хвилин. Тривалість вилівки зверху останніх в плавці злитків повинна бути як при розливанні плавки спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі зверху. Для дотримання зазначених швидкостей розливання рекомендується проводити промивання киснем каналу стакана-колектора в межах утеплювальної вставки при наповненні не менше половини її висоти, починаючи з другого піддону і перед відливанням останніх злитків в плавці, що відливаються зверху (якщо відбувається «затягування» каналу металом).

Витримка складу зі злитками в виливницях безпосередньо у розливному майданчику після кінця розливання (без руху состава) не менше 20 хвилин.

3.3 Розливання плавки із двох ковшів в один состав одночасно

Розливання металу з двох ковшів плавки великовантажних печей в один состав проводиться тільки за наявності составів під розливному майданчиком з метою зменшення заборгованості розливних майданчиків, забезпечення чіткої та злагодженої роботи в стріперному відділенні ЦПС і колодязях обтискного цеху, а також підвищення стійкості виливниць.

Состави під розливу плавки з двох ковшів в один состав встановлюються тільки під одну розливну площадку.

Плавки, призначені для двох ковшів в один состав, повинні мати нормально нагрітий метал (не перегрітий і не холодний), що визначається майстром блоку печей під його особисту відповідальність.

Розливу плавки необхідно проводити таким чином: з першого ковша металом заповнюємо перші піддон составу, а з другого – перший піддон другої поло-

вини составу. При розливанні металу у іншій состав слід чинити аналогічним чином. Напрямок розливання металу на піддонах звичайний.

При виборі піддону в середині составу для початку розливання з другого ковша необхідно залишати для розливання з першого ковша достатню кількість виливниць, враховуючи кількість металу в ковшах.

3.4 Удосконалення технології розливання сталі сифонним способом

Однією з переваг розливання сталі сифонним способом є можливість отримання злитків без поверхневих розливних плен, що дозволяє виключити або значно зменшити трудомісткість зачистки розкатування на ад'юстажі обтискного цеху. При цьому відкривається можливість здійснення енергозберігаючої технології прямої транзитної гарячої прокатки слябів із злитків сифонного розливання без попереднього підігріву слябів в методичних печах прокатного цеху.

В даний час відповідно до технологічної інструкції розливка низьколегованих і високовуглецевих марок сталі сортаменту здійснюється зверху. У цьому випадку, з метою контролю рівномірності розподілу марганцю (і кремнію) в обсязі ковша, передбачено відбір проб металу під струменем після відливання перших і останніх трьох злитків в плавці. У разі відхилення хіманалізу цих проб від вимог відповідних стандартів злитки бракуються або відсортировуються за іншим призначенням.

Перехід на розливання сифонним способом взамін розливання зверху призводить до ускладнення контролю рівномірності розподілу хімічних елементів в об'ємі ковша, тому відбір проб у цьому разі здійснюється після розливання 56-75 т металу замість 14-37 т при розливанні зверху і хіманаліз проб під струменем після наповнення сифоном чотирьох виливниць на піддоні вже не є достатньо представницьким по відношенню до хімскладу металу відлитих сифоном злитків; більш достовірною в цьому випадку є проба металу, відібрана безпосередньо з виливниці після її наповнення. Необхідно відзначити, що при нерівномірному розподілі хімеlementів в обсязі ковша, сифоновий спосіб розливання сприяє усе-

реднюванню хімічного складу металу в злитках при наповненні виливниць одного піддону (4-х зливків) і зменшенню відхилень від вимог стандартів.

Данна робота спрямована на розробку технології розливання сифоном плавок низьколегованих марок сталі та способу відбору представницьких проб рідкого металу з виливниць.

Робота проведена при розливанні сталей типу 35ГС сифонним способом.

Відливання зливків сифоном здійснювалося з застосуванням теплоізоляційної суміші ДСС (на дно виливниць перед початком розливання в кількості 30 кг/злиток) і додатковим утепленням дзеркала злитків після їх відливання сумішшю Стаханівського феросплавного заводу в кількості 12 кг/злиток.

При проведенні роботи вирішувалися дві основні задачі:

- дослідження якості злитків сталі;
- розробка способу контролю рівномірності розподілу марганцю і кремнію в обсязі металу ковша, який був би не менш ефективний, ніж існуючий при розливанні плавок зверху.

Вирішення першого завдання здійснювали шляхом:

- дослідження глибини поширення усадочних дефектів в головній частині розкатів злитків (довжиною до 20%), відлитих із застосуванням різних теплоізоляційних і утеплюючих сумішей;
- дослідження якості поверхні слябів і гарячекатаних смуг.

Друге завдання вирішувалося на основі застосування для відбору проб металу спеціальних пробовідбірників, що дозволяють здійснювати його безпосередньо з однієї з виливниць на піддоні.

В якості базового варіанту був прийнятий пробовідбірник типу «ПМ», що забезпечує отримання проб металу діаметром 39 мм, що дозволяє виробляти визначення вмісту марганцю на рентгенівському спектрометрі СРМ-25, використовуваному при визначенні марганцю в ковшових «індексах».

Пробовідбірник типу «ПМ» складається з корпусу (багатошарова паперова гільза), всередині якого розташований металевий пробник з двох половинок, скріплених металевою скобою; всередині гільзи пробник фіксується вогнетривким

наповнювачем. Пробник забезпечений жаростійкою трубкою; для оберігання пробника від потрапляння в нього шлаку, що знаходиться на дзеркалі зливки, зовнішній кінець трубки закритий металевим ковпачком.

Відбір проб здійснювали шляхом занурення пробовідбірника, закріпленого на ручному зонді, в рідкий метал прибуткової частини зливка після його відливання.

В ході проведення роботи досліджували вплив на якість отримуваної проби діаметра каналу жаростійкої трубки пробовідбірника, тривалості занурення пробовідбірника в метал, а також товщини стінки металеві пробиці. З метою усунення ефекту «бурління» при введенні пробовідбірника в метал випробовували різні способи теплоізоляції гільзи. При отриманні якісних проб проводили їх спектральний хімічний аналіз, результати якого порівнювали з хімічним аналізом проб, відібраних з-під струменя металу.

Після відпрацювання конструкції пробовідбірника і забезпечення отримання якісних проб проведено дослідження показності проб металу з виливниць шляхом порівняння результатів їхнього хімічного аналізу з хімічним аналізом проб, відібраних з-під струменя, а також проб металу, відібраних від гарячекатаних листів (на горизонтах 10-13, 50 і 95%), прокатаних із зливка, від якого відбирали пробу рідкого металу.

При розливанні 14 плавки сталі типу 35ГС проведений порівняльний аналіз хімічного складу проб – ковшевої (з-під струменя) і з виливниці – плашки, що відбираються в середині плавки на другому по ходу розливання піддоні.

Результати аналізу представлені в таблиці 3.3 та на рисунках 3.2-3.7.

Таблиця 3.3 – Порівняння хімічного аналізу проб металу, відібраних різними способами

№ п/п	№ плавки	Проба з-під струменя, %						Проба-плашка, %					
		C	Mn	Si	S	P	Cu	C	Mn	Si	S	P	Cu
1	140076	0.3	0,8	0.61	0.025	0.018	0.04	0.31	0,84	0,68	0.026	0.017	0.04
2	140113	0.3	0,86	0,67	0.023	0.017	0.05	0.31	0,97	0,74	0.026	0.018	0.05
3	140154	0.32	0,89	0,69	0.03	0.024	0.04	0.34	1,04	0,72	0.03	0.023	0.04
4	114007	0.33	0,84	0,74	0.03	0.023	0.25	0.35	0,85	0,78	0.032	0.024	0.26
5	140174	0.32	0,94	0,61	0.027	0.019	0.04	0.35	0,98	0,79	0.03	0.019	0.04
6	140242	0.34	0,99	0,68	0.025	0.017	0.04	0.36	0,97	0,84	0.027	0.018	0.05
7	140256	0.33	0,87	0.62	0.026	0.019	0.04	0.37	0,92	0,71	0.027	0.018	0.04

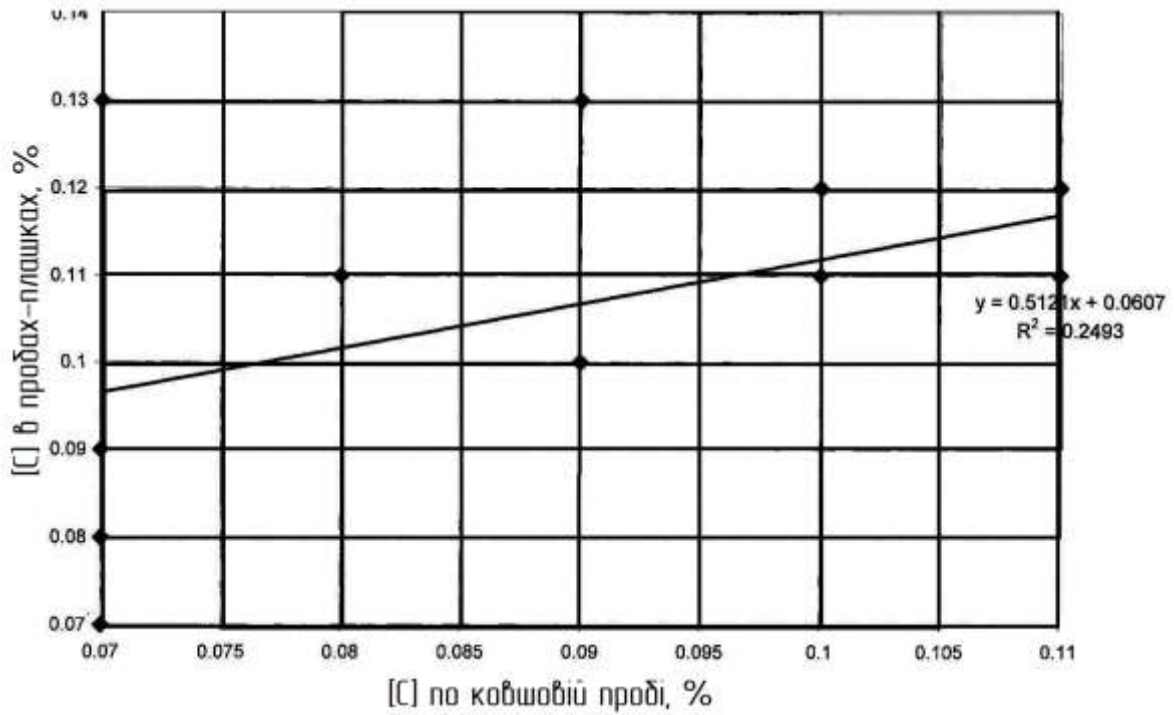


Рисунок 3.2 – Співвідношення концентрації [C] по ковшовій пробі і [C] у пробах-плашках

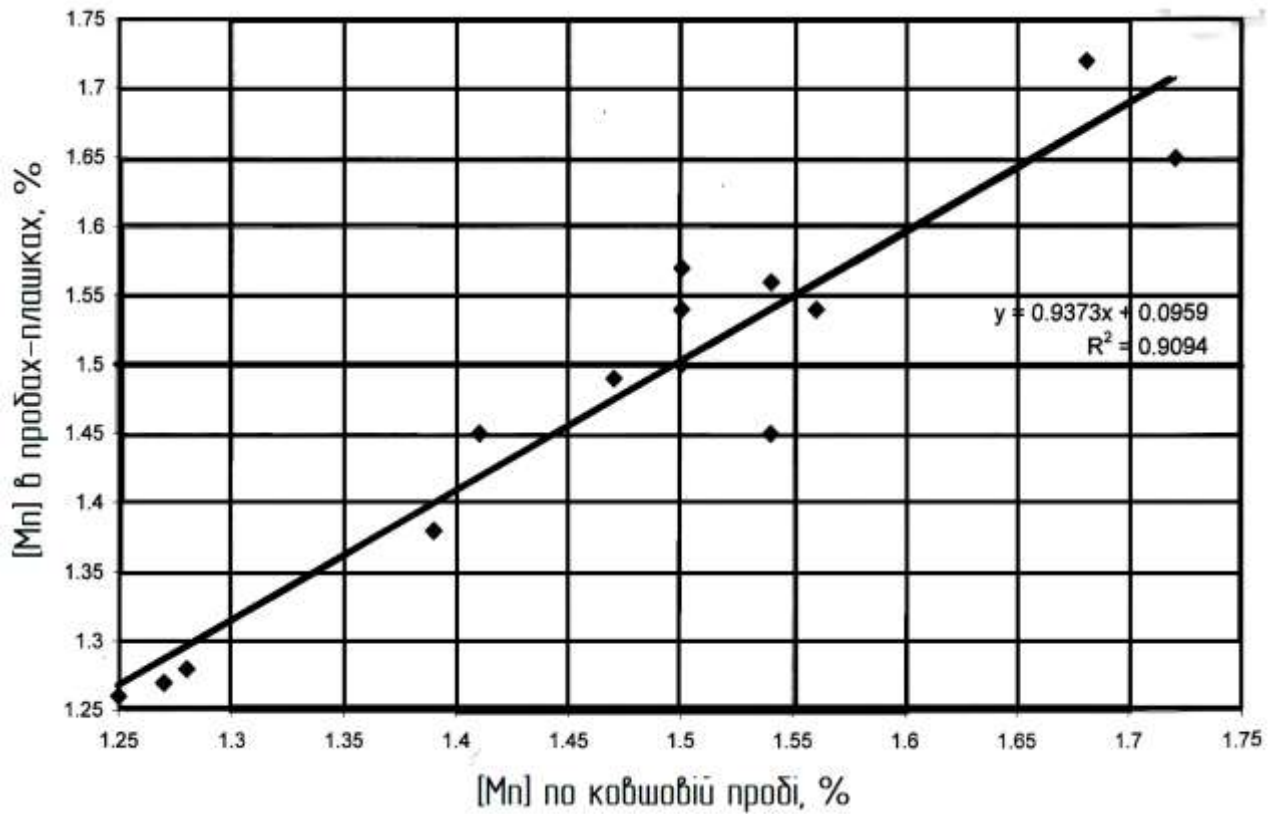


Рисунок 3.3 – Співвідношення концентрації [Mn] по ковшовій пробі і [Mn] в пробах-плашках

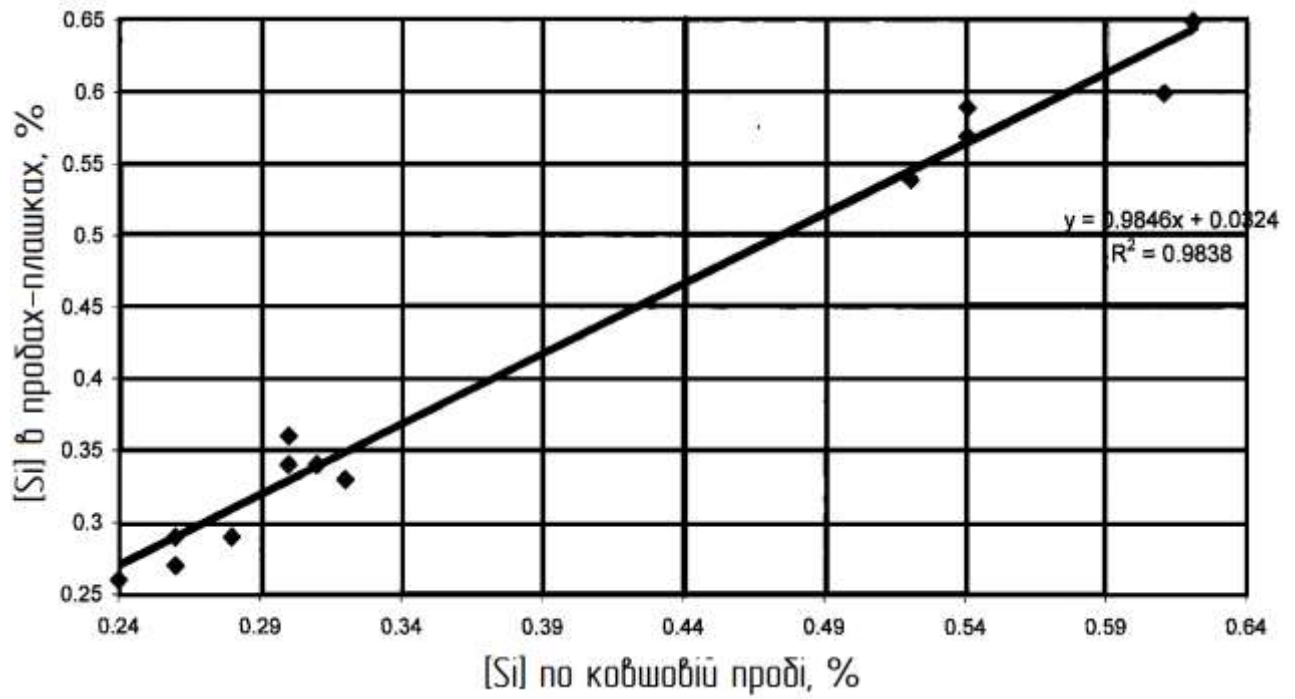


Рисунок 3.4 – Співвідношення концентрації [Si] по ковшовій пробі і [Si] в пробах-плашках

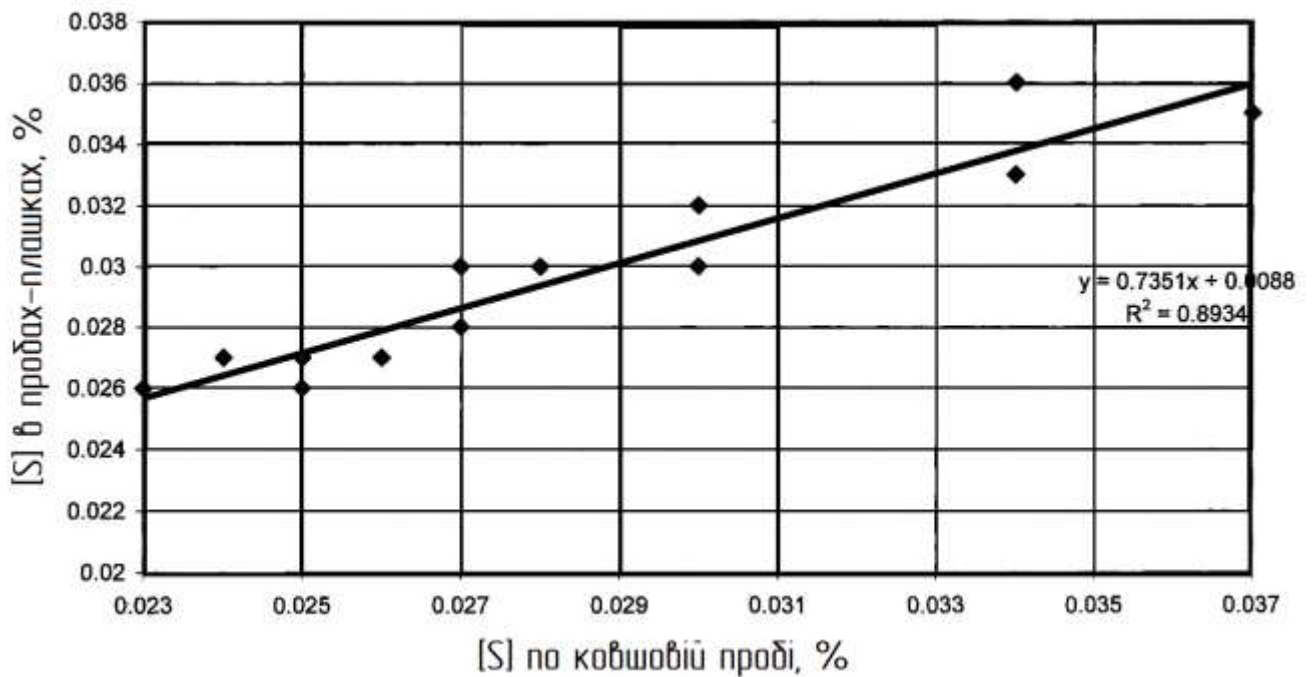


Рисунок 3.5 – Співвідношення концентрації [S] по ковшовій пробі і [S] в пробах-плашках

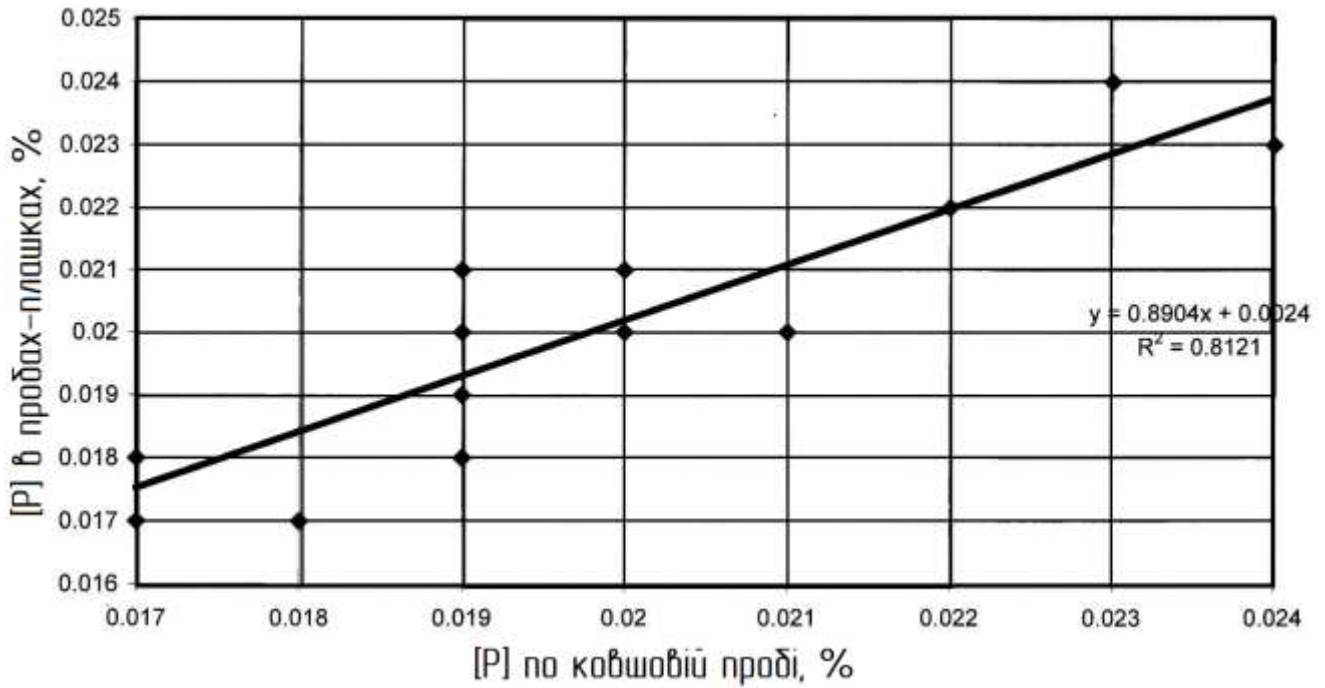


Рисунок 3.6 – Співвідношення концентрації [P] по ковшовій пробі і [P] в пробах-плашках

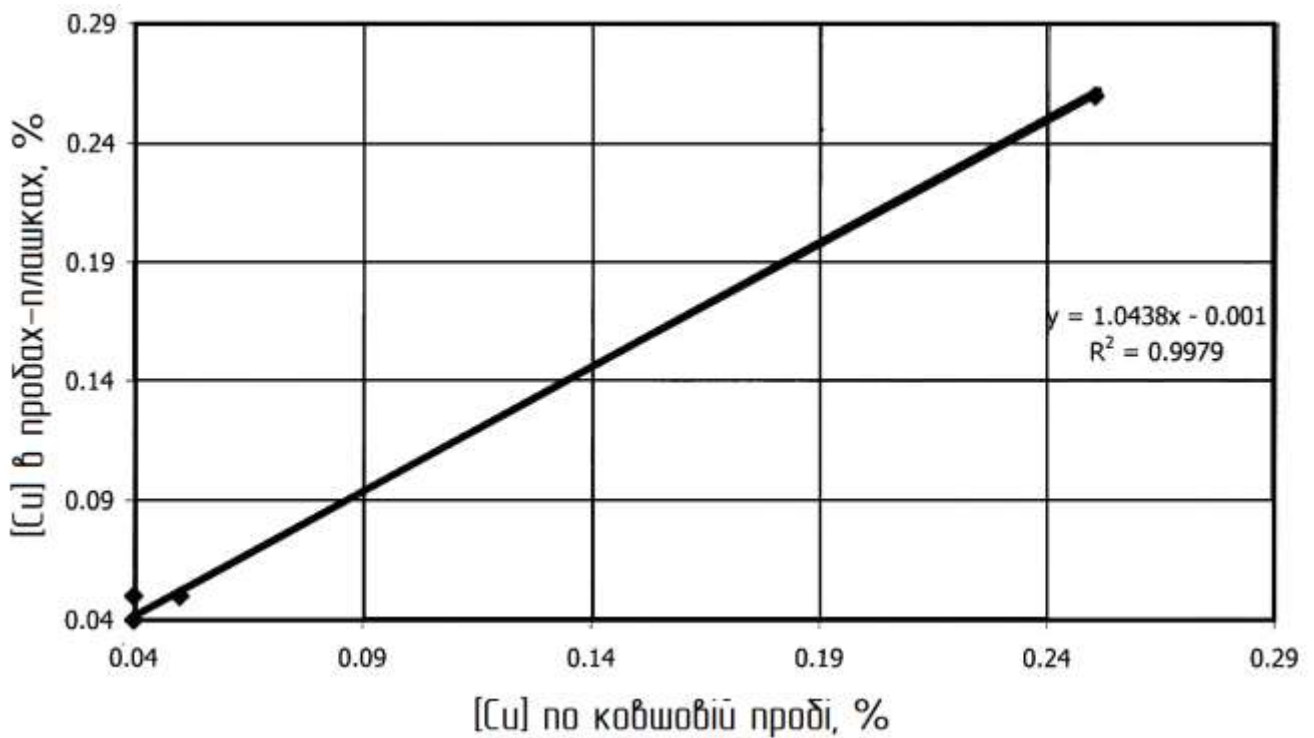


Рисунок 3.7 – Співвідношення концентрації [Cu] по ковшовій пробі і [Cu] в пробах-плашках

Статистичний аналіз показав, що між усіма основними досліджуваними елементами (марганцем, кремнієм, сіркою, фосфором і міддю), за винятком вуг-

лецю, існує тісний кореляційний зв'язок (коефіцієнт достовірності апроксимації 0,8121-0,9838).

Між значеннями вмісту вуглецю відсутня достатня тіснота зв'язку (достовірність апроксимації 0,2493). Тільки на 4 плавках (28,6%) є повний збіг між вмістом вуглецю, на інших 10 плавках (71,4%) різниця сягає від 0,01 до 0,06%. Крім того, слід особливо відзначити, що на 2 плавках (№ № 0140076, 1140071) в пробах-плашках має місце перевищення верхньої межі вмісту вуглецю щодо вимог ДСТУ 8541:2015.

Такий розкид за змістом вуглецю в пробах пояснюється науглецюванням поверхневого шару проби-плашки, пов'язаний з тим, що розливання сталі здійснюється під утеплюючими шлакоформуючими сумішами, що містять велику кількість вільного вуглецю. Проба-плашка відбирається з верхнього науглецюваного шару металу в виливницях.

У зв'язку з тим, що в обсязі ковша по ходу розливання, через розкислення сталі повністю в ковші, можливий нерівномірний розподіл тільки елементів-розкислювачів (марганцю і кремнію), по решті елементів (вуглець, сірка, фосфор, домішки кольорових металів) при призначенні плавки необхідно керуватися тільки ковшовою пробкою металу, відібраною з-під струменю металу в середині плавки (на другому по ході розливанні піддоні). За вмістом марганцю і кремнію при маркуванні та призначенні плавки низьколегованої сталі необхідно враховувати вміст марганцю і кремнію в пробах-плашках, відібраних з виливниць після наповнення першого, третього і інших піддонів.

Маркування кожного з відлитих в кінці плавки злитів зверху здійснюється шляхом відбору проб «індексів» (з-під струменя) в «малу» пробницю-стакан, також допускається відбір проб-плашок.

Розливання всіх зазначених груп марок сталі здійснювалася під зольно-графітовою сумішшю виробництва ПАТ "Дніпроспецсталь", що вводиться на дно виливниць до початку розливання; додаткове утеплення дзеркала злитків після їх наповнення здійснювали теплоізоляційною сумішшю виробництва Стаханівського феросплавного заводу. Витрата сумішей складала: зольно-графітової – 1 «Б» -2

«Б» тип виливниць – 30 кг/злиток, 4 «А» – 42 кг/злиток; утеплювальної суміші Стаханівського феросплавного заводу – 12 кг/злиток незалежно від типорозміру виливниць.

18 плавок були розлиті із застосуванням універсальної утеплювальної суміші НВП «Лузар», при цьому випробувалися різні варіанти її введення і витрата. Оптимальним є варіант введення 2/3 від загальної кількості суміші на дно виливниць до початку розливання, що відповідає 21 кг (120 дм³)/злиток, інша частина суміші 7 кг (40 дм³)/злиток вводиться на дзеркало металу після відливання злитків (по застосуванню суміші НВП "Лузар" складено окремий висновок).

У таблиці 3.4 представлені дані якісних показників по дослідним плавкам, розлитим сифонним способом в порівнянні з розливанням зверху.

Таблиця 3.4 – Якісні показники виплавки і розливання дослідних плавок

Група марок сталі	Плавки розлиті зверху												Плавки, розлиті сифонним способом											
	Розлито		Брак I переділу (т,% по групі сталі)										Розлито		Брак I переділу (т,% по групі сталі)									
	т	ков-шів	пленна		шлак		рваніна		тріщина		всього		т	ков-шів	пленна		шлак		рваніна		тріщина		всього	
			т	%	т	%	т	%	т	%	т	%			т	%	т	%	т	%	т	%	т	%
35ГС	28511	122	1139	3.99	9	0.03	17	0.06	18	0.06	1183	4.15	13286	53	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
08ГСЮТ	3678	17	328	8.92	–	–	9	0.25	–	–	337	9.16	896	4	9	1	–	–	–	–	–	–	9	1
Ст45-55	3115	13	70	2.25	–	–	–	–	–	–	70	2.25	1176	5	32	2.72	–	–	–	–	–	–	32	2.72
Разом	35304	152	1537	4.35	9	0.03	26	0.31	18	0.05	1590	4.5	15358	62	41	0.27	–	–	–	–	–	–	41	0.27

3.5 Розробка конструкції пробовідбірника

При розробці конструкції пробовідбірника забезпечення заповнення пробниці металом здійснювали як за рахунок феростатичного тиску (занурення пробовідбірника в злиток на певну глибину), так і за рахунок ефекту ежекції (застосування спеціально розробленого ежекторного пристрою, що створює розрідження в металоприймальній порожнині пробовідбірника з метою засмокування в неї рідкого металу).

У першому випадку не досягнуто стабільного отримання якісних проб навіть при зануренні пробовідбірника в метал на глибину до 250 мм; зменшення товщини

стілки металевої пробниці, збільшення діаметру каналу жаростійкої трубки до 9-10 мм не зробили помітного впливу на покращення заповнюваності пробниці металом.

Крім того, занурення пробовідбірника (його паперового корпусу) в злиток супроводжувалося інтенсивним бурлінням металу (виділення газів через горіння гільзи), що робило процес відбору проб небезпечним. Випробування різних теплоізоляторів корпусу (просочення рідким склом, покриття каоліновою ватою, корундом, рідинорухливою самотвердіючою сумішшю та ін.) не призвело до позитивного результату.

Тому було прийнято рішення про використання для заповнення пробниці металом ефекту ежекції, у зв'язку з чим було розроблено спеціальний ежекційний пристрій з урахуванням конструкції пробовідбірника, який з допомогою шланга підключається до повітропроводу на розливальному майданчику.

Створений пристрій дозволив виключити нуртування металу при відборі проб, тому в цьому випадку в метал занурюється тільки жаростійка трубка, а корпус пробовідбірника розташовується над металом.

Отримання якісних проб забезпечується при тривалості занурення протягом 8-10 секунд (довжина жаростійкої трубки – 150 мм).

Необхідно відзначити, що при сифонній розливці плавок спокійних марок сталі наповнення виливниць здійснюється з наявністю в центрі дзеркала злітка коржа затверділого металу (без шару теплоізоляційної суміші) в результаті впливу висхідних потоків металу з вихідних отворів сифонної проводки. Тому занурення пробовідбірника в метал необхідно здійснювати через шар теплоізоляційної суміші на глибину, де метал знаходиться в рідкому стані, до появи незначного бурління, засвідчує про повне зануренні жаростійкої трубки в рідкий метал.

Дані аналізу вмісту марганцю в пробах металу з виливниць, відібраних в процесі відпрацювання конструкції пробовідбірника, свідчать про наявність випадків нерівномірного розподілу марганцю в обсязі ковша, а також про можливість усереднення хімічного складу металу при наповненні виливниць сифонним способом. Це підтверджується і при порівняльному аналізі даних хімічного складу проб металу, відіб-

раних з-під струменя (після наповнення сифоном виливниць на піддоні) і від гарячекатаних листів трьох плавок.

Усереднення хімічного складу металу при виливанні злитків сифоном дозволяє зменшити кількість злитків – брак по хімічному складу. Так, при виливанні останніх злитків сифоном на окремих плавках вміст марганцю і кремнію в пробах з-під струменя був менше нижньої межі вимоги стандартів, а в пробах, відібраних з виливниць, – в межах стандартів, що дозволило виключити переведення їх в брак (або направити за іншим призначенням).

При розливанні сифоном трьох плавок сталі типу 35ГС з однієї виливниці на кожному піддоні після закінчення їх наповнення були відібрані проби рідкого металу за допомогою пробовідбірника в комплекті з ежектором. Вміст марганцю в цих пробах порівнювали з результатами аналізу проб металу, відібраних з-під струменя. Для додаткового контролю від гарячекатаних смуг одного із злитків на кожному піддоні цих плавок були відібрані проби металу на трьох горизонтах (початок, середина, кінець смуги) для визначення марганцю в трьох точках по ширині смуги (край, 1/4, вісь).

З метою регламентації часу відбору проб рідкого металу після наповнення виливниць, при розливанні плавок № № 1130155 і 133759 після відливання чотирьох злитків на піддоні відібрано три проби з однієї з виливниць з проміжком в 5 хвилин.

Встановлено, що продувка в доведення аргоноокисневими сумішами і чистим аргоном ефективна в разі усунення перегріву металу і стабілізації температури.

На 14 плавках сталі типу 35ГС проведений хронометраж тривалості наповнення комплекту з чотирьох виливниць по ходу розливання, яка склала в основному 7:00-12:30 хвилин. Більш повільна швидкість розливання не справила вплив на погіршення якості поверхні розкатів злитків, що свідчить про ефективність виливки злитків сифоном під теплоізоляційними сумішами.

Для дотримання оптимальних швидкостей розливання (7-15 хвилин) необхідна обов'язкова промивка киснем сталепропускного каналу (стакана-колектора і ковшового стакана) в межах утеплювальної вставки при наповненні не менше по-

ловини її висоти, починаючи з другого піддону і перед відливанням останніх злитків в плавці, що відливаються зверху.

При проведенні роботи зазначено, що температура металу на випуску плавок сталі типу 35ГС у переділах 1625-1635 °С дозволяє здійснювати розливу без ускладнень; при цьому не слід проводити продування металу аргонем в печі, а також встановлювати під піч «холодні» ковші для виключення випадків охолодження металу.

У процесі гарячої прокатки на НТЛС 1680 всіх досліджуваних плавок марки сталі типу 35ГС поверхневі дефекти (плени) відзначені тільки на одній смузі.

Механічні властивості гарячекатаного прокату плавок сталі 35ГС, розлитих сифонним способом, знаходяться на рівні механічних властивостей прокату валових плавок, розлитих зверху.

На підставі запропонованого способу сифонного розливання сталі можна зробити висновки:

1. Температура металу на випуску повинна бути в межах 1625-1635 °С, що забезпечує розливання плавок без ускладнень. При цьому не слід проводити продування металу аргонем в печі, а також установку під випуск «холодних» ковшів для попередження охолодження металу. Час наповнення виливниць знаходиться в межах 7:00-12:30 хвилин.

2. Контроль рівномірності розподілу в об'ємі ковша легуючих елементів (марганцю і кремнію) здійснюється шляхом аналізу проб металу, що відбираються з однієї виливниці на кожному піддоні сталерозливного складу за допомогою спеціального пробовідбірника в комплекті з ежекторним пристроєм.

3. Середній вихід придатного в обтискному цеху по плавкам (15 шт.) сталі типу 35ГС, розлитих сифоном, склав 82,8% проти 80,3%. При цьому фактична величина головної обрізи коливалася в межах 10,2-26,7%, а донної – 4,5-5,7%.

3.6 Застосування утеплювальних сумішей при сифонній розливці сталі

Однією з вагомих статей підвищення виходу придатного металу спокійних вуглецевих і низьколегованих марок сталі на I переділі в обтискному цеху є зниження втрат з головною обрізкою.

Утворення усадочної раковини є наслідком двох процесів, що відбуваються у виливниці після розливання: наростання товщини твердіючої сталі біля стінок виливниці та опускання рівня рідкої сталі в результаті зменшення її об'єму. Якщо на рівні верху зливка кристалізація сталі йде швидко, то утворюється глибока усадочна раковина. Зменшення швидкості кристалізації на рівні верху зливка сприяє зменшенню глибини поширення усадочної раковини. З цією метою, в більшій частині випадків, верхня частина злитка утеплюється спеціальними сумішами, що володіють рядом специфічних властивостей, найбільш важливим з яких є здатність генерувати тепло (екзотермічні суміші) або зберігати і утримувати тепло остигаючого злитка (утеплюючі суміші).

Крім того, до сумішей при сифонному розливанні для запобігання окислення дзеркала металу і утворення завороту кірки накладаються додаткові вимоги, а саме: висока гідрофобність (низька змочуваність) – для попередження затягування частинок суміші в глиб металу, відносно низька температура плавлення – сприяє утворенню гарнісажу у вигляді шлакової суміші, що піднімається, з метою усунення безпосереднього контакту рідкої сталі з виливницею.

Шлак, що утворився зменшує ерозію виливниць та покращує якість поверхні злитків за рахунок зменшення плен і гарячих тріщин. Шлак, піднімаючись на дзеркалі металу, налипає на стінки виливниць і, розташовуючись між злитком і виливницею у вигляді кірки, заповнює всі нерівності на робочій поверхні виливниць, створює гладку й рівну поверхню, в результаті чого відбувається вільна, незаторможена усадка.

При розливанні плавок випробувалися різні варіанти введення суміші, її витрати, фіксувалася товщина шару засипки на дзеркалі металу, зміна стану суміші в міру кристалізації злитка, а також дзеркала металу у головній його частині.

Оцінка глибини поширення усадочних дефектів здійснювалася за результатами порізки їх розкатів на ножицях обтискного цеху, а також при дослідженні головної частини розкату (до 20% його довжини) після осьового розпуску вогневим різакром, візуального огляду та відповідних замірів.

75% загальної витрати суміші (21,9 кг (120 дм³)/злиток) вводилося на дно виливниць до початку розливання плавки, 25% (7,3 кг (40 дм³)/злиток) – на дзеркало металу для додаткового утеплення. Загальна товщина суміші на дзеркалі злитка становила 150-170 мм, витрата суміші – 1,6-2,1 кг/т сталі.

Порівняльні результати наведені в таблиці 3.5, з якої випливає:

1 Вихід придатного при зміні способу введення і збільшенні витрати суміші збільшився на (в середньому) 2,2% на плавках сталі 20 і на (в середньому) 3,3% на плавках сталі типу 35ГС.

2 Загальний вихід придатного за 7 плавками з витратою суміші НВП «Лузар» 21,9 кг/злиток склав 80,9%, по 18 плавкам із зміненим способом введення і збільшеною витратою суміші 29,2 кг/злиток – 84,0% при середньому 81,0% (для утеплення дзеркала злитків використовувалася суміш ДСС і суміш виробництва Стаханівського феросплавного заводу).

Таблиця 3.5 – Вихід придатного в обтискному цеху по плавкам, розлитим з різною витратою утеплювальної суміші НВП «Лузар»

Група марок сталі	Кількість плавки, шт	Витрата утеплювальної суміші, кг / злиток	Вага, т		Вихід придатного, %	Вихід придатного по плавкам, %	Нормативний вихід придатного, %
			злитків	слябів			
35ГС	4	21,9	985,0	794,816	80,7	81,6	81,3
35ГС	6	29,2	1452,3	1204,235	82,9		
Ст3-5сп	2	29,1	485,0	407,968	84,1	81,1	81,8
09Г2	3	21,9	712,5	578,549	81,2	80,3	80,3
09Г2	7	29,2	1718,6	1452,515	84,5		
45	2	29,2	461,4	390,951	84,7	78,9	81,3
65Г	1	29,2	230,3	196,546	85,3	79,9	80,0
Σ	25		6045,1	5025,580	83,1	81,0	

Засипка «Лузар», в силу своєї природи, більшою мірою задовольняє вищезазначеним вимогам, що дозволяє віднести її до універсальних сумішей, тобто суміш може використовуватися як утеплювальна, так і шлакоутворююча.

Суміш «Лузар» отримують методом піролізу різних рослинних відходів (лушпиння рису, гречки, пшениці, проса і т.п.). Технічна характеристика суміші наступна:

- вміст вуглецю, % мас. – 14,0-17,0;
- вміст летких, % мас. – 2,0-4,0;
- вміст SiO_2 , % мас. – 75,0-80,0;
- вміст $\text{CaO} + \text{MgO}$, % мас. – 1,0-3,0;
- вологість, % мас, не більше – 1,5;
- температура плавлення, °C – 1600.

Проведення цього дослідження дозволило розробити технологію застосування універсальної утеплювальної суміші «Лузар» при сифонному розливанні спокійної вуглецевої і низьколегованої сталі; підвищити вихід придатного металу в обтискному цеху за рахунок зменшення величини головного обрізу і поліпшення умов кристалізації злитка; зменшити кількість гарячих тріщин на злитку, тим самим забезпечити поліпшення якості поверхні готового металопрокату. Досліджено ліквідаційні процеси в головній частині злитка, утепленого різними сумішами.

Витрата суміші в залежності від типорозміру злитків складає 1,50-2,00 кг/т сталі. Введення здійснюється за схемою: 2/3 частини від загальної кількості суміші сідає на дно виливниць до початку розливання, інша частина вводиться на поверхню металу по закінченні виливки злитків.

В ході роботи для всіх груп марок сталі проведена оцінка глибини поширення усадочних дефектів, для чого від розкатів контрольних злитків відібрані головні обрізи довжиною до 20,0%, які потім розпускалися вогневими різакми по поздовжній осі.

Глибина залягання усадочних дефектів (відкритих і закритих) та їх характерний вигляд оцінювалися візуально, за допомогою відповідних замірів і металографічних досліджень.

З головних обрізів контрольних злитків після розпуску їх по поздовжній осі вирізалися осьові темплети довжиною 400,0-500,0 мм (~ 4,0-5,0%) від кінця відкритої усадки для металографічного дослідження макроструктури та відбору проб стружки (визначення ступеня ліквації хімічних елементів – С, S і Р). Проби стружки відбиралися свердлом діаметром 18 мм через 0,5-1,0% довжини розкату в 3-х точках по товщині (край, 1/4 і 1/2).

Ліквація хімічних елементів в кожній точці визначалася за формулою:

$$Л = \frac{C_T - C_K}{C_K} \times 100, \%$$

де C_T і C_K – вміст елемента в точці відбору проб і в ковшевій пробі відповідно, %.

Середня ступінь ліквації хімічних елементів на відповідному горизонті визначалася як середньоарифметичне за даними п'яти точок: двох крайніх, двох на 1/4 товщини і однієї осьової за формулою:

$$Л_{cp} = \frac{2 \times C_{кр} + 2 \times C_{\frac{1}{4}} + C_0}{5}, \%$$

де $C_{кр}$, $C_{\frac{1}{4}}$, C_0 – вміст елементів (по товщині сляба) у краю, 1/4 та осьової частини відповідно.

Допустима ступінь ліквації встановлювалася на підставі вимог ДСТУ і ТУ для відповідних марок сталі з урахуванням допустимих відхилень в готовому прокаті.

3.6.1 Оптимальна витрата суміші та порядок її введення

На підставі результатів попереднього дослідження порядок введення та витрата суміші «Лузар» був рекомендований наступним: 2/3 від загальної кількості суміші ~ 21,0 кг вводилося на дно виливниць до початку розливання, інша части-

на $\sim 7,0$ кг вводилася в якості додаткового утеплення після наповнення виливниць на поверхню металу.

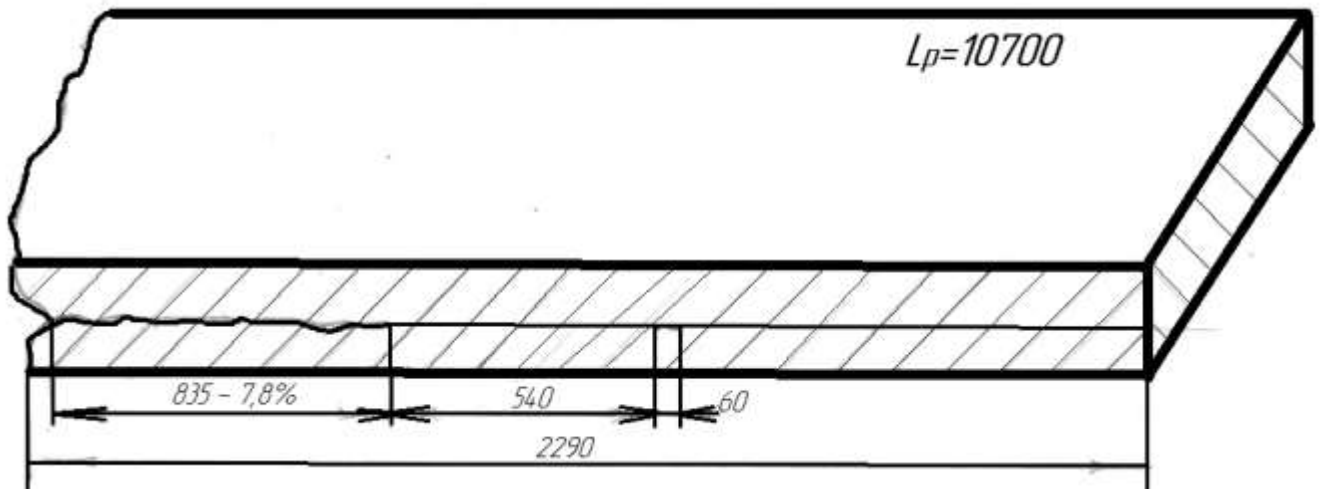
Утеплення порівняльних злитків здійснювалося зольно-графітовою сумішшю (ЗГС) виробництва заводу «Дніпроспецсталь» і силікатно-вуглецевою сумішшю (СВС) виробництва Стаханівського феросплавного заводу відповідно до вимог діючої технології розливання сталі.

3.6.2 Дослідження глибини поширення усадочних дефектів в розкатах злитків

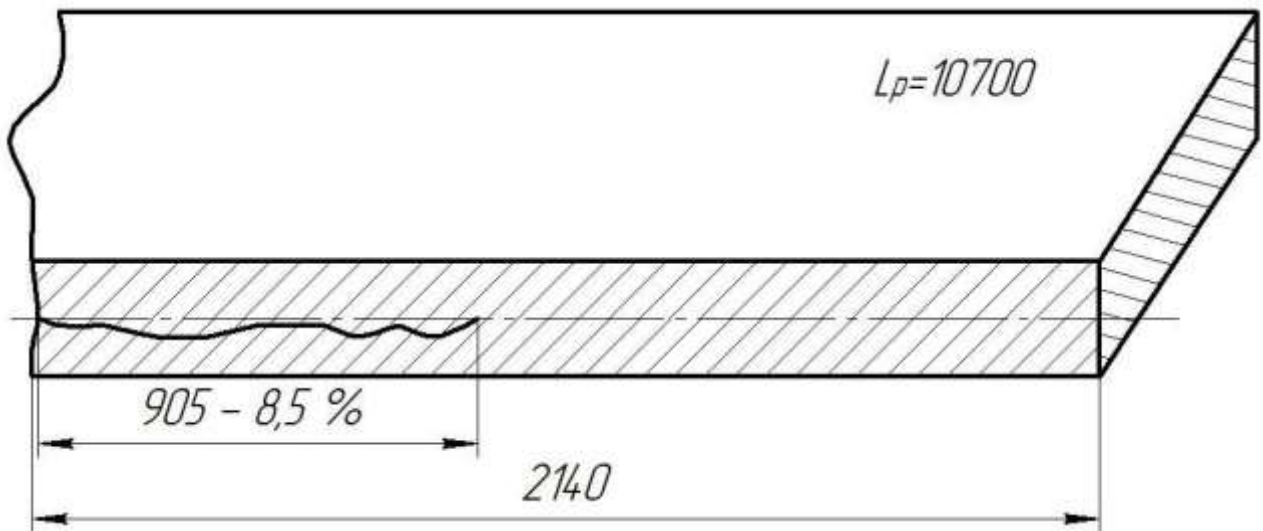
Результати, отримані дослідженням глибин поширення усадочних дефектів контрольних злитків, наведені у таблиці 3.6 і рисунках 3.8-3.12.

Таблиця 3.6 – Глибина поширення усадочних дефектів в розкаті контрольних злитків

№ з / п	Марка сталі	Дослідний злиток, утеплення «Лузар»			Порівняльний злиток, утеплення сумішами ЗГС + СВС		
		довжина розкату	величина відкритої усадки		довжина розкату	величина відкритої усадки	
		мм	мм	%	мм	мм	%
1	35ГС	10700	835	7,8	10700	905	8,5
2	09Г2	10100	750	7,4	10000	940	9,4
3	20	10400	547	5,2	10200	750	7,3
4	3С-13	11000	700	6,4	11000	875	8,0
5	60Г	10900	740	6,8	10900	1490	13,7



А

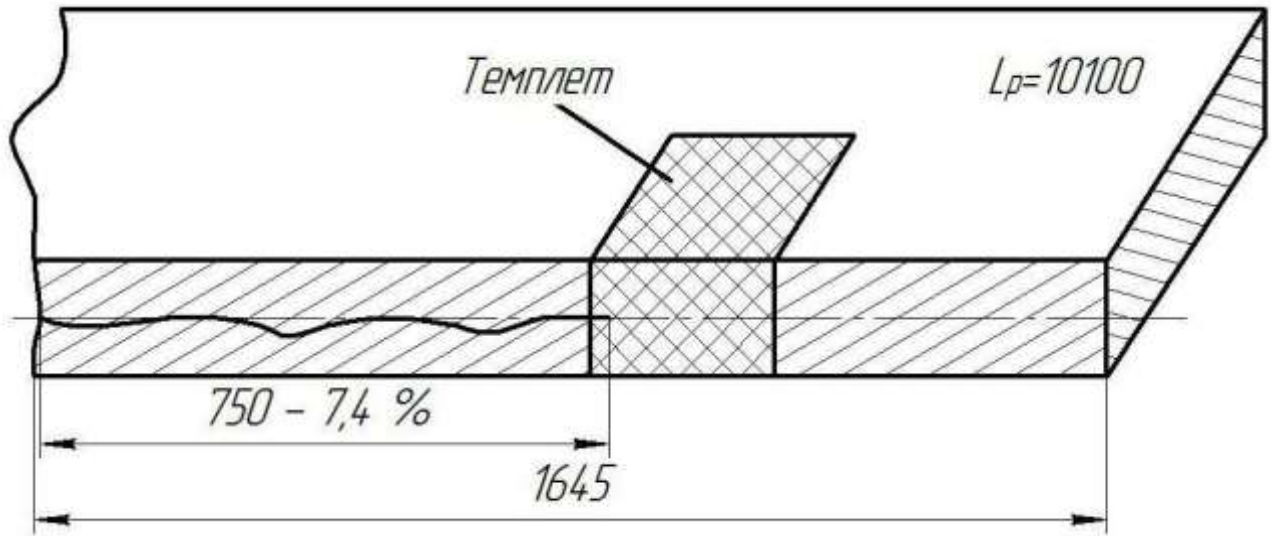


Б

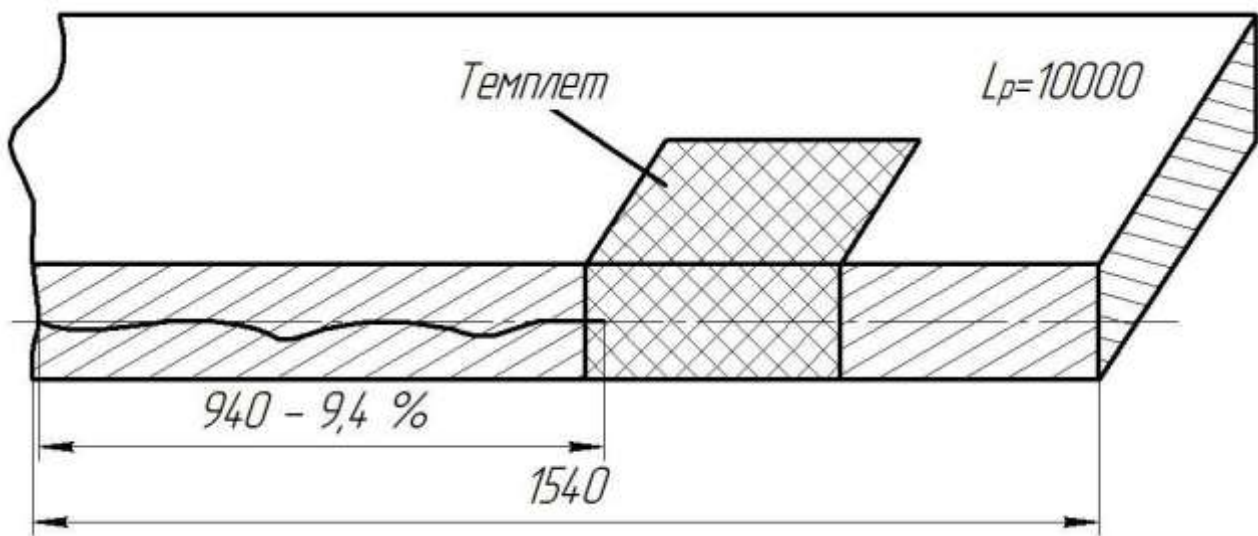
А – дослідний злиток (утеплення сумішшю «Лузар» – 160дм^3 (28кг));

Б – порівняльний злиток (утеплення ЗГС (30кг) та СВС (12кг))

Рисунок 3.8 – Схема розташування усадочних дефектів в головній частині контрольних злитків плавки сталі 35ГС



А

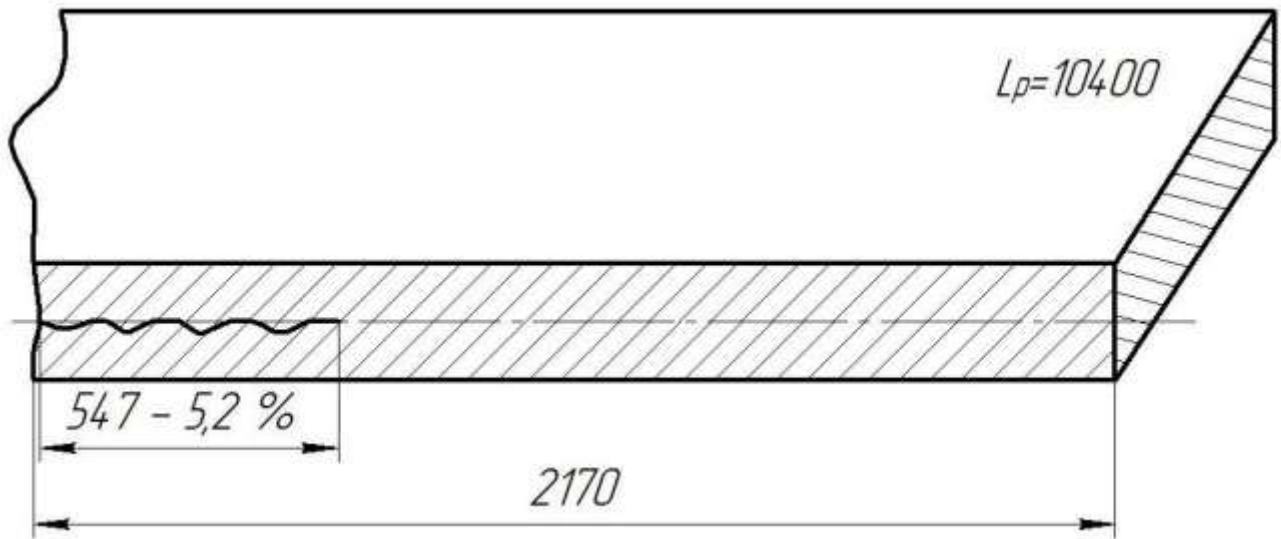


Б

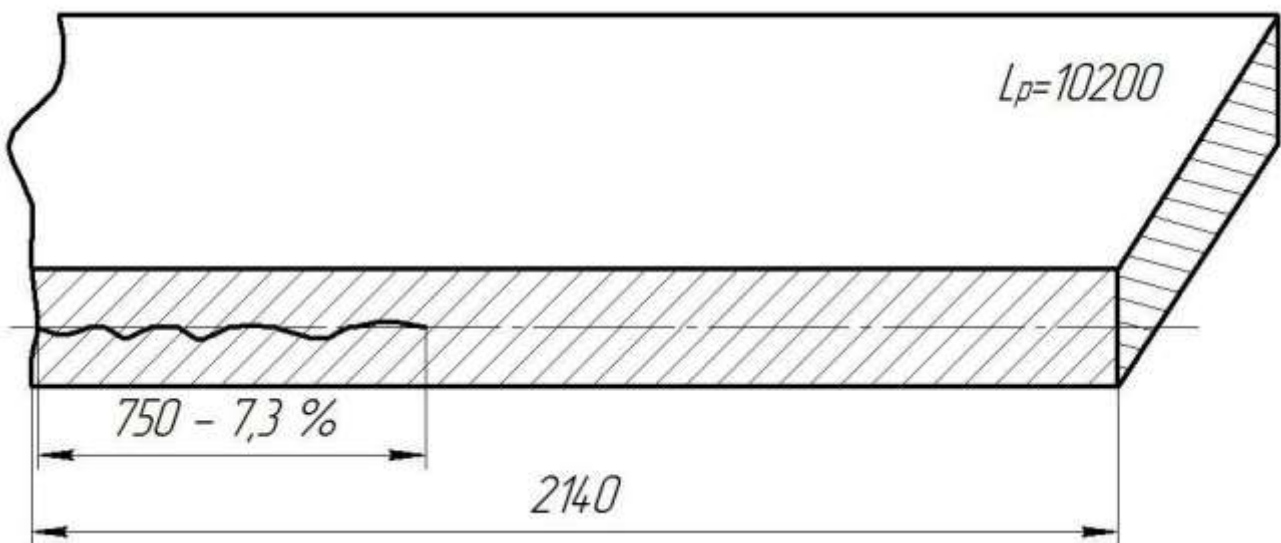
А – дослідний злиток (утеплення сумішшю «Лузар» – 160дм³ (28кг));

Б – порівняльний злиток (утеплення ЗГС (30кг) + СВС (12кг)).

Рисунок 2.9 – Схема розташування усадочних дефектів
в головній частині контрольних злитків плавки сталі 09Г2



А

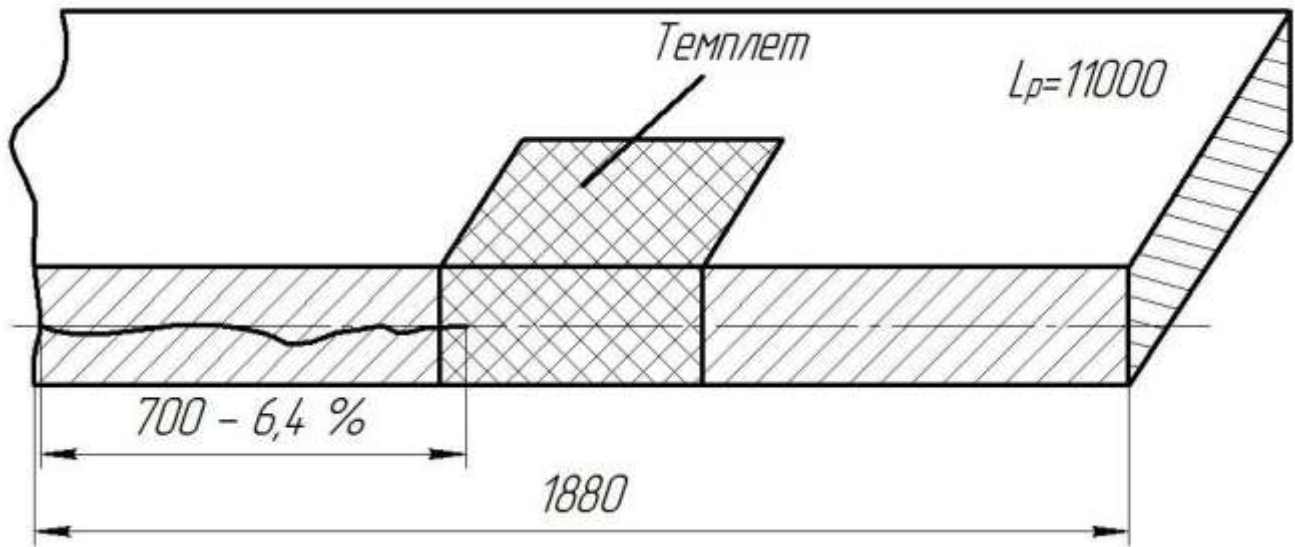


Б

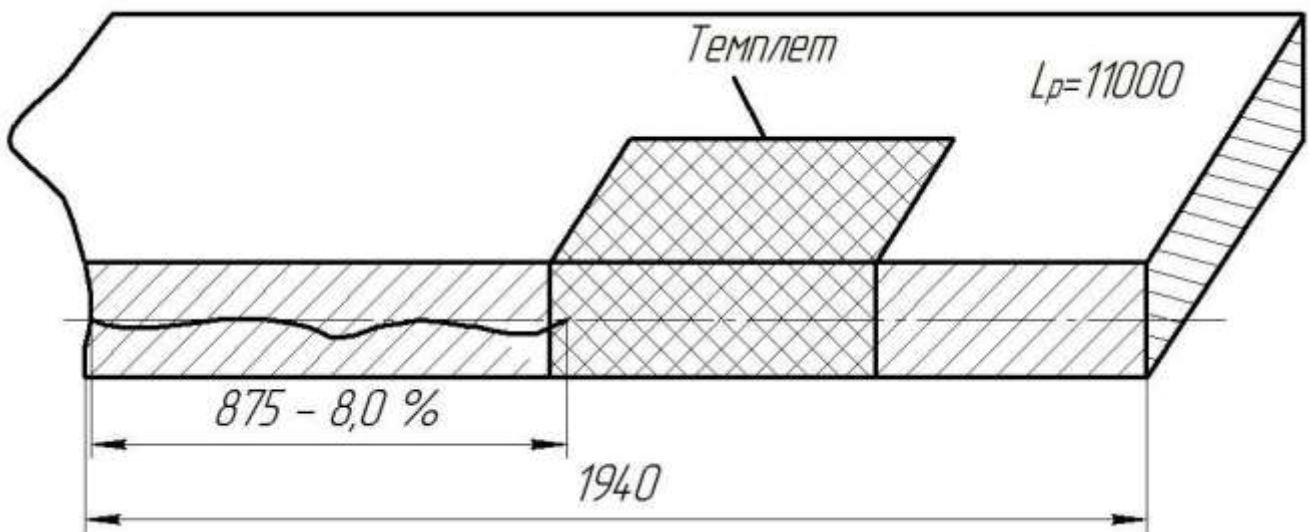
А – дослідний злиток (утеплення сумішшю «Лузар» – 160 дм³ (28кг));

Б – порівняльний злиток (утеплення ЗГС (30кг) + СВС (12кг))

Рисунок 3.10 – Схема розташування усадочних дефектів
в головній частині контрольних злитків плавки сталі марки 20



А

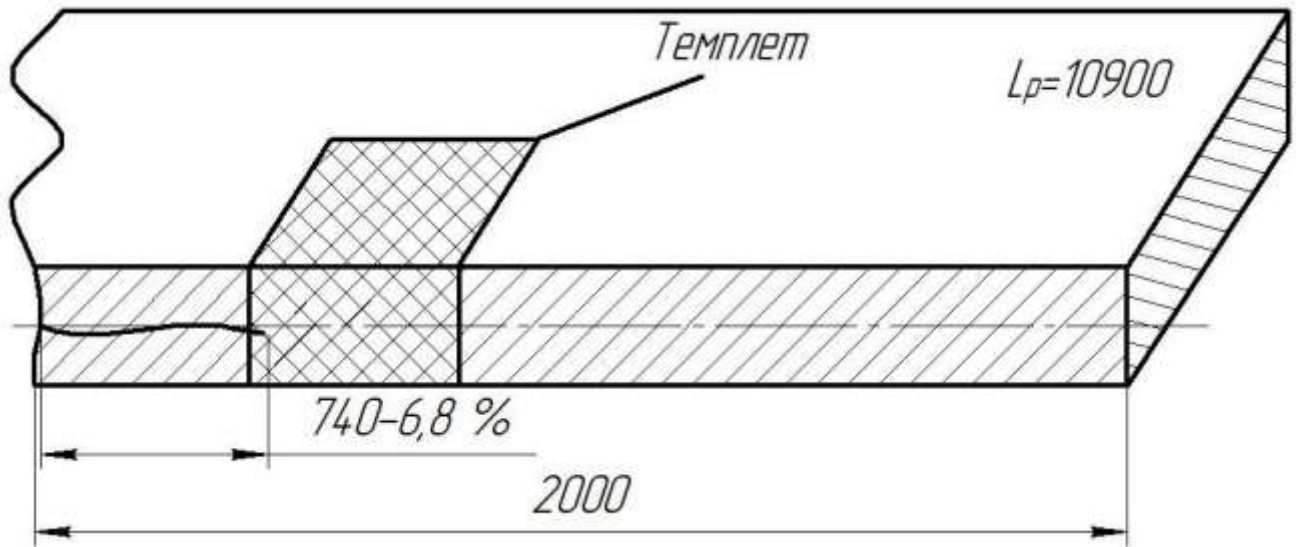


Б

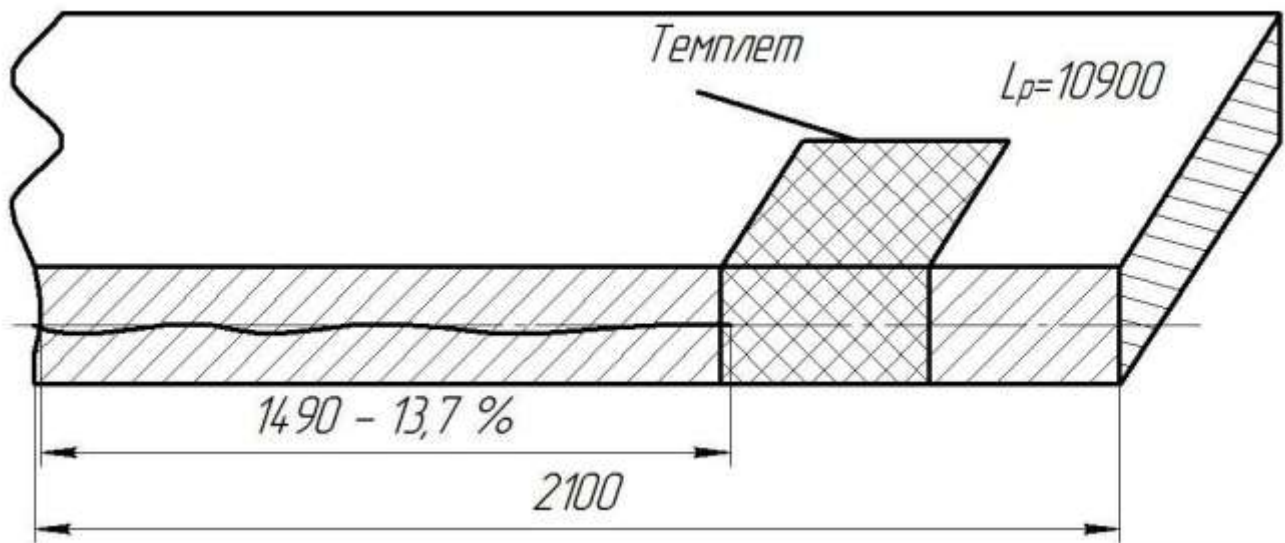
А – дослідний злиток (утеплення сумішшю «Лузар» – 160дм³ (28кг));

Б – порівняльний злиток (утеплення ЗГС (30кг) + СВС (12кг)).

Рисунок 3.11 – Схема розташування усадочних дефектів
в головній частині контрольних злитків плавки сталі 3С-13



А



Б

А – дослідний злиток (утеплення сумішшю «Лузар» – 160дм³ (28кг));

Б – порівняльний злиток (утеплення ЗГС (30кг) + СВС (12кг)).

Рисунок 3.12 – Схема розташування усадочних дефектів в головній частині контрольних злитків плавки сталі 60Г

Як видно з представлених даних протяжність відкритої усадки на дослідних злитках у всіх випадках менше, ніж на порівняльних.

На всіх плавках проведено металографічні дослідження тріщин відкритої усадки контрольних злитків. Було встановлено, що тріщини заповнені високотемпературною окалиною з наявністю дифузійних оксидів. У закінченні відкритої усадки розкату дослідного злитка, утепленого сумішшю «Лузар» (відповідає горизонту розкату $\sim 6,0\%$), виявлені грубі скупчення неметалічних включень типу пластичних силікатів (рисунок 3.13).

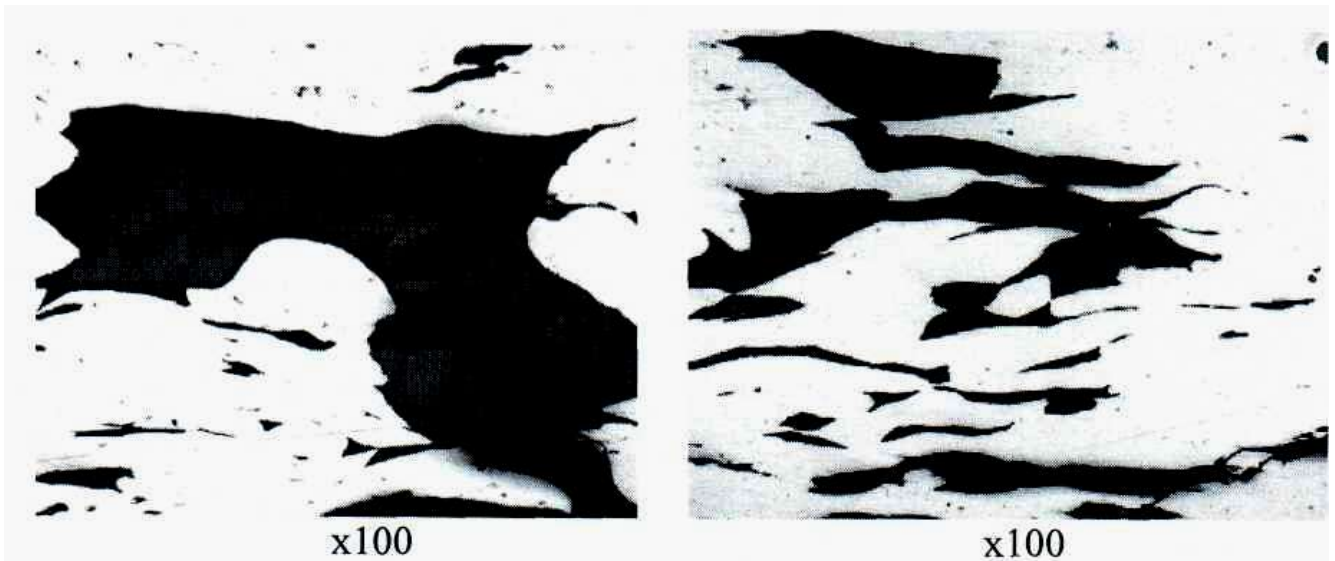


Рисунок 3.13 – Мікроструктура темплета в закінченні відкритої усадки дослідного злитка, утепленого сумішшю «Лузар» (відповідає горизонту розкату – $6,0\%$)

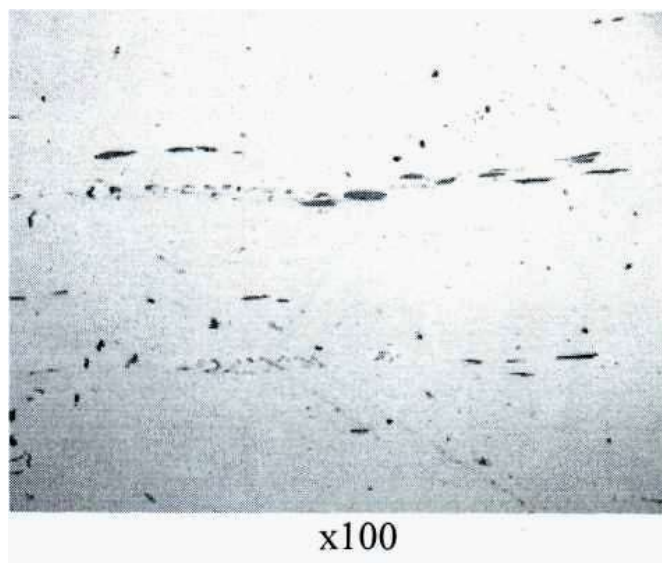


Рисунок 3.14 – Мікроструктура темплета в закінченні відкритої усадки порівняльного злитка, утепленого сумішами ЗГС + СВС (відповідає горизонту розкату $\sim 13,7-14,0\%$)

В дослідженій усадочній тріщині розкату порівняльного злитка, утепленого спільно сумішами ЗГС і СВС (горизонт розкату ~ 13,7-14,0%), виявлені скупчення неметалічних включень типу сульфідів (рисунок 3.14).

3.6.3 Хімічна неоднорідність злитків

Результати визначення і дослідження ліквації хімічних елементів (вуглецю, сірки і фосфору) наведено у таблицях 3.7, 3.8 і рисунках 3.15-3.17, а горизонт задовільних значень ступеня ліквації хімічних елементів в таблиці 3.9.

Таблиця 3.7 – Ліквація хімічних елементів в розкаті злитка сталі марки 35ГС (утеплення сумішшю «Лузар»)

Горизонт відбору проб,%	Маркування проби	Місце відбору проб по товщині сляба	С		S		P	
			С _{поточ.}	С _{серед.}	S _{поточ.}	S _{серед.}	P _{поточ.}	P _{серед.}
7,5	13	вісь	0,36/+90,0	0,32/+40,0	0,033/+50,0	0,025/+14,0	0,020/+42,9	0,015/+7,1
	23	1/4	0,31/+30,0		0,022/0,0		0,014/0,0	
	33	край	0,28/+20,0		0,023/+4,5		0,013/-7,1	
8,0	43	вісь	0,38/+80,0	0,4/+40,0	0,035/+59,0	0,025/+14,0	0,012/-14,3	0,013/-7,1
	53	1/4	0,42/+20,0		0,023/+4,5		0,012/-14,3	
	63	край	0,43/+30,0		0,022/0,0		0,014/0,0	
9,0	73	вісь	0,32/+100,0	0,33/+40,0	0,040/+81,8	0,027/+23,0	0,016/+14,3	0,013/-7,1
	83	1/4	0,34/+40,0		0,024/+9,1		0,013/-7,1	
	93	край	0,32/+20,0		0,024/+9,1		0,012/-14,3	
10,0	103	вісь	0,37/+70,0	0,35/+30,0	0,033/+50,0	0,025/+14,0	0,015/+7,1	0,013/-7,1
	113	1/4	0,32/+20,0		0,022/0,0		0,013/-7,1	
	123	край	0,32/+20,0		0,023/+4,5		0,012/-14,3	
11,0	133	вісь	0,34/+40,0	0,33/+20,0	0,027/+22,7	0,024/+9,1	0,014/0,0	0,015/+7,1
	143	1/4	0,32/+20,0		0,024/+9,1		0,016/+14,3	
	153	край	0,32/+20,0		0,023/+4,5		0,014/0,0	
Ковшові проба,%			0,30		0,022		0,014	
ГОСТ 19281-89	Мах допустимий вміст,%		0,35		0,040		0,035	
	Допустимі відхилення в прокаті,%		±0,02		+0,005		+0,005	

Чисельник – вміст елемента,% Знаменник – ступінь ліквації,%

Примітки: 1. Витрата суміші 160 дм³/злиток. 2. Глибина відкритої усадки – 7,4%.

З отриманих даних випливає, що горизонт задовільних значень ліквіації хімічних елементів (С, S, Р) опитаних злитків, утеплених сумішшю «Лузар», всіх досліджуваних груп марок сталі знаходиться на рівні 7,0-8,0%.

Для порівняльних злитків, утеплених спільно сумішами ЗГС і СВС, відзначаються більш високі обрії задовільних значень ліквіації.

Таблиця 3.8 – Ліквіація хімічних елементів в розкаті злитка сталі марки 35ГС (утеплення ЗГС + СВС)

Горизонт відбору проб,%	Маркування проби	Місце відбору проб по товщині сляба	С		S		P	
			С _{погоч.}	С _{серед.}	S _{погоч.}	S _{серед.}	P _{погоч.}	P _{серед.}
9,5	14	вісь	0,41/+110,0	0,42/+80,0	0,029/+31,8	0,025/+13,6	0,015/+7,1	0,013/-7,1
	24	1/4	0,42/+20,0		0,021/-4,6		0,013/-7,1	
	34	край	0,43/+130,0		0,026/+18,2		0,012/-14,3	
10,0	44	вісь	0,40/+100,0	0,42/+50,0	0,028/+27,3	0,023/+4,5	0,016/+14,3	0,013/-7,1
	54	1/4	0,45/+50,0		0,021/-4,5		0,013/-7,1	
	64	край	0,43/+30,0		0,022/0,0		0,012/-14,3	
11,0	74	вісь	0,39/+190,0	0,43/+70,0	0,026/+18,2	0,022/0,0	0,014/0,0	0,012/-14,3
	84	1/4	0,43/+30,0		0,021/-4,5		0,011/-21,4	
	94	край	0,46/+60,0		0,021/-4,5		0,012/-14,3	
12,0	104	вісь	0,46/+160,0	0,43/+80,0	0,023/+4,5	0,022/0,0	0,014/0,0	0,013/-7,1
	114	1/4	0,40/+100,0		0,021/-4,5		0,012/-14,3	
	124	край	0,42/+20,0		0,023/+4,5		0,013/-7,1	
13,0	134	вісь	0,41/+110,0	0,44/+70,0	0,025/+13,6	0,023/+4,5	0,013/-7,1	0,013/-7,1
	144	1/4	0,47/+70,0		0,022/0,0		0,013/-7,1	
	154	край	0,46/+60,0		0,023/+4,5		0,012/-14,3	
Ковшова проба,%			0,40		0,022		0,014	
ГОСТ 19281-89	Мах допустимий вміст,%		0,36		0,040		0,035	
	Допустимі відхилення в прокаті,%		+0,02		+0,005		+0,005	

Чисельник – вміст елемента,% Знаменник – ступінь ліквіації,%

Примітки: 1. Витрата суміші зольно-графітової 30 кг/злиток, силікатно-вуглецевої - 12 кг/злиток. 2. Глибина відкритої усадки – 9,4%

Таблиця 3.9 – Горизонт задовільних значень ступеня ліквіації хімічних елементів

Марка сталі	Глибина відкритої усадки,%	Горизонт задовільних значень ліквіації хімічних елементів,%		
		С	S	P
Дослідна 35ГС	7,4	7,5	7,5	7,5
Порівнял. 35ГС	9,4	Всі значення в досліджуваному діапазоні виходять за верхнє значення ГОСТ		9,5
Дослідна 3С-13	6,4	7,0	6,5	6,5
Порівнял. 3С-13	8,0	Всі значення в досліджуваному діапазоні виходять за верхнє значення ТУ		8,0
Дослідна 60Г	6,8	8,0	7,0	7,0
Порівнял. 60Г	13,7	14,0	14,0	14,0

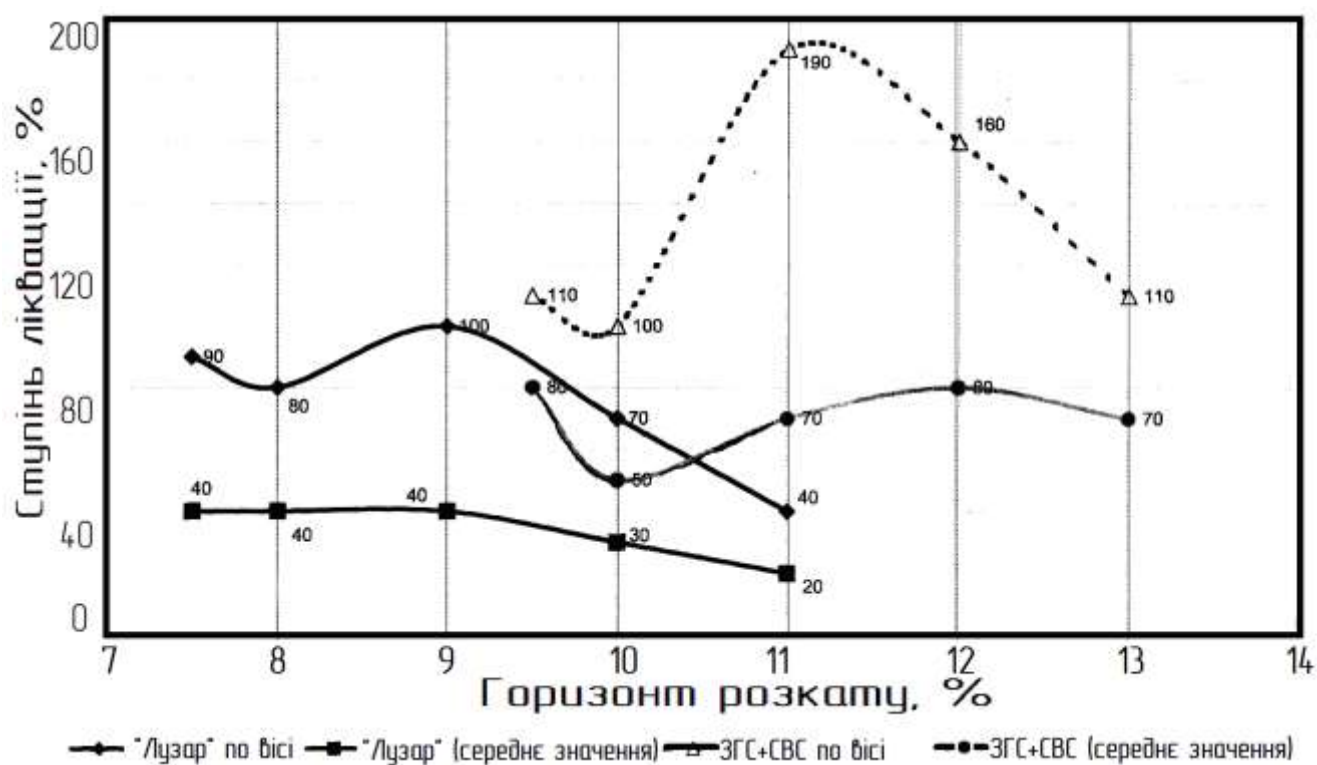


Рисунок 3.15 – Ліквіації вуглецю в сталі марки 35ГС

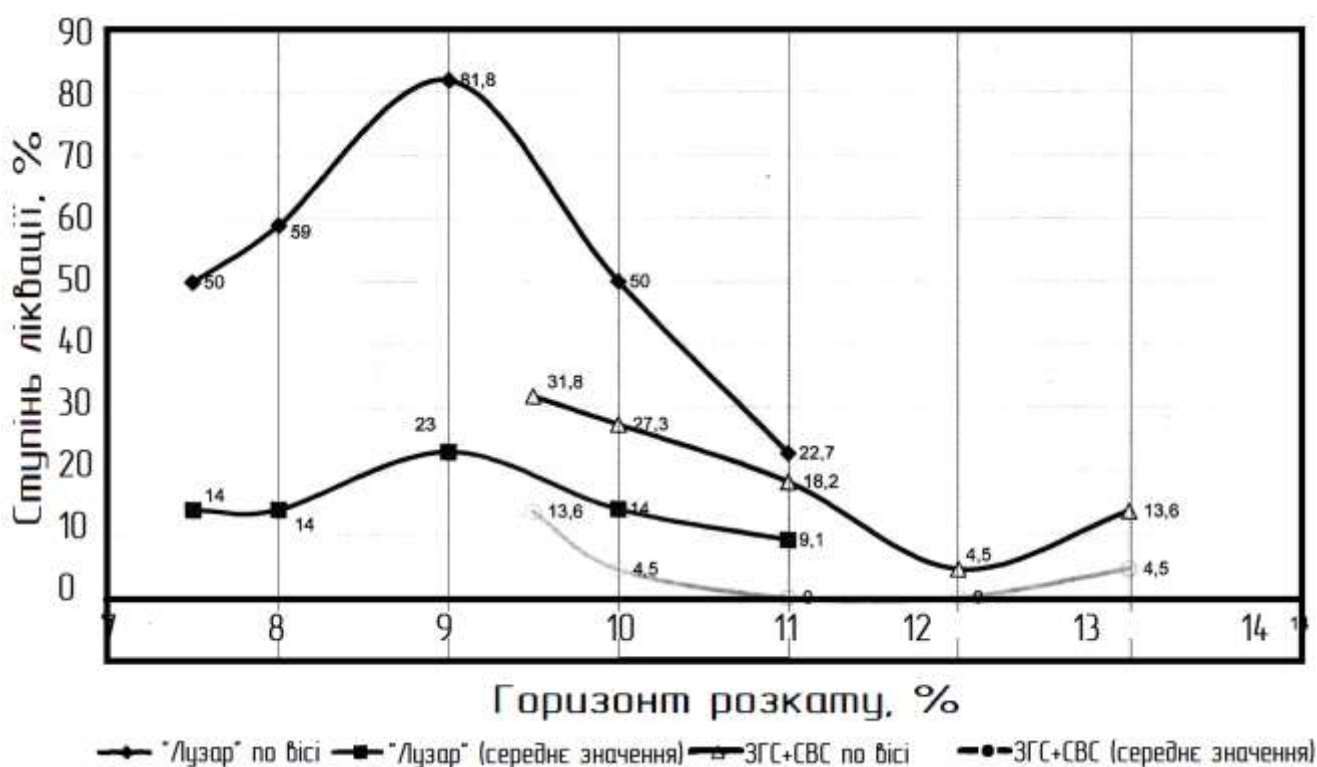


Рисунок 3.16 – Ліквіація сірки в сталі марки 35ГС

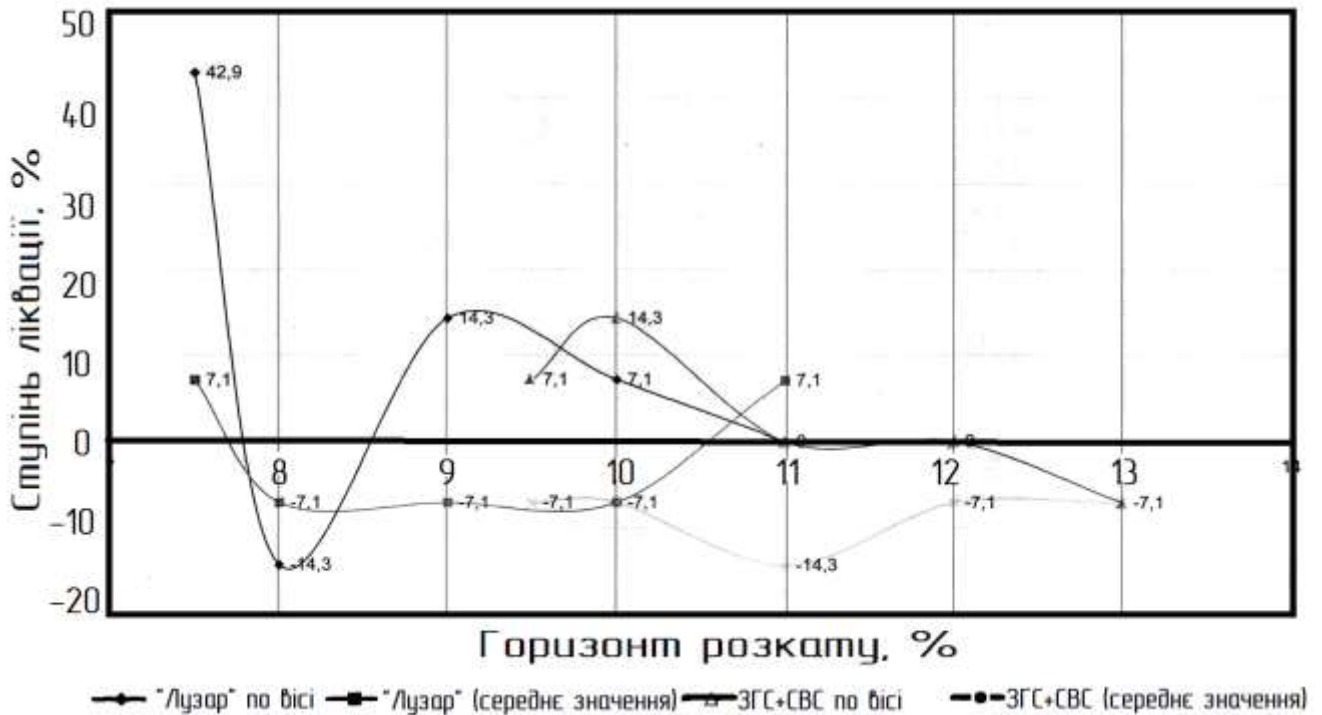


Рисунок 3.17 – Ліквації фосфору в сталі марки 35ГС

Як видно з рисунків 3.15-3.17, вид кривих ліквації вуглецю, сірки та фосфору для порівняльних злитків свідчить про незадовільну роботу зольно-графітової і силікатно-вуглецевої сумішей. Наявність явних мінімумів і максимумів вказує на утворення під час кристалізації мостів і пережимів після відкритої усадки у верхній частині злитка.

3.6.4 Вихід придатного металу в обтискному цеху

Також проаналізовано вихід придатного металу на I переділі в обтискному цеху по плавкам, розлитим сифонним способом і утепленим різними сумішами (табл. 2.10).

Таблиця 3.10 – Вихід придатного металу на I переділі в обтискному цеху по плавкам, утепленим різними сумішами

Суміш	Кількість плавок, шт.	Розлито металу, т	Отримано придатного	
			т	%
«Лузар»	88	20659,3	17049,940	82,53
ЗГС+СВС	82	19677,0	1600,420	81,33

3.6.5 Результати випробувань механічних властивостей сталі 35ГС

В ході роботи проведено аналіз результатів контрольно-здавальних випробувань металопрокату всіх груп і призначень, вироблених злитків, утеплених сумішами «Лузар» і спільно ЗГС і СВС (табл. 3.11).

Таблиця 3.11 – Аналіз результатів контрольно-здавальних випробувань металопрокату

Суміш	Кількість плавок, шт.	Випробувано партій, шт.	Провали за властивостями (повторним-брак)		Розшарування	
			шт.	%	шт.	%
«Лузар»	115	308	3	0,97	–	–
ЗГС+СВС	113	452	8	1,77	1	0,22

Таким чином, випробування показали, що 99,03% усього металопрокату дослідних плавок (утеплення сумішшю «Лузар»), повністю відповідає вимогам ДСТУ за механічними властивостями, по плавкам зі спільним утепленням сумішами ЗГС і СВС рівень відповідності – 98,23%. На плавках, утеплених сумішшю «Лузар» розшарування при механічних випробуваннях на випробуваних зразках відсутні.

Висновки:

1. Розроблена та впроваджена технологія сифонного розливання сталі в виливниці всіх типів, обладнаних вставками з РСС, із застосуванням універсальної утеплювальної суміші «Лузар».

2. Введення суміші здійснюється за схемою – 2/3 від загальної кількості суміші 21,0 кг присаджується на дно виливниць до початку розливання, інша частина 7,0 кг вводиться по закінченні розливки злитків в якості додаткового утеплення. Зазначена витрата і порядок введення поширюється на типорозміри всіх злитків.

4. Величина відкритої усадки на контрольних злитках склала: для зливків, утеплених сумішшю «Лузар» – 5,2-7,8%; для порівняльних злитків, утеплених спільно сумішами ЗГС і СВС – 7,3-13,7%.

5. Горизонт задовільних значень ліквідації хімічних елементів (С, S і Р) по дослідним злиткам (суміш «Лузар») становить 7,0-8,0%; за порівняльними (суміші ЗГС + СВС) – 9,5-14,0%.

6. Середній вихід придатного на I переділі в обтискному цеху по 88 дослідним плавкам (суміш «Лузар») склав 82,53%; по 82 порівняльним плавкам (суміші ЗГС + СВС) – 81, 33%.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в розливному прольоті мартенівського цеху

Розливний проліт мартенівського цеху є ділянкою підвищеної небезпеки. Він насичений обладнанням та вантажопідйомними механізмами, які працюють в інтенсивному режимі. Склади рухаються в цеху через весь проліт по залізничних коліях відділення, через в'їзди шляху.

До шкідливих чинників, присутніх в розливному прольоті, відносяться: пилю, гази, шум, теплове та інфрачервоне випромінювання, вібрація, наявність шкідливих газів [12].

Небезпечні фактори характеризуються наявністю: рухомих тепловозів, залізничних составів, автотранспорту, кранів і завалочних машин, вантажів, що переміщуються, наявністю рідких продуктів (чавун, сталь, шлак), обертових частин обладнання, небезпека ураження електричним струмом.

У повітря робочої зони потрапляють такі газоподібні речовини: ангідрид хромовий, бензапирен, оксиди нікелю, оксиду марганцю, оксиди азоту, ангідрид сірчаний тощо.

Сірчаний ангідрид (SO_2) володіє дратівливою дією. При контакті з біологічними організмами він викликає запальну реакцію, причому в першу чергу страждають органи дихання, шкіра і слизові оболонки очей.

Оксид азоту (II) потрапляє в організм через дихальні шляхи і утворює в крові метгемоглобін. У робітників може виникнути кашель, задуха, задишка. У важких випадках може розвинути набряк легенів. Спостерігаються також головні болі, серцева слабкість.

Шум є хаотичним поєднанням звуків при роботі мартенівської печі, розливного крана та іншого обладнання. Надмірний шум шкідливо впливає на здоров'я робітників, сприяє виникненню травматизму. Робота в умовах підвищеного шуму протягом всього дня викликає стомлення слухових органів, тривалий вплив шуму

призводить до втрати слуху. Допустимий рівень звукового тиску для робочих місць при 1000 Гц становить 80 дБ [13].

Вібрація характеризується частотою, амплітудою, швидкістю і прискоренням. Джерелом вібрації в цеху є підйомно-транспортне обладнання. Спостерігається загальна вібрація, яка діє на організм людини, на поверхні якої він знаходиться. Довге перебування працівника під дією вібрації викликає у нього вібраційну хворобу - неврит. Допустимі величини вібрації регламентуються спеціальним документом і не повинні перевищувати 2/3 робочого дня при рівні 92 дБ [13].

Запиленість виникає при завантаженні печі, її ремонті, під час плавлення і при випуску металу. Вплив пилу на людину може викликати такі захворювання, як пневмоконіоз, емфізему легенів.

Обслуговуючий персонал двохванної печі, сталевар, підручні сталевара, робота яких, окрім вище перелікованих шкідливих і небезпечних факторів, характеризується високими енергетичними затратами. Надмірне фізичне навантаження викликає стомлення організму, тимчасово знижує працездатність. Крім того, стомлення послаблює опір організму шкідливим впливам на нього, заважає зосередитися і може стати причиною нещасного випадку.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці для робочого місця розливальника представлені в таблиці 3.1.

Таким чином, проведений аналіз умов дозволяє зробити висновок про перевищення нормативних показників по рівню шуму, вібрації, інфрачервоного випромінювання. Перевищують допустимі концентрації також кількості пилу, ангідриду хрому, бензапирену, оксидів нікелю та марганцю, ангідриду сірчаного, діоксиду азоту, оксиди хрому та азоту у повітрі робочої зони розливного прольоту мартенівського цеху.

Таблиця 3.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу розливальника

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну, %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³						
	1 клас безпеки						
	- ангідрид хромовий	0,01	0,059	-	-	5,9	94
	- бензопирен	0,00015	0,0002	1,3	-	-	94
	- нікель, оксиди нікелю	0,05	0,15	-	3,0	-	94
	- оксиди марганцю, аерозоль конденсації	0,05	0,27	-	-	5,4	94
	2 клас безпеки:						
- мідь	1,0	2,2	2,2	-	-	94	
3-4 клас безпеки:	- ангідрид сірчаний (SO ₂)	10,0	28,5	2,85	-	-	94
	- оксиди азоту (NO ₂)	5,0	35,5	-	-	7,1	94
	- діоксиди азоту	2,0	7,4	3,7	-	-	94
	- оксиди хрому	1,0	5,7	-	5,7	-	94
	2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м ³					
- кристалічний діоксид кремнію, при вмісті 2...10 %	4,0	45,8	-	-	11,45	60	
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	97	-	5	-	80
4	Шум, дБ	80	96	-	-	16	100
5	Мікроклімат в приміщенні:						
	- температура повітря, °С	20	26	-	6	-	94
	- швидкість руху повітря, м/с	0,6	0,4	-	-	-	94
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	45	-	-	-	60	
6	Важкість праці						
	Динамічна робота:						
- потужність зовнішньої праці, Вт	90	3,5	-	-	-	85	
Статистична робота:							
- величина навантаження за зміну, кг·с	130000	124140	-	-	-	85	
7	Робоча поза:						
	- знаходження в нахиленому стані більше 30° 25 % робочого часу	25	24,9	-	-	-	50
	- переміщення по цеху, км/зміну	10	6	-	-	-	60
8	Напруженість праці						
- зір (категорія зорових робіт)	Робота з матеріалами, які світяться						

Все це дозволяє віднести умови праці до III класу 3 ступеня. За показниками робоче місце слід вважати з шкідливими і небезпечними умовами праці.

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

Для запобігання травмування робітників відстань від підлоги робочої площадки до нижньої частини рами завалочної машини повинна бути встановлена не менше 600 мм, а від засіків з заправними матеріалами – не менше 400 мм. Ходові колеса машини завалення необхідно захистити кожухом з зазором між рейками і кожухом не більше 10 мм. Завалочні машини треба обладнати звуковою сигналізацією і гальмами миттєвої дії. Щоб уникнути вибухів, завантаження вологих матеріалів у розплавлену ванну не допускається. Для просушування руди і бокситу слід влаштовувати сушильні установки. З метою безпеки при подачі состава з чавуном ковшами вперед укладач або зчеплювач повинен знаходитися попереду состава. Швидкість руху состава не повинна перевищувати 4 км/год. Щоб уникнути розбризкування чавуну при його зливі до печі, зливний бочок має бути розташований нижче верхнього краю ковша на 100...150 мм, а також очищати його від скрапу і своєчасно ремонтувати.

Для створення безпечних і сприятливих умов праці ширину задньої площадки печі приймають не менше 2,5 м. Захист робітників від тепловипромінювання задньої стінки печі здійснюють теплоекранами, які охолоджуються водою. Застосовують з'ємні огороження. Пульти управління печами розташовують між колонами пічного прольоту проти печей і забезпечують провітрюванням. Для захисту від тепловипромінювання вікна пультів склять товстим склом, товщиною 10...15 мм. Відбір проб металу з печі необхідно проводити сухою ложкою через гляділку при закритому вікні. Довжина ручки повинна бути не менше трьох метрів. Не допускається відбір проби з печі під час кантування газу. Перед взяттям проби, ложка просушується протягом 15...30 с в глядальці, потім шлакується і після цього відбирається проба металу.

Перед відкриттям льотки сталевар зобов'язаний подати сигнал, який попереджає про випуск плавки. Для запобігання вибухів і викидів металу, футеровку жолобів і ковшів ретельно просушують і прогрівають.

При виконанні робіт необхідно користуватися необхідною формою спецодягу. Приступаючи до роботи, необхідно бути акуратно одягненим і взутим, спецодяг повинен бути застебнута на всі гудзики. Сталевар, підручний сталевара – в суконний одяг, вачагі, черевики, каску (брюки поверх взуття, куртка поверх штанів, волосся прибране під головний убір). Майстер - в суконний одяг, рукавиці, черевики, каску. В залежності від виконуваної роботи і місця роботи, необхідно користуватися засобами індивідуального захисту (ЗІЗ) - окуляри (сині від інфрачервоного випромінювання, білі – від потрапляння пилу), біруші (від шуму), безклапанний респіратор «Пелюстка», протигази (від пилу, шкідливих речовин), каска, вачагі (для захисту від контакту з нагрітими поверхнями) [15].

Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху, застосовують протишумові вкладиші з матеріалу ФПП-Ш. Ці вкладиші («Беруші») розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують шумозахисні навушники.

Захист від шуму та вібрації в цеху складається в забезпеченні належної щільності повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Особливу роль у ліквідації впливу шуму і вібрації грають автоматизація і механізація процесів [13].

Від електричного струму захищають гумові рукавиці, гумовий килимок, вся металева поверхня цеху повинна бути заземлена [12].

Від інфрачервоного випромінювання у цеху на робочому місці сталевара потрібно передбачити теплозахисні водоохолоджувальні екрани, які встановлюють у стінок і зводів печей, рам робочих вікон, біля сталерозливних канав.

Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опромінення на робочих місцях і знизити температуру поверхонь, що оточують робоче місце [16].

4.3 Заходи з електробезпеки

Небезпека ураження електричним струмом виникає при зіткненні людини з (заливним або розливним краном, завалочною машиною, заправною машиною

тощо) незаземленими струмоведучими частинами робочих установок. За ступенем електронезбезпеки мартенівський цех відноситься до другого класу небезпеки за наявності високих температур. Дія електричного струму на людину багато в чому залежить від ряду факторів: загальний стан людини, характер включення тіла людини в електричний ланцюг тощо. Порогові значення сили струму (мА):

- 0,6...1,5 при змінному струмі 50...60 Гц - легке тремтіння пальців;
- 5...10 - судоми рук;
- 20...25 - параліч рук, ускладнене дихання, сильні болі [12].

Також до небезпеки ураження електричним струмом відносяться неструмоведучі частини електрообладнання, які нормально не знаходяться під напругою. Це корпуси електроустаткування, оболонки кабелів (залівного або розливного крану, завалочної машини, заправної машини). Вони можуть виявитися під напругою випадково, в результаті пошкодження ізоляції. Якщо робітник торкається незаземленого корпусу, який опинився під напругою, через людину проходить весь струм замикання на землю.

Безпека експлуатації електроустановок забезпечується наступними заходами: недоступність струмоведучих частин, застосування ізоляції, блокування, застосування малої напруги, застосування трьохфазного струму з ізольованою нейтраллю, захисне заземлення, а для пересувних електроустановок – захисне відключення. Підлогу прольоту виконують не електропровідною [17].

При обслуговуванні електроустановок застосовують основні та додаткові захисні засоби. До основних відносяться засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, які підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавиці, ізолюючі підставки [18].

4.4 Заходи пожежної безпеки

По вибуховій та пожежній небезпеці мартенівський цех відноситься до приміщення категорії Г, оскільки в ньому використовуються горючі речовини, матеріали в гарячому стані або розжареному, виділяється тільки промениста енергія.

У цеху можливі випадки, коли рідкий метал або шлак потрапляють на вологу підлогу, матеріали або конструкції. Такі явища зазвичай супроводжуються вибухами з викидом рідкого металу або шлаку.

Мартенівський цех відноситься до будівель, у яких ступінь вогнестійкості частин будівель I [19].

Для обмеження розповсюдження вогню використовують вогнетривкі матеріали. У місцях підводу газопроводів, в підвальні приміщення будинку встановлюють дренажні пристосування, що запобігають проникнення газу в ці приміщення.

Місце розташування пожежного депо - два кілометри від цеху.

Для запобігання пожеж, необхідно:

- протипожежні стіни з межею вогнестійкості - 2,5 год;
- протипожежні перекриття - 1,0 год;
- протипожежні двері, вікна - 1,0 год;
- природна витяжна вентиляційна система з дефлекторами.
- встановлення вибухозахисного електрообладнання;
- встановлення захищених світильників.
- встановлення автоматичних вимикачів, що не допускають перегріву електричних приладів.

У мартенівському цеху відповідно до норм знаходяться наступні первинні засоби пожежегасіння: вогнегасники марок ОХП-10, ОУ-25, пожежний інвентар (покривала з негорючого полотна, ящики з піском, сокири, лопати, ломы тощо).

4.5 Технічні рішення виробничої санітарії

4.5.1 Опалення та вентиляція цеху

Надлишок явної теплоти в приміщенні пульта управління відсутній. Для підтримки в приміщенні пульта управління необхідних температурних умов встановлена система водяного опалення. Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні розливного прольоту наведені в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 – Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні розливного прольоту мартенівського цеху

Категорії роботи по тяжкості	Температура повітря на постійних робочих місцях,	Відносна вологість на робочих місцях, %	Швидкість руху повітря в цеху, м/с	Швидкість руху повітря норма, м/с	Температура повітря поза робочих місць, °С
Середня	Холодний 14...16	Холодний 60	Холодний 0,4	Холодний 0,5	15
Тяжка	Теплий 30...35	Теплий 55	Холодний 0,3	Холодний 0,5	30

Для зниження температури на робочому місці передбачається установка пристрою повного кондиціонування повітря [20].

4.5.2 Освітлення виробничих приміщень

У мартенівському цеху застосовується природне і штучне освітлення. Для освітлення приміщень, як правило, передбачають газорозрядні лампи низького та високого тиску (люмінесцентні, ДРЛ).

Норму освітленості вибирають в залежності від характеристики зорової роботи, види якої по напруженості ділять на вісім розрядів з підрозрядами. Розряд залежить від величини об'єкту розрізнення, а підрозряд від фону і контрасту між об'єктом розрізнення та фоном (табл. 4.3).

Найменша освітленість робочих поверхонь і території підприємств, які потребують обслуговування при аварійному режимі, повинна становити 5 % робочого освітлення, але не менш 2 лк всередині будівель і 1 лк для території. Евакуаційне освітлення повинно забезпечувати найменшу освітленість на підлозі основних проходів, на землі і на сходах – 0,5 лк в приміщенні і 0,2 лк на відкритих територіях [21].

Таблиця 4.3 – Прийняті значення освітлення в цеху

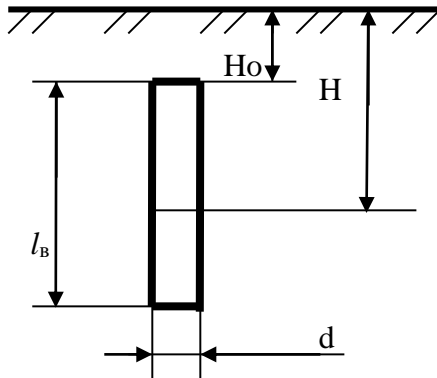
Найменування відділення ділянки	Розряд зорової роботи	Освітленість (лк) і коефіцієнт запасу при люмінесцентних лампах			Аварійне освітлення (лк)	
		Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	Коефіцієнт запасу	Для тривалих робіт	Евакуаційне
Розливна ділянка	VII	-	200	1,5	10	0,5

4.6 Розрахунок захисного заземлення

Трансформаторна підстанція має наступні розміри: ширина – 11 м; довжина – 16 м. У мартенівському цеху як засіб захисту від електричного струму прийнято захисне заземлення оскільки використовують трифазний змінний струм напругою 380/220 В і трипровідну систему. Електромережі трипровідної системи не мають нульового дроту і захисне заземлення електроустановки здійснюється за допомогою заземлюючих пристроїв. Підбираємо конструкцію комбінованого заземлюючого пристрою і визначимо його опір розтіканню струму замикання на землю для наступних умов: вертикальні електроди із сталевих труб діаметром 100 мм, завдовжки 2м, верхні кінці яких з'єднуються між собою за допомогою горизонтального електроду – сталевий смуги перетином 4 x 40мм, укладеною в землю на глибині $H_0 = 0,75$ м (див. рис. 4.1). Грунт – змішаний, питомий опір якого $\rho = 10000$ Ом·см. Кліматичний район розташування об'єкту – II. Потужність трансформатора з ізольованою нейтраллю – 180 кВА.

Тип заземлювача вибираємо контурний, розміщений по периметру підстанції. При цьому вертикальні електроди розміщуємо на відстані 6 м один від одного.

Для установок напругою до 1000 В з ізольованою нейтраллю допустимий опор заземлювача має бути не більш $R_d = 4$ Ом. Для II кліматичної зони для комбінованого заземлювача кліматичний коефіцієнт складає $k = 1,6$.



$$H = \frac{l_B}{2} + H_0 = \frac{2}{2} + 0,75 = 1,75 \text{ м.}$$

Рисунок 4.1 – Схема розташування заземлювача в ґрунті

Визначаємо розрахункові опори розтіканню електродів – вертикального R_B і горизонтального R_T по наступних формулах:

$$R_B = \frac{\rho}{2\pi \cdot l_B} \left(\ln \frac{2 \cdot l_B}{d} + \frac{1}{2} \ln \frac{4H + l_B}{4H - l_B} \right), \quad (4.1)$$

де ρ – розрахунковий питомий опір ґрунту, Ом·см;

l_B – довжина вертикального електрода, см;

d – діаметр електрода, см;

H – заглиблення електроду на середині його довжини (рис. 4.1).

Розрахунковий питомий опір ґрунту:

$$\rho_B = \psi \cdot \rho = 1,6 \cdot 10000 = 1,6 \cdot 10^4 \text{ Ом} \cdot \text{см} \quad (4.2)$$

$$R_B = \frac{1,6 \cdot 10^4}{2 \cdot 3,14 \cdot 200} \left(\ln \frac{2 \cdot 200}{10} + \frac{1}{2} \ln \frac{4 \cdot 175 + 200}{4 \cdot 175 - 200} \right) \approx 50,7 \text{ Ом};$$

Знаходимо орієнтовну кількість вертикальних заземлювачей в контурі:

$$n = \frac{R_B}{R_D} = \frac{50,7}{4} = 13 \text{ шт.} \quad (4.3)$$

Приймаємо відстань між заземлювачами:

$$a = 2 l_g = 2 \cdot 200 = 400 \text{ см.} \quad (4.4)$$

Далі, зважаючи на те, що прийнятий заземлювач контурний і що кількість заземлювачей - 11 шт, а відношення $a/l_B = 600/300 = 2$, визначаємо коефіцієнт використання електродів заземлювача, враховуючий їх взаємне екранування - $\eta_{e.з} = 0,66$.

Визначимо кількість заземлювачей з урахуванням їх взаємного екранування:

$$n_з = \frac{n}{\eta_{e.з}} = \frac{13}{0,66} \approx 20 \text{ шт.} \quad (4.5)$$

Довжина смуги, що сполучає заземлювачі:

$$l_{\Pi} = 1,05 \cdot a \cdot n_з, \text{ см} \quad (4.6)$$

$$l_{\Pi} = 1,05 \cdot 200 \cdot 20 = 4200 \text{ см} = 42 \text{ м.}$$

Опір горизонтальної смуги:

$$R_r = \frac{\rho_r}{2\pi \cdot l_{\Pi}} \ln \frac{2 \cdot l_{\Pi}^2}{b \cdot H_0}, \quad (4.7)$$

де H_0 - заглиблення смуги, см;
 b - ширина сполучної смуги, см;
 $l_{\text{п}}$ - довжина сполучної смуги, см.

$$R_{\Gamma} = \frac{1,6 \cdot 10^4}{2 \cdot 3,14 \cdot 4200} \ln \frac{2 \cdot 4200^2}{0,4 \cdot 750} = 7,1 \text{ Ом}$$

Дійсний опор горизонтального заземлювача з врахуванням взаємного екранування :

$$R_{\Gamma} = \frac{R_{\Gamma}}{\eta_{\Gamma}} \quad (4.8)$$

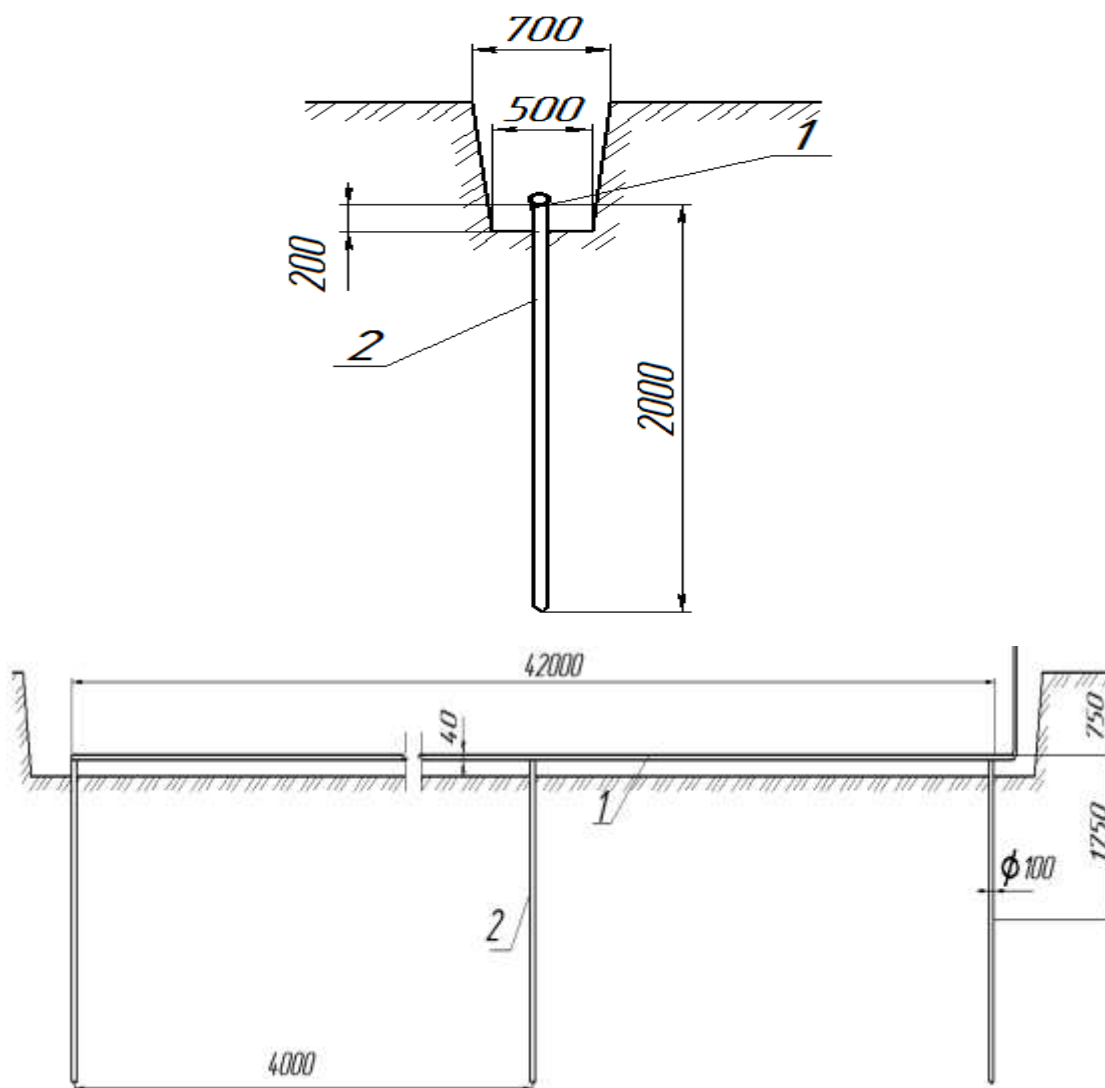
де $\eta_{\Gamma} = 0,34$ – коефіцієнти використання заземлюючого горизонтального провідника.

$$R_{\Gamma} = \frac{7,1}{0,34} = 21 \text{ Ом.}$$

Знайдемо опор розтіканню прийнятого групового заземлювача:

$$R = \frac{R_{\text{В}} \cdot R_{\Gamma}}{R_{\text{В}} \cdot \eta_{\Gamma} + R_{\Gamma} \cdot \eta_{\text{В}\cdot\eta_3}} = \frac{50,7 \cdot 21}{50,7 \cdot 0,34 + 21 \cdot 0,66 \cdot 20} = 3,6 \text{ Ом.} \quad (4.9)$$

Це опір менший, ніж необхідний $R_{\text{д}} = 4$ Ом, отже приймаємо цей результат остаточним. Схема заземлення, отримана в результаті розрахунку, показана на рисунку 4.2.



1 - сполучна смуга; 2 – заземлювачі

Рисунок 4.2 – Схема заземлення трансформаторної підстанції РТП

Отже: проєктований заземлювач – контурний виносний, складається з 20 вертикальних стержневих електродів завдовжки 2м і діаметром 100 мм і горизонтального електроду у вигляді сталеві смуги перетином 4x40 мм, заглиблених в землю на 0,75м.

ВИСНОВКИ

В кваліфікаційній роботі запропонована удосконалена технологія розливання сталей в умовах мартенівського цеху.

Запропоновано технологію розливання сифонним способом плавок сталей з використанням теплоізоляційних сумішей, з якої випливає, що:

1) Температура металу на випуску повинна бути в межах 1625-1635 °С, що забезпечує розливання плавок без ускладнень. При цьому не слід проводити продування металу аргоном в печі, а також установку під випуск «холодних» ковшів для попередження охолодження металу. Час наповнення виливниць знаходиться в межах 7:00-12:30 хвилин.

2) Контроль рівномірності розподілу в об'ємі ковша легуючих елементів (марганцю і кремнію) здійснюється шляхом аналізу проб металу, що відбираються з однієї виливниці на кожному піддоні сталерозливного складу за допомогою спеціального пробовідбірника в комплекті з ежекторним пристроєм.

3) Відливання зливків низьколегованої сталі сифоном забезпечує усереднення хімічного складу металу в виливницях, сприяючи зниженню браку.

4) Середній вихід придатного в обтискному цеху по плавкам (15 шт.) сталі типу 35ГС, розлитих сифоном, склав 82,8% проти 80,3%. При цьому фактична величина головної обрізи коливалася в межах 10,2-26,7%, а донної – 4,5-5,7%.

5) Розроблена і впроваджена технологія сифонного розливання сталі 35ГС у виливниці всіх типів, обладнаних вставками з РСС, із застосуванням універсальної утеплювальної суміші «Лузар».

6) Величина відкритої усадки на контрольних злитках склала: для зливків, утеплених сумішшю «Лузар» – 5,2-7,8%; для порівняльних злитків, утеплених спільно сумішами ЗГС і СВС – 7,3-13,7%.

7) Горизонт задовільних значень ліквідації хімічних елементів (С, S і Р) по дослідним злиткам (суміш «Лузар») становить 7,0-8,0%; за порівняльними (суміші ЗГС + СВС) – 9,5-14,0 %.

8) Середній вихід придатного на I переділі в обтискному цеху по 88 дослідним плавкам (суміш «Лузар») склав 82,53%; по 82 порівняльним плавкам (суміші ЗГС + СВС) – 81,33%.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» перераховані основні шкідливі виробничі фактори в мартенівському цеху і методи боротьби з ними.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
2. Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
3. Ефименко Е.Ф., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. Киев: Высшая школа, 1981. 595 с.
4. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ : Пороги, 2001. 334 с.
5. Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів. Навч. посібник. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2011. 90 с.
6. Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.
7. Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: Навч. посібник. Київ : ІЗМН, 1996. 392 с.
8. Харлашин П.С. Методичні вказівки до самостійної роботи студентів з дисципліни «Фізико-хімічні основи виробництва чистих металів». Маріуполь : ДВНЗ «ПДТУ», 2009. 14 с.
9. Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударев В.П. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): Підручник. Донецьк : ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.
10. Выплавка стали в двухванной печи. Технологическая инструкция ТИ 226-СТ.М-02-01 Комбината «Запорожсталь». Запорожье, 2010. 44с.
11. Выплавка стали в мартеновских печах. Технологическая инструкция ТИ 226-СТ.М-01-03 Комбината «Запорожсталь». Запорожье, 2010. 88с.

12. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
13. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
14. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
15. ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
16. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
17. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.