

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр
(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виробництва вуглецевої сталі із впровадженням у виробництво технології попереднього підігріву металургічного

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-С
спеціальності 136 „Металургія“
(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 „Металургія“
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

Кудченко Роман Сергійович
(ініціали та прізвище)

Керівник Проф., д.т.н., с.н.с. Крутьков О.В.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент Бережна О.Р.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра _____
Рівень вищої освіти _____
Спеціальність 136 „Металургія“
(код та назва)
Освітня програма 136 „Металургія“
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри _____
« _____ » _____ 20 _____ року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Пущинну Данилу Сергійовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Розробка технології виробництва
вуглецької сталі із впровадженням у виробництво технології
попереднього підігріву металобрусків
керівник роботи Пущиннов Р. В., д.т.н., проф.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

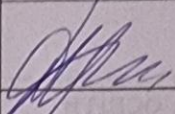

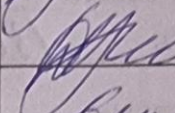

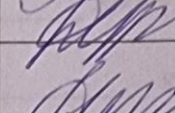

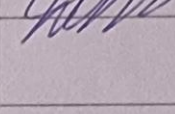

затверджені наказом ЗНУ від « 17 » січень 2022 року № 90-С

2 Строк подання студентом роботи 10.08.2022
3 Вихідні дані до роботи дослідити технологію випавки вуглецьких
сталей в умовах конвертерного цеху. Визначити закономірності
впровадження у виробництво технології попереднього підігріву
металобрусків. Науково-технічна література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Розрахунок загальної частини. Розрахунок параметрів
конвертеру. Розрахунок матеріального і теплового балансу
киснево-конвертерної швабни. Технічна частина. Висновки.
Перелік джерел посилань

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Розділ 1, розділ 2, розділ 3, розділ 4-8 креслення.


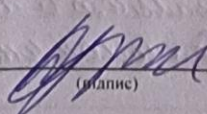
6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	проф. Прутцьков Р.В		
2 Розрахунок параметрів конвертера	проф. Прутцьков Р.В		
3 Розрахунок матеріального і теплового балансу кінцево-конверторної пловки	проф. Прутцьков Р.В		
4 Технологічна частина	проф. Прутцьков Р.В		

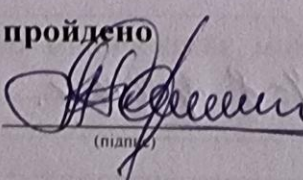
7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Резюме	01.05-05.05	
2	1 Загальна частина	06.05-10.05	
3	2 Розрахунок параметрів конвертера	11.05-15.05	
4	3 Розрахунок матеріального і теплового балансу кінцево-конверторної пловки	16.05-25.05	
5	4 Технологічна частина	26.05-06.06	
6	Графічна частина	07.06-13.06	

Студент  _____
(підпис) Р.С. Рудченко
(ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  _____
(підпис) Р.В. Прутцьков
(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 79 с., 19 табл., 10 рис., 18 джерел.

КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНИЙ ЦЕХ, МІКСЕР, КОНВЕРТЕР, ШИХТА, ПЛАВЛЕННЯ, РОЗКИСЛЕННЯ, РОЗЛИВАННЯ, МБЛЗ, ШЛАКИ, ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ

Тема роботи: Розробка технології виробництва вуглецевої сталі із впровадженням у виробництво технології попереднього підігріву металобрухту

Мета роботи – розробити технологію виплавки вуглецевих сталей в умовах конвертерного цеху з попереднім підігрівом металобрухту.

У розділі «Загальна частина» розглянуті переваги конвертерного способу виробництва; виробнича програма і сортамент продукції; структура киснево-конвертерного цеху; наведений опис основних відділень і прольотів цеху; характеристика безперервного розливання сталі та позапічної обробки рідкої сталі.

У розділі «Розрахунок параметрів конвертеру» зроблений розрахунок основних розмірів конвертера ємністю 250 тонн; визначена загальна глибини металеві ванни та товщина футеровки конвертера.

У розділі «Розрахунки матеріального й теплового балансів киснево-конвертерної плавки» проведений розрахунок матеріального і теплового балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» проаналізована загальна характеристика та призначення сталі марки Ст5сп; основні хімічні реакції при плавленні сталі в конвертері та основні вимоги до шихтових матеріалів; наведена технологічна схема роботи ККЦ і хід плавки; технологія розкислення й легування плавки; позапічна обробки сталі на установці піч-ківш; застосування попереднього підігріву металобрухту.

Запропоновані технологічні рішення переозброєння рекомендуються для дослідно-промислових випробувань в конвертерних цехах України.

ЗМІСТ

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Переваги конвертерного способу виробництва.....	9
1.2 Виробнича програма і сортамент продукції.....	10
1.3 Структура киснево-конвертерного цеху.....	11
1.4 Опис основних відділень і прольотів цеху.....	12
1.4.1 Завантажувальний проліт.....	12
1.4.2 Конвертерний проліт.....	14
1.4.3 Відділення шихтових магнітних матеріалів (відділення скрапу).....	15
1.4.4 Зберігання і подача рідкого чавуну до конвертерів.....	17
1.4.5 Ковші міксерного типу.....	17
1.4.6 Відділення переливу чавуну з пересувних міксерів.....	19
1.4.7 Проліт прибирання шлаку (шлаковий проліт).....	20
1.4.8 Проліт підготовки сталерозливних ковшів (ковшовий проліт).....	21
1.5 Безперервне розливання сталі.....	22
1.5.1 Тип МБЛЗ.....	22
1.5.2 Планування відділень безперервного розливання сталі. Розміщення МБЛЗ і технологічного устаткування.....	23
1.6 Позапічна обробка рідкої сталі.....	25
1.6.1 Основні типи установок позапічної обробки сталі.....	25
1.6.1.1 Установки для вакуумування сталі.....	25
1.6.1.2 Установки доведення сталі в ковші.....	26
1.6.2 Розміщення установок позапічної обробки рідкої сталі.....	26
2 РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ КОНВЕРТЕРУ.....	27
2.1 Розрахунок основних параметрів конвертера.....	27
2.2 Розрахунок ванни конвертерів.....	28
2.3 Визначення висоти робочого простору конвертера.....	30
2.4 Визначення діаметра горловини конвертера.....	30
2.5 Визначення висоти шоломової частини конвертера.....	31
2.6 Діаметр сталевипускного отвору.....	32

2.7 Об'єм робочого простору конвертерів.....	33
2.8 Футеровка конвертера.....	33
2.9 Корпус конвертера.....	34
2.10 Розрахунки кисневої фурми.....	34
2.11 Розрахунки сопла Лавалля та параметрів кисневого струму.....	35
3 РОЗРАХУНКИ МАТЕРІАЛЬНОГО Й ТЕПЛОВОГО БАЛАНСІВ	
КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ.....	40
3.1 Розрахунки матеріального балансу.....	40
3.2 Розрахунок теплового балансу.....	47
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	
4.1 Загальна характеристика та призначення сталі марки Ст5сп.....	50
4.2 Основні хімічні реакції при плавленні сталі в конвертері.....	51
4.3 Основні вимоги до шихтових матеріалів.....	55
4.4 Технологічна схема роботи ККЦ і хід плавки.....	56
4.5 Розкислення й легування плавки.....	62
4.6 Позапічна обробки сталі на установці піч-ківш. Завдання, які вирішуються на УПК.....	63
4.6.1 Основні вузли установки.....	63
4.6.2 Технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК.....	64
4.6.3 Усереднення хімічного складу і температури сталі в ковші.....	66
4.6.4 Вимоги до обладнання установки.....	67
4.6.5 Послідовність виконання операцій на УПК.....	67
4.7 Загальні положення про МБЛС.....	68
4.8 Застосування попереднього підігріву металобрухту.....	69
4.8.1 Перспективи різних методів підігріву металобрухту.....	75
ВИСНОВКИ.....	77
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	78

ВСТУП

На даний час світове виробництво сталі характеризується високою концентрацією капіталу. Основна маса сталі виробляється в 19-ти корпораціях з обсягом виробництва більш ніж 10 млн. тон/рік. Самим великим виробником сталі в 2018 році була корпорація "Arcelor" (46,9 млн. тон/рік), друге місце займає корпорація "Mittal Steel" (35,3 млн. тон/рік) і т.д. У список 80 найбільших виробників сталі попадають і п'ять українських заводів: «Криворіжсталь» – 30 позиція (7,1 млн. т), завод Ілліча – 33 позиція (6,9 млн.т), "Азовсталь" – 42 позиція (5,9 млн.т), "Запоріжсталь" – 56 позиція (4,5 млн. т), Алчевський металургійний комбінат – 67 позиція (3,8 млн.т).

Ще одна відмітна риса чорної металургії у світі – різке підвищення продуктивності металургійного виробництва, яке характеризується кількістю сталі з розрахунками на одного працюючого в цій галузі. В 2010 році в розвинених країнах цей показник був вище, чим 600 т/рік. В Україні цей показник набагато нижче й становить приблизно 100 т/рік.

Але головною проблемою чорної металургії України є велика енергоємність, іншим словом витрати енергії на одну одиницю готової продукції.

Таке положення обумовлене дуже низьким технологічним рівнем чорної металургії України, тобто використанням застарілих технологій і агрегатів. Відомо, що перехід від мартенівського до киснево-конвертерного виробництва дозволяє заощаджувати значну кількість енергоресурсів і різко знизити навантаження на навколишнє середовище. За прогнозами до 2023 року в Україні частка мартенівського способу знизиться до 17%, частка електросталеплавильного способу виросте до 11%, а основний обсяг виплавки сталі (72%) буде припадати на конвертерне виробництво.

Робота сучасних цехів, що знову споруджуються, характеризується застосуванням сталеплавильних агрегатів великої одиничної потужності; інтенсифікацією процесу виплавки сталі, переважним застосуванням безперервного розливання сталі; високим рівнем механізації виробничих процесів; автоматизацією управління цехом і окремими виробничими процесами й ділянками; застосуванням

уловлювальних і очисних пристроїв, що запобігають забруднення навколишнього середовища. В останні роки розширюється застосування різних способів позапічної обробки, і рафінування рідкої сталі. Сталеплавильні агрегати все частіше починають використовувати лише для розплавлювання металу, його нагрівання до необхідної температури й окиснення вуглецю в металі до заданих меж; доведення ж складу металу до заданого по іншим елементам, розкислення й рафінування від шкідливих домішок переносяться в ківш [1].

Метою даної кваліфікаційної роботи є розробка технології виробництва вуглецевої сталі із впровадженням у виробництво технології попереднього підігріву металобрухту.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Переваги конвертерного способу виробництва

Мартенівський процес відіграв величезну роль у виробництві сталі в ХІХ-ХХ століттях. Однак у сучасних умовах у нього можна відзначити ряд недоліків. По-перше, низька продуктивність, по-друге, великі труднощі в синхронізації плавки сталі в мартенівської 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 Китаї, Росії та Україні, що пояснюється браком фінансових коштів при модернізації сталеплавильного виробництва. Киснево-конвертерний процес – це виплавка сталі з рідкого чавуну з добавкою брухту в конвертері з основною футеровкою і продувкою киснем зверху через водоохолоджувальну фурму.

Киснево-конвертерний процес володіє рядом переваг в порівнянні з мартенівським і електросталеплавильним процесами:

1) більш висока продуктивність одного працюючого сталеплавильного агрегату (годинна продуктивність мартенівських і електродугових печей не перевищує 100 т/год, а у великовантажних конвертерів досягає 400-500 т/год);

2) більш низькі капітальні витрати, тобто витрати на спорудження цеху, що порозумівається простотою пристрою конвертера і можливістю установки в цеху меншого числа плавильних агрегатів;

3) менше витрати по переділу, в число яких входить вартість електроенергії, палива, вогнетривів, змінного обладнання, зарплати та ін;

4) процес більш зручний для автоматизації управління ходом плавки

Переваги конвертера полягають у тому, що він займає менше місця, ніж мартенівська піч, спорудження його набагато дешевше, а продуктивність вище.

У даний час сталеплавильне виробництво України зосереджене на 12 металургійних підприємствах. Із загального обсягу виробленої в 2014 році сталі (23,6 млн. тонн) частка мартенівської сталі склала 47,5 %, конвертерної – 49,1 %, електропечної – 3,4 %. На Україні обсяг сталі, що розливається на МБЛЗ, склав 17,6 %, у той час, як у світі в розвинених країнах він перевищує рівень 80-90 %.

Сучасне виробництво світової металургії диктується безперервною жорсткістю вимог до якості металу. Поряд зі зниженням рівня вмісту шкідливих домішок (сірка, фосфор, гази, кольорові метали) усе більша увага приділяється ступеню чистоти сталі по неметалічних включеннях (НВ), яка впливає на анізотропію властивостей, поріг холодноламкості, зварюваність, схильність до старіння, технологічну пластичність, контактну міцність і т.д. [2].

Тому враховуючи дану ситуацію будівництво конвертерного цеху буде доцільним.

Сталеплавильне виробництво України в цей час відчуває значні перебої в поставці сировини. Перехід на світові ціни при існуючій структурі споживання паливно-енергетичних ресурсів різко підвищує собівартість виробленої продукції, що ускладнює конкуренцію із продукцією розвинутих металургійних країн.

Обладнання й організація роботи сталеплавильних цехів пов'язані зі складом металургійного заводу, типом сталеплавильного процесу, масштабами виробництва, прийнятим способом розливання сталі, потужностями прокатних цехів, сортаментом виробленої сталі й другими умовами. Сталеплавильний цех являє собою комплекс будинків і споруджень споруд, у яких забезпечується зберігання вихідних шихтових матеріалів, подача й завантаження їх в агрегати, виплавка й розливання сталі, збирання продуктів плавки.

1.2 Виробнича програма і сортамент продукції

Готова продукція проектного цеху буде представлена у слябах:

Товщина 150-200 мм, в тому числі для стана 1680-165 переважно - 200 мм.
Ширина - 830-1550 мм. Довжина - 4,3-9,5 м Максимальна маса 18,6 т.

Кількість слябів по ширині від загального обсягу:

830-1010-3%

1040-1210-40%

1240-1420-45%

1450-1550-12%.

Основний обсяг слябів, що відливаються, має ширину понад 1000 мм.

Сортамент сталей, що буде виплавлятися в конвертерному цеху наступний:

- Сталі - за ГОСТ 380-94 (0-Стст5 ПС; Ст3Г ПС; Ст5Г ПС); ГОСТ 1050-88 ПС 08, 10, 15, 20, 25, 30, 45, 55); ГОСТ 9045-93 (08Ю; 08пс), ГОСТ 4041-71, ГОСТ 14959-79 (65Г, 60С2), ГОСТ 19281-89 (09Г2, 09Г2Т, 09Г2С Г2Д, 10Г2, 12Г2, 14Г2, 16Г2, 12ГС, 16ГС, 10ХНДП); ТУ У 27.14-516 -2002 (07ГСЮФ, 08ГСЮТ, 08ГСЮФ);
- Крім того, трубні марки сталі - (API5L США-2000, ASTM 635/A635M-96 США, DIN 17172, DIN 17120);
- Конструкційні якісні марки сталі підвищеної міцності - (DIN EN 10219-1, ГОСТ 1577-93, ГОСТ 19281-89, ГОСТ 14959-79, DIN EN 10025);
- Сталь для судів і котлів - (DIN EN 10028);
- Сталь для штампування - (DIN EN 10130, DIN N 1623);

Передбачається, можливість виробництва інших марок сталі, легованих кремнієм, марганцем, азотом, фосфором та іншими елементами, а також можливість виробництва марок сталі, мікролегованих бором, ніобієм, ванадієм, молібденом і другими мікроелементами.

Крім того, враховується можливість виробництва сталі «IF» Ні DIN EN 10130.

Близько 25% вироблених сталей (800-900 тис. тонн на год) може містити вуглецю 0,4 і більше відсотків, у зв'язку з чим ці сталі будуть піддаватися сповільненому охолодженню.

1.3 Структура киснево-конвертерного цеху

Конвертерним цехом є комплекс відділень, що забезпечують проведення циклічних технологічних операцій по виплавці сталі в конвертерах і її розливанні.

До складу конвертерного цеху входять виробничі відділення:

1. головна будівля (багатопролітна), що включає конвертерне відділення, проліт прибирання шлаку, відділення (проліт) позапічної обробки сталі, відділення (проліт) підготовки сталерозливних ковшів;

2. переливу чавуну з ковшів миксерного типу
3. скачування шлаку із чавуновозних ковшів;
4. скрапне відділення;
5. розливання сталі;
6. сипких матеріалів і феросплавів;
7. грануляції або переробки конвертерних шлаків.

Ряд вказаних відділень може блокуватися з головною будівлею. До складу комплексу цехи входять також допоміжні і енергетичні відділення і установки, що забезпечують його роботу.

7. побутовий і адміністративний корпуси з пішохідною галереєю;
8. ремонтна майстерня;
9. станція зарядки електронавантажувачів;
10. помольне відділення (при застосуванні пилоподібних матеріалів);
11. відділення торкретмас, шлакових і екзотермічних сумішей;
12. об'єкти водопостачання, включає оборотні цикли і насосні станції;
13. об'єкти електропостачання, включаючи електропідстанцію, кабельні та тролейні тунелі і др.;
14. об'єкти постачання технологічними газами (киснем, азотом, аргоном), стислим повітрям і парою.

Найважливіший енергетичний елемент конвертерного цеху – газовідвідний тракт, що включає охолоджувач конвертерних газів, газоочистку і нагнітальну установку.

Склад виробничих і допоміжних відділень цеху і їх взаємна компоновка визначаються конкретними умовами проектування цеху [1].

1.4 Опис основних відділень і прольотів цеху

1.4.1 Завантажувальний проліт

Через завантажувальний проліт подають (за допомогою чавуновозів і скраповозів) і завантажують в конвертер рідкий чавун і металобрухт.

Застосовують схеми торцевої і фронтальної подачі чавуну і брухту, як по рівню підлоги цеху, так і на рівні робочого майданчика.

У сучасних цехах, як правило, чавун подають в торець завантажувального прольоту (використовують обидва рівні подачі), а металобрухт – по фронту (на рівні підлоги цеху) за допомогою самохідних електрочавуновозів і скраповозів широкої колії.

Чавун заливають в конвертер одним ковшом; завалення брухту одно- або двопорційне.

Місткість заливного ковшу визначається витратою чавуну на плавку, але може прийматися рівній ємності конвертера. Це пов'язано з уніфікацією заливальних і сталерозливних ковшів і забезпеченням можливості зворотнього переливу сталі в конвертер.

При проведенні видалення сірки з чавуну в заливних ковшах необхідно передбачати в них додатково вільний об'єм заввишки не менше 600 мм.

При застосуванні як десульфуратору пилоподібного вапна ця висота досягає 1600 мм.

Ємність совків для брухту визначається його витратою і щільністю.

Чавун заливають в конвертер мостовими ливарними кранами. Для завантаження совків в конвертер використовуються спеціальні скрапозаливні мостові крани, напівпортальні крани і підлогові машини.

Для підвищення надійності роботи доцільно забезпечити завалення брухту заливними кранами, використовуючи перехідну траверсу.

Для зниження металоємності і відповідно вартості будівлі цеху з дотриманням необхідної надійності роботи в сучасних цехах застосовують мостові скрапозаливні крани, розташовані в одному ярусі із заливними [2].

Параметри завантажувального прольоту пов'язані з параметрами конвертерного прольоту. Довжина прольоту зазвичай складається з довжини фронту встановлених конвертерів і довжини зон в торцях прольоту, що забезпечують роботу встановлених мостових кранів; висота визначається заввишки розташуванням, заливального і завалення кранів над конвертерами.

Ширина прольоту визначається необхідними габаритними розмірами робочого майданчика конвертерів і шириною зони проносу ковшів для чавуну і совків для брухту.

При ємності конвертера в межах 200-250 т оптимальна ширина 24.27 м, а висота відповідно 28.32 м [1].

1.4.2 Конвертерний проліт

У конвертерному прольоті окрім конвертерів плануємо розташувати машини подачі технологічних газів в конвертер; елементи газовідводного тракту (котел-охолоджувач конвертерних газів і газоочистка), систему подачі в конвертер сипких матеріалів, разом з феросплавами; установки для торкретування конвертерів і інше устаткування.

У сучасних конвертерних цехах навколо конвертера споруджують щільне укриття для попередження можливих вибивань газів і вибросів в цех і звукоізоляції. З боку завантаження і зливу сталі організовують майданчики для відбору проб, вимірювання температури, обслуговування випускного отвору і інших робіт.

Система подачі сипких є автоматизованим комплексом, що включає транспортери, що подають матеріали в цех до витратних бункерів; витратні бункери для вапна, плавикового шпату, охолоджувачів або окислювачів (руди, агломерату, обкотищів), вугілля, коксу, феросплавів; вагові дозатори, проміжні бункери, тічки. Ємність бункерів системи повинна забезпечити запас матеріалів 15...40 г.

При необхідності в потоці системи сипких матеріалів встановлюють печі для прожарення феросплавів.

Система подачі сипких забезпечує програмне введення в конвертер флюсів, охолоджувачів, палива, а в сталерозливний ківш – розкислювачів, що легують, навуглецювача і різних сумішей.

Окрім вказаної системи на робочому майданчику в торці прольоту можна встановлювати бункери для феросплавів і печі для їх відпалу, від яких феросплави в контейнерах за допомогою навантажувачів подаються до конвертерів.

Під час випуску сталі феросплави через тічки завантажують в сталерозливний ківш.

Систему подачі сипких і газовідвідний тракт розташовують у висотній частині конвертерного прольоту, який зазвичай розділяють рядом колон на дві частини.

Частина прольоту, де розташований газовідвідний тракт, використовується для перенесення на ремонт фурм і обслуговується мостовими кранами.

Параметри конвертерного прольоту визначаються ємністю і кількістю встановлених конвертерів і продуктивністю цеху. Висоту будівлі зумовлюють

габаритні розміри ОКГ, фурми (у конвертерах з верхнім дуттям) і устаткування системи подачі сипких.

Довжина конвертерного прольоту зазвичай дорівнює довжині завантажувального прольоту; торці використовують для розміщення допоміжного устаткування і приміщень оперативного складування устаткування і вогнетривів (в основному, під робочим майданчиком).

Розміри конвертерного прольоту, що рекомендуються, при ємності конвертера 250 т рівні: відстань між конвертерами 24-30 м, ширина прольоту 24-27 м, зокрема: проліт ОКГ і газоочистки – 14 м висота рівня головки рейки крана перенесення фурм 6,1 м [3].

1.4.3 Відділення шихтових магнітних матеріалів (відділення скрапу)

Призначено для складування підготовленого металобрухту, погрузки його в совки і передачі зважених совків скраповозами до конвертерів. У сучасних конвертерних цехах передбачається подача у відділення скрапу підготовлених в скрапороздільному цеху совків з металобрухтом.

При застосуванні в шихті конвертерної плавки вугілля, особливо газових, останні завалюють в конвертер разом з металобрухтом, і їх вантаження в совки можна організувати у відділенні скрапу.

В окремих випадках у відділенні встановлюють устаткування по підготовці металобрухту.

Для подачі металобрухту у відділення використовують, в основному, залізничний транспорт, але можливо і застосування автотранспорту, зокрема машин спеціального призначення – автоскраповозів.

Відділення скрапу одно- або багатопролітне пристроюють уздовж фронту або до торця конвертерного відділення.

Для зберігання лому у відділенні є ямні засіки.

Ширина прольотів відділення скрапу приймають в межах 24...36 м з модулем 3м.

Ширину, довжину і кількість прольотів визначають необхідними площами, фронтом навантажувально-розвантажувальних робіт і розміщенням устаткування.

При подачі металобрухту залізничним транспортом в однопролітному відділенні зазвичай передбачають два сквозних шляхи.

У багатопролітному відділенні, залежно від його компоновки, шляхи в прольотах можуть бути тупиковими. Лом між прольотами передають за допомогою електровізків і склизами.

Висота прольотів відділення визначається необхідними габаритними розмірами при перенесенні совка, зокрема над залізничним составом і зазвичай складає 14 м. Висоту прольотів, де перенесення совків краном не передбачене, приймають 10...12 м. [1]

Ємність ямних засіків для скрапу визначають виходячи з його добової витрати і прийнятих норм запасу.

Для розвантаження металобрухту, що поступає у відділення, завантаження його в засіки і совки у відділенні встановлюють крани магнітно-грейферні і магнітні вантажопідйомністю візків кранів 10 або 16 т.

Для транспортування металобрухту доцільне застосування магнітів максимальною площею (2000 мм²). При цьому слід застосовувати крани вантажопід'ємністю 16 т.

Для максимального використання вантажопідйомності кранів, збільшення кількості захоплюваного металобрухту і поліпшення укладання його в совки магнітні візки кранів можна обладнати спеціальною технологією. Передбачається виготовлення магнітів для транспортування вантажу з температурою до 500 °С.

Візки грейферів обладнують багатощелепними поліп-грейферами, ємність яких досягає 2,5 м³.

При низькій щільності брухту для його транспортування найчастіше застосовують поліп-грейфери, рідше – магніти.

Для перенесення совків з брухтом у відділенні встановлюють мостові крани відповідної вантажопідйомності.

При доставці у відділення совків з скрапороздільного цеху на платформах виникає необхідність в розвороті їх на 90°. Для цього крани, що переносять совки, обладнують поворотним візком.

Совки зважують на тензометричних вагах, якими обладнаний скраповоз, або на платформених [3].

При використанні платформених вагів скраповоз з совком заїжджає на них. Для можливості установки совка з бруктом на скраповоз, що знаходиться на вагах, платформу скраповозу обладнують демпферним пристроєм.

1.4.4 Зберігання і подача рідкого чавуну до конвертерів

Чавун подають до конвертерів двома способами: за допомогою пересувних міксерів, так званих ковшів міксерного типу, з яких чавун переливають в заливальні ковші у відділеннях (ділянках) переливу; і з використанням стаціонарних міксерів, що розміщуються в міксерних відділеннях [1].

Застосування пересувних міксерів в порівнянні із стаціонарними зменшує число переливів чавуну, що забезпечує зменшення втрат і підвищення температури чавуну при заливці в конвертер приблизно на 50 °С, це дозволяє підняти частку металобрухту в конвертерній плавці і понизити витрати чавуну.

Крім того, застосування пересувних міксерів декілька зменшує капітальні витрати в комплексі цеху і виключає витрату палива, що використовується в стаціонарних міксерах.

Переваги стаціонарних міксерів – можливість усереднювання складу і температури чавуну. Проте застосування сучасних методів управління і контролю плавки за допомогою ЕОМ дозволяє і при пересувних міксерах забезпечити стабільне ведення процесу виплавки сталі [3].

1.4.5 Ковші міксерного типу

Ковші міксерного типу призначені для доставки чавуну в сталеплавильні цехи безпосередньо з доменного, а також для перевезення чавуну між підприємствами на значні відстані.

Розроблений уніфікований ряд пересувних міксерів сучасної конструкції ємкістю 200, 300, 450 і 600 т.

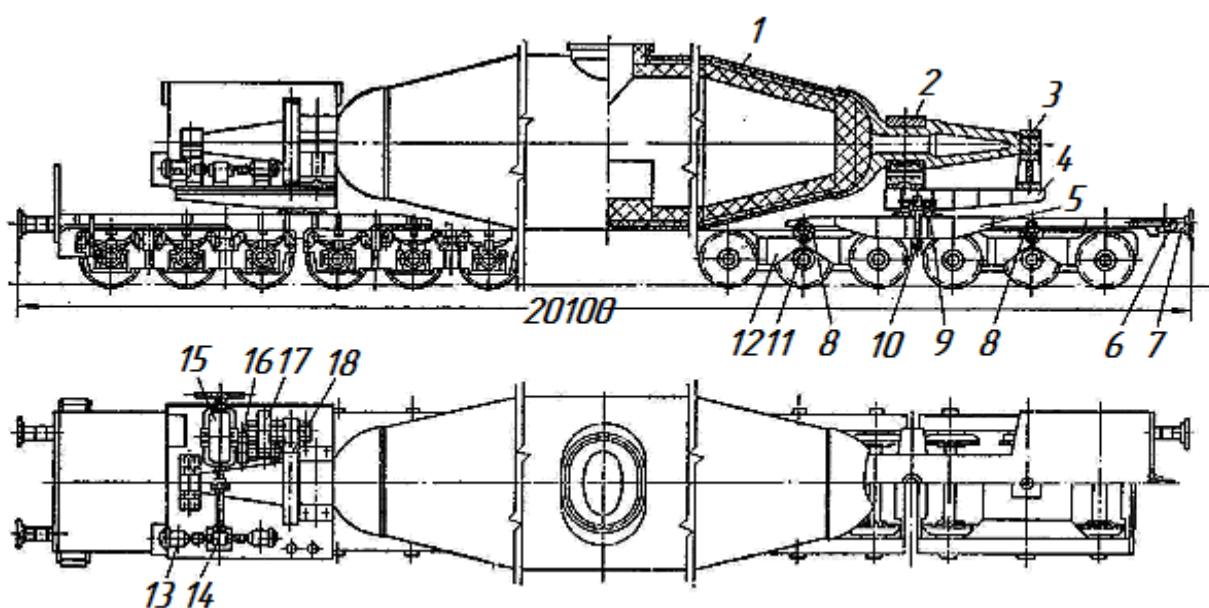
Вибір ємності пересувного міксера визначається масами випуску чавуну з доменної печі і плавки в сталеплавильному агрегаті.

Збільшення ємності пересувних міксерів сприятливе впливає на техніко-економічних показниках їх експлуатації: знижується коефіцієнт тари, скорочується втрати температури і питомі капітальні витрати.

Кількість пересувних міксерів визначається об'ємом перевізного чавуну.

Конструкція пересувного міксера (рисунок 1.1) складається з футерованого корпусу, опор, приводу повороту, ходових візків.

Міксери розробляються з корпусом, що спирається на цапфи (вантажопід'ємністю до 458, т) і на бандажі (вантажопідйомністю понад 450 т).



1 – ківш; 2 – опорні підшипники; 3 – контролерні підшипники; 4 – опорні плити; 5 – платформа; 6 – зацепні пристрої; 7 – буфери; 8 – підп'ятники; 9 – сферичні п'ятники; 10,11 – шворні; 12 – ходові візки; 13 – електродвигун; 14,15 – редуктори; 16 – електромагнітне гальмо; 17,18 – зубчасті передачі

Рисунок 1.1 – Чавуновоз з ковшем міксерного типу вантажопідйомністю 150 т

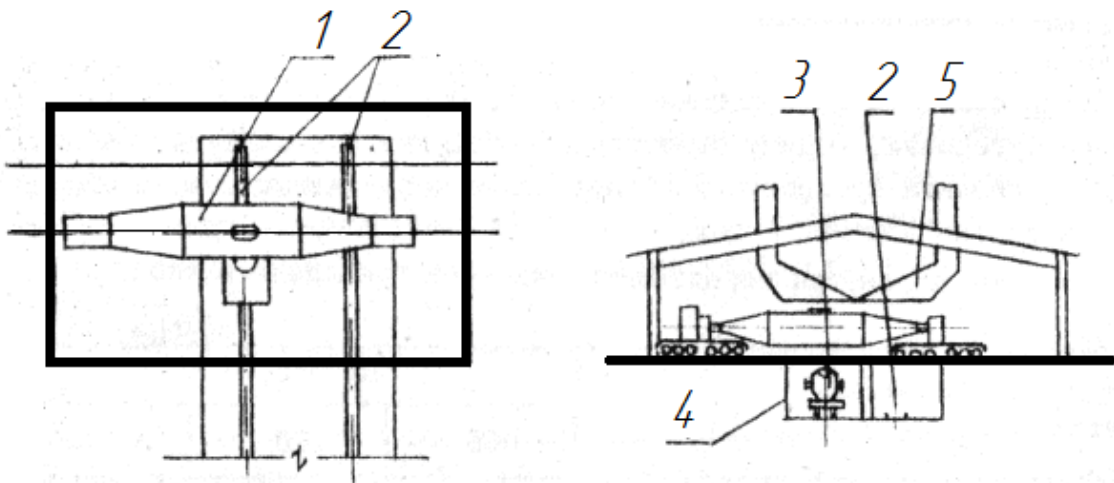
Корпус виконують сигароподібної або циліндричної форми. Циліндрична (бочкоподібна) форма з опорними бандажами забезпечує максимальну ємність міксера і компактність. Для здійснення механізації і зниження тривалості робіт по ремонту кладки і обслуговуванню пересувного міксера розроблена його конструкція, що забезпечує з'єм корпуса на спеціальному стенді, що встановлений у депо ремонту ковшів.

Стенд забезпечує обертання корпусу, що дозволяє механізувати видалення футерування, подачу вогнетривів, обслуговування і інші роботи.

Депо ремонту футерування і устаткування пересувних ковшів зазвичай входить до складу доменного цеху [3].

1.4.6 Відділення переливу чавуну з пересувних міксерів

Відділення переливу може бути таким, що окремо стоїть, що примикає до завантажувального прольоту цеху або розташований в ньому (рисунок 1.2).



1 – ківш міксерного типу; 2 – подачі ковшів; 3 – заливний ківш; 4 – траншея для передачі ковшів; 5 – газовловлююча система

Рисунок 1.2 – Відділення переливу чавуну

Відділення переливу зазвичай має дві залізничні колії для прийняття міксерних ковшів, з яких чавун переливається в заливні ковші, що встановлюються в траншеї на стенді або на самохідному чавуновозі. При зливі чавуну зважується зливна порція. Чавуновоз передає заливний ківш із чавуном під заливний кран завантажувального прольоту. Ділянку зливу чавуну обладнані зонтами і системою уловлювання газів, що виділяються при переливі.

Краще планувати відділення, що окремо стоїть або примикає до завантажувального прольоту, при якому забезпечується незалежність роботи ділянок і менша вартість.

Габаритні розміри відділення, що стоїть окремо, при двох залізничних коліях і застосуванні пересувних міксерів ємкістю 400...600 т: довжина – 36 м, ширина – 18 м, висота – 12 м.

Для проведення допоміжних робіт на відстані встановлюють кран-балку або мостовий кран вантажопідйомністю 5 т.

1.4.7 Проліт прибирання шлаку (шлаковий проліт)

Призначений для прийому шлакових чаш, що подаються шлаковозом, що працює під конвертером, і перестановки їх на шлаковози нормальної залізничної колії для вивезення з цеху.

Шлаковий проліт пристроюють до конвертерного відділення з боку видачі сталі на розливку (між конвертерним відділенням і прольотом підготовки ковшів) або з протилежного боку (зовнішньої сторони головної будівлі). При цьому в першому варіанті шлаковий проліт, як вбудований в головну будівлю, – критий, а в другому може виконуватися у вигляді відкритої естакади.

Розташування шлакового прольоту по першому варіанту дозволяє організувати подачу в проліт не тільки шлаку від конвертерів, але і шлаку, що зливається із сталерозливних ковшів в розливних прольотах після розливання сталі.

Разом з тим розташування шлакового прольоту по першому варіанту приводить до зустрічних потоків в роботі шлаковоза і сталевозу, збільшує тепловиділення в головній будівлі.

Окрім шлаку в шлаковий проліт видається сміття з-під конвертерів, для чого шлаковози, розташовані під конвертерами, обладнуються під'ємними скребками.

Між рейками шляхів шлаковозів влаштовують приямки, в яких розміщені коробки для прийому сміття.

На підлозі шлакового прольоту встановлюють стенди для шлакових чаш, що розташовують вздовж залізничної колії (один або два) для їх видачі.

У конвертерних цехах з конвертерами ємкістю 100 т і більш використовують шлакові чаші місткістю 16 м³, для конвертерів ємкістю 200 т і більше на шлаковоз, що працює під конвертером, встановлюють по дві чаші місткістю 16 м³ або одну місткістю 30 м³.

При застосуванні чаш місткістю 16 м³ шлаковий проліт обслуговується мостовими кранами вантажопідйомністю 100/20 т, а для 30 м³ – 150/20 т. Кількість кранів визначається продуктивністю цеху і виходом шлаку.

Для спрощення розрахунку слід приймати з урахуванням сміття кількість шлакових чаш, що видаються в шлаковий проліт на планку (В): для конвертера ємкістю до 200 т – одна, для конвертерів ємкістю 300-400 т – дві.

1.4.8 Проліт підготовки сталерозливних ковшів (ковшовий проліт)

Відповідно до правил техніки безпеки сталерозливні ковші слід готувати на спеціалізованих ділянках або прольотах. У сучасних конвертерних цехах передбачають окремі прольоти підготовки ковшів, основне призначення яких – зміна футерування сталерозливних ковшів. Застосовують футерування робочого шару трьох типів: набивну; наливну і цегляну.

Набивне і наливне футерування забезпечують високий рівень механізації робіт, необхідну стійкість і тому краще цегляну, яку виконують вручну в прольоті підготовки ковшів, в якому розмішають:

1. устаткування для ломки футерування ковшів (машину для ломки ударного типу, поворотний стенд, на якому здійснюють ломку і викантовують бій вогнетривів);
2. ями, в яких встановлюють ковші для їх футерування; комплекс устаткування для набивання або організації наливної футерівки ковшів;
3. установки (стенди) для охолодження, сушки і розігрівання футерування ковшів;
4. механізовані стенди для установки і зняття на ковшах затворів шиберного типу.

Шибєрні затвори готують (розбирають, збирають, сушать) в спеціалізованій майстерні. Її можна розташовувати як усередині ковшового прольоту, так і за його межами. Зазвичай її пристроюють до ковшового прольоту з боку конвертерного відділення, що забезпечує механізовану передачу затворів до стендів для їх установки на ківш.

У ковшовому прольоті також прийнято здійснювати зміну футерування чавуновозних заливальних ковшів, для чого використовують ті ж установки, що і для підготовки сталерозливних ковшів. Враховуючи високу стійкість футерування заливальних ковшів (близько 200 наливань), їх футерування зазвичай цегляне.

У ковшовому прольоті також розміщують установки для приготування вогнетривких розчинів і устаткування, що використовують при ремонті конвертерів (домкратний пристрій для знімання днища, телескопічний підйомник для підйому вогнетривів і персоналу в порожнину конвертера).

У цехах, що застосовують донне продування сталі, в ковшовому прольоті зазвичай розташовують комплекс устаткування по підготовці знімних днищ.

При цьому на спеціальних стендах здійснюють зміну донних фурм і футерування днища [1].

1.5 Безперервне розливання сталі

При проектуванні відділень безперервного розливання сталі необхідно вибрати тип машин безперервного лиття заготівль (МБЛЗ), розрахувати число струмків в кожній з них і визначити необхідну для роботи цеху кількість машин.

Початкові дані для розрахунку: об'єм що виплавляється в цеху рідкої сталі, прийняті для її виробництва число конвертерів, маса і цикл плавки сталі, розміри перетину відливних заготовок [1].

1.5.1 Тип МБЛЗ

Тип МБЛЗ вибирають, головним чином, виходячи з сортаменту сталі, що виплавляється, на підставі вимог до якості сталевих заготівлі. При цьому, якщо вигин зливку з рідкою фазою не відіб'ється на якості заготівлі, використовують МБЛЗ із радіусом кривизни або розгином зливку з рідкою фазою в одній точці, інакше – радіальні МБЛЗ. Якщо не можна розігнути навіть затверділий зливочок або криволінійність заготівлі, що формується, несприятливо впливає на кількість і розподіл неметалевих включень, застосовують вертикальні МБЛЗ.

У даній проектній роботі передбачається установка криволінійних МБЛЗ (рисунок 1.3) з вертикальним вигином. Тип кристалізатора – прямолінійний, пластинчатий. Кількість струменів – 2.

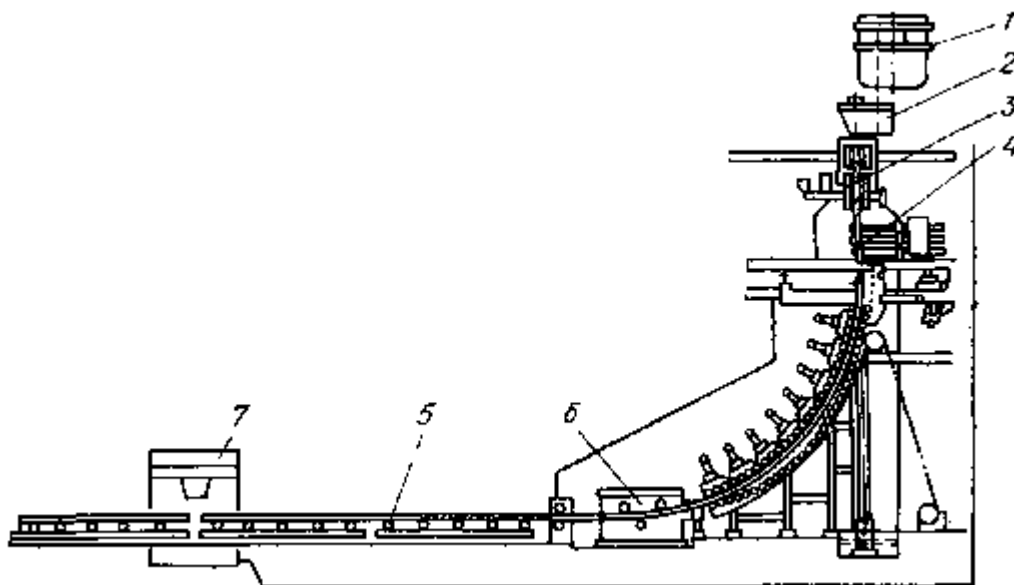


Рисунок 1.3 – Схема криволінійної МБЛЗ

Сталь на МБЛЗ розливається із сталерозливного ковша, що передається від сталеплавильного агрегату. У ковші, як правило, на спеціальних установках сталь доводиться до необхідних температури і хімічного складу.

1.5.2 Планування відділень безперервного розливання сталі. Розміщення МБЛЗ і технологічного устаткування

Відділення безперервного розливання сталі (ВБРС) включає три основні технологічні ділянки: підготовки проміжних ковшів; машин безперервного лиття сталі; складування і відвантаження відлитих злитків. Існує два типи планування (компоновки) відділення: з лінійним розташуванням МБЛЗ і з блоковим – в даному випадку ми вибираємо лінійне розташування.

Лінійне розташування МБЛЗ відрізняється подачею ковшів із сталю до всіх розташованих в одну лінію установок через один так названий роздавальний проліт. При цьому звичайний напрям руху сталевозів до МБЛЗ збігається з напрямом осі установок.

При блоковому розташуванні МБЛЗ кожна машина (або дві) розміщена в індивідуальному розливному прольоті. Осі МБЛЗ при цьому зазвичай розташовані під прямим кутом до напрямку подачі сталевозів з ковшами до установок.

Лінійне планування ВБРС компактніше, має тільки один прольот, обладнаний важкими ливарними кранами, тому їх кількість менше, значно дешевше будівельна частина, у зв'язку з чим лінійне планування переважне.

Розливний проліт

У цьому прольоті розташовані МБЛЗ від кристалізатора до вузла виводу і випрямляння зливу в горизонтальне положення.

На розливному майданчику встановлені візки переміщення проміжних ковшів, пости управління, механізми введення приманки і допоміжне устаткування.

Проміжні ковші передаються зазвичай через центральну зону або через торці прольоту. Довжина прольоту практично відповідає довжині роздавального прольоту, а висота визначається можливістю проїзду допоміжного крану над поворотним стендом МБЛЗ і зазвичай дорівнює висоті роздавального прольоту або на 2...3 м нижче. Ширина прольоту приймається рівною 24... 30 м [1].

Проліт, як правило, обслуговується двома мостовими кранами вантажопід'ємністю 50...100 т (як і в прольоті підготовки проміжних ковшів).

Проліт різання заготівель

У цьому прольоті розміщуються машини різання заготівель.

На вільних площах складається устаткування для проведення ремонту.

Довжина прольоту визначається фронтом розміщення МБЛЗ і відповідає довжині розливного прольоту. Ширина прольоту 30 м.

Слід звернути увагу на те, що ширина трьох прольотів – розливного, різання заготовок і складування – повинна відповідати довжині розміщеної в них МБЛЗ.

Висота прольоту різання може бути різною. Вибираємо 15 м.

Якщо розливний майданчик МБЛЗ у вигляді балкона виходить в проліт (для організації виведення затравки і ін.), кран розташовують на 4 м вище за майданчик [1].

Проліт складування заготовок

Проліт може мати різне призначення:

1. складування на стелажах для охолодження;
2. складування в штабелях для охолодження, зокрема повільного, – для створення певного запасу перед відвантаженням "на сторону" або передачу прокатним цехам підприємства;
3. складування для контролю якості і ліквідації виниклих при розливанні поверхневих дефектів;
4. транспортування заготовок для безупинної передачі в гарячому стані на примикаючий прокатний стан.

Окрім цього, в прольоті проводиться відрізання темплетів з передачею їх в лабораторію.

Для проведення вказаних робіт в прольоті встановлюють потрібне устаткування. Залежно від об'єму робіт і необхідних площ можуть будуватися декілька складських прольотів [1].

1.6 Позапічна обробка рідкої сталі

Позапічна обробка сталі — обов'язкова складова частина технології сучасного сталеплавильного цеху. Мета обробки:

1. отримати сталі необхідної підвищеної якості із заданими службовими властивостями;
2. забезпечити високопродуктивну і стабільну роботу сталеплавильних агрегатів за рахунок винесення частини операцій по виплавці сталі в позапічні агрегати;
3. підготувати рідку сталь до подальших етапів її використання і насамперед до безперервного розливання.

Позапічну обробку сталі проводять, як правило, в сталерозливному ковші [3].

1.6.1 Основні типи установок позапічної обробки сталі

1.6.1.1 Установки для вакуумування сталі

Вживані типи установок вакуумування сталі: ковшеві; порційні; циркуляційні; суміщені з розливанням сталі.

1.6.1.2 Установки доведення сталі в ковші

Як правило, застосовують комплексні установки доведення металу в ковші (УКДС), що поєднують при необхідності декілька пристроїв, що забезпечують проведення різних технологічних операцій по доведенню сталі по температурі і хімічному складу (пристрій для продування сталі нейтральним газом, введення добавок феросплавів, добавок металу, що охолоджують, десульфуруючих і модифікуючих порошків, що коректують). УКДС може поєднуватися з підігрівом електродуги сталі і ковшовим вакууматором [3].

1.6.2 Розміщення установок позапічної обробки рідкої сталі

Установки позапічної обробки сталі, як правило, розташовують в спеціалізованих прольотах, в які ковші з металом передаються від конвертерів сталевозом.

Установки доведення сталі при проведенні всього комплексу заходів в циклі плавки розташовують над шляхами сталевозів. Це виключає додаткову перестановку ковшів з металом. Якщо цикл обробки сталі на УКДС перевищує цикл плавки установку розташовують на самостійних шляхах. Проте при цьому на шляхах сталевозів конвертерів розміщують установки із зменшеним об'ємом обробки для сортаменту сталей, що не вимагає комплексного доведення [1].

2 РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ КОНВЕРТЕРУ

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

2.1 Розрахунок основних параметрів конвертера

Схема конвертера та його основні розміри показані на рисунку 2.1.

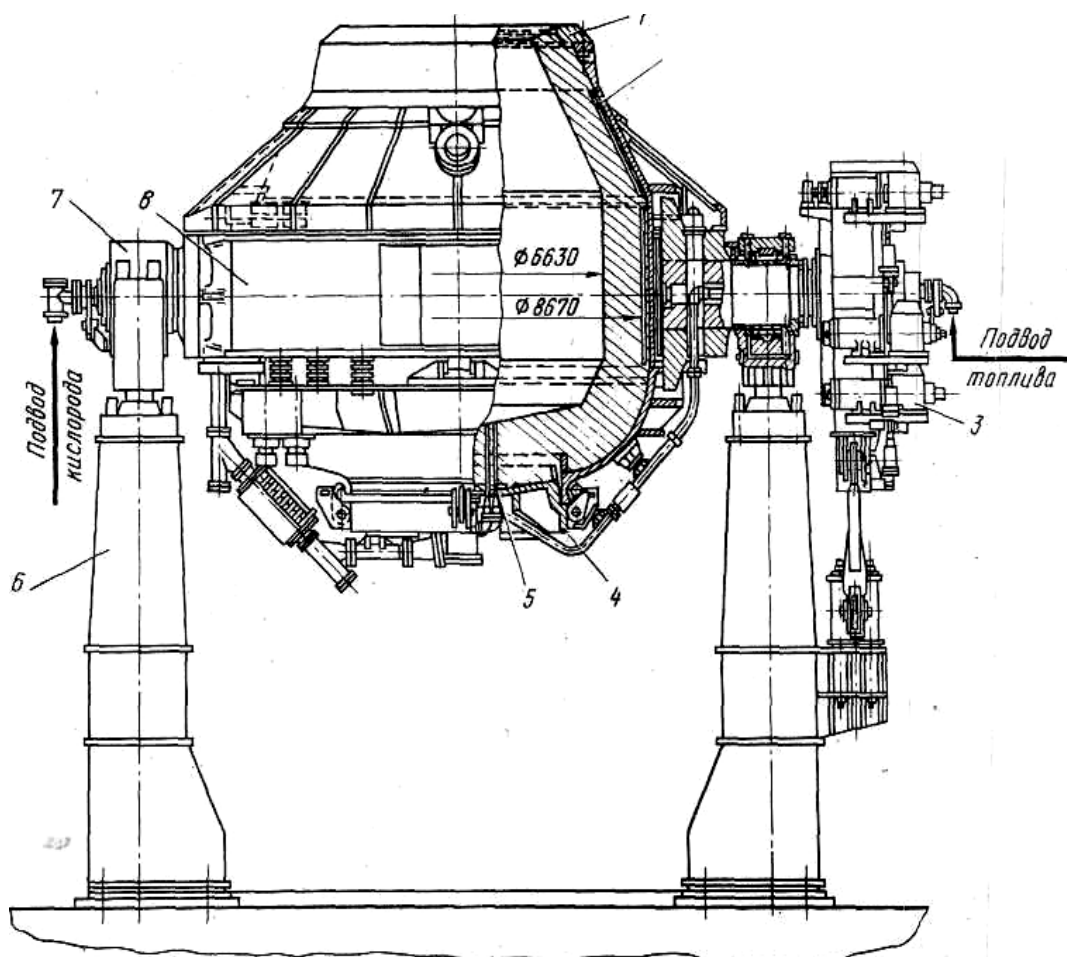


Рисунок 2.1 – Схема конвертера

Основними параметрами конвертера є глибина ванни, діаметр ванни, висота робочого простору, діаметр горловини, всі ці параметри ми розраховуємо на підставі статистичних моделей для конвертеру [4].

2.2 Розрахунок ванни конвертерів

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

$$g'_{o_2} = 3,8k_z^{-3}G^{0,75}, \text{ м}^3/\text{хв.}, 1 \text{ сопло}, \quad (2.1)$$

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

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

$$g'_{o_2} = 0,38 * (0,35)^{-3} * (250)^{0,75} = 453 \left(\frac{\text{м}^3}{\text{хв}} \right).$$

Розраховуємо число сопел у фурмі. Кількість сопел у фурмі дорівнюється цілому числу n :

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

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

Фактичні витрати кисню на одне сопло фурми складають:

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

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

Мінімальний кут нахилу сопла до вертикалі складає:

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

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

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

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

або

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

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

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

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

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

Інше вирішання цього рівняння не має фізичного змісту, тому його не розраховуємо, а просто відкидаємо.

Використовуючи статистичну модель знаходимо глибину ванни конвертеру:

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

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

Тому D_B розраховуємо по формулі:

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

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

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

А об'єм ванни конвертеру складає по формулі 2.7:

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

2.3 Визначення висоти робочого простору конвертера

Умовний вільний об'єм конвертера (понад рівнем ванни) і його висота визначаються інтенсивністю продувки на одне сопло, складом та кількістю шлаку, умовами його спінювання. Аналітичні розрахунки зростання об'єму рідкої шлакометалевої ванни практично неможливі. Статистичні моделі встановлюють зв'язки поміж висотою робочого простору та глибиною ванни, засобом підвода кисню [4].

Розрахунки висоти робочого простору слід вести для комбінованої продувки за рівнянням

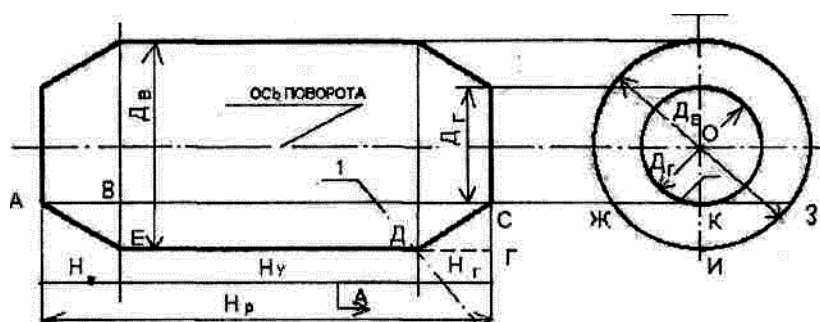
$$\frac{H_p}{H_B} = 5,39 \pm 0,16(\text{м}) \quad (2.11)$$

Звідки отримуємо

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

2.4 Визначення діаметра горловини конвертера

Конструктивно максимальний діаметр горловини визначається умовами випуску сталі, що видно з рисунку 2.2.



1 – рівень рідкої ванни

Рисунок 2.2 – Положення конвертера при випуску сталі

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

Об'єм рідкої ванни наприкінці плавки складає (рисунок 1.7 АВСДЕ)

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

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

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

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

Прийняв форму рідкої ванни, як переріз циліндра (рис 1.7 ВСГДЕ) довжиною $H_p - H_B$, визначимо площину сегменту ЖКЗИ (рисунок 1.7 А-А)

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

З рисунку 2.2 видно, що $\text{КИ} = 0,5(D_B - D_\Gamma)$, а $\text{ЖЗ} = 2 \left[\left(\frac{D_B}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_\Gamma}{2} \right)^2 \right]^{1/2}$.

Звідки маємо:

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

де $x = D_\Gamma / D_B$.

Рівняння (2.15) відносно x вирішується графічним методом, або чисельним методом на ЕОМ [4].

Діаметр горловини приймається по статистичним моделям

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

Тобто

$$D_\Gamma = 0,5 * 5,5 = 2,75 (\text{м}).$$

2.5 Визначення висоти шоломової частини конвертера

Висота шоломової частини конвертера визначається за умов будівельної стійкості футеровки та одержання максимального об'єму робочого простору

конвертера. Допустимий кут схилу футеровки до вертикалі складає 25-30°. Перевищення його веде до руйнування кладки, а зменшення – до зниження робочого простору конвертера та висоти циліндричної частини, де розміщується опорне кільце конвертера [5].

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

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

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

2.6 Діаметр сталевипускного отвору

Сталевипускний отвір розміщується перпендикулярно до корпусу конвертера у циліндричній або шоломовій конічній частині. Ось отвору розміщується у площині, перпендикулярній осі повороту конвертера і знаходиться на стику циліндричної та шоломової частин футеровки [4].

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

Діаметр отвору розраховується по наступній формулі:

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

де $D_{пр}$ – приведений діаметр дзеркала ванни (рисунок 1.7);

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

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

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

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

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

2.7 Об'єм робочого простору конвертерів

Висота циліндричної частини конвертера

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

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

Об'єм циліндричної частини

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

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

Об'єм шоломової частини

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

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

Об'єм робочого простору конвертера

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

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

Питомий об'єм конвертеру

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

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

2.8 Футеровка конвертера

Футеровка конвертера має арматурний та робочий шар. Іноді поміж ними розміщують шар вогнетривкої маси завтовшки 50-60 мм. Арматурний шар виготовляється з магнезитової або хромомagneзитової нормальної цегли, яка встановлюється на ребро до площини кладки в один або у два ряди. Таким чином

арматурний шар футеровки має розміри 115 або 230 мм. Арматурний шар розміщується у циліндричній частині конвертера. Для конвертерів $G > 250$ т у шоломовій частині також може бути арматурний шар.

Робочий шар викладають з магнезійних або доломітових вогнетривів, цеглою розміром $75 \times 150 \times (300, 360, 420)$ мм або блоками $125 \times 125 \times (300, 360, 420)$ мм).

У суцільний час робочий шар викладається блоками з плавленого переклазу довжиною 700...1000 мм. Товщина футеровки у циліндричній частині обчислюється [2]:

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

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

Це значення є орієнтиром для проектування футеровки з урахуванням товщини арматурного шару та типорозмірів цеглин або блоків.

Товщина футеровки у шоломовій частині конвертера на 115-150 мм менш, а у днища на 150-500 мм більш, ніж у циліндричній частині.

2.9 Корпус конвертера

Корпус конвертера виготовляється зварним із вальцьованих листів низьколегової нестаріючої сталі. Корпус різнотовщинний. Максимальна товщина листів у циліндричній або тороїдальній донній частинах, де він скріплюється з опорним кільцем.

Товщина листів корпусу у шоломовій частині та днищі у 1,2-1,5 разів менш. Орієнтовно товщину корпусу у циліндричній частині можна розрахувати [5]

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

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

2.10 Розрахунки кисневої фурми

Розрахунки фурми виконують з метою :

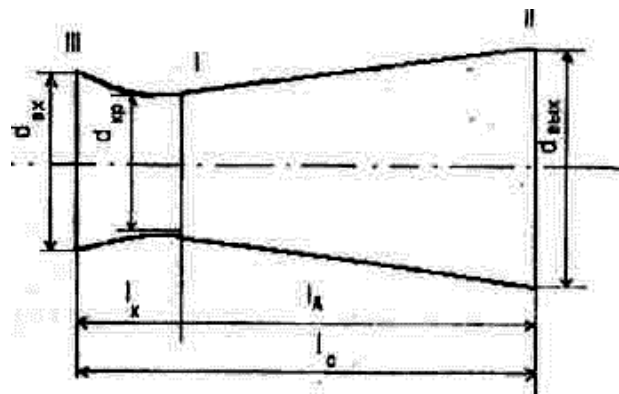
- визначення числа сопел та їх розмірів, які забезпечують задані витрати кисню;
- визначення витрат води на охолодження фурми і на базі цього – вибір труб для виготовлення фурми.

2.11 Розрахунки сопла Лавалю та параметрів кисневого струму

Вихідні дані:

садка конвертера G, т	=250;
інтенсивність продувки i_{O_2} , м ³ /хв.	=1200;
тиск кисню перед соплом P_0 , МПа	=1,2;
тиск за соплом $P_{вих}$, МПа	=0,106;
температура кисню t, °С	=25.

Необхідно визначити: конструктивні розміри сопла (рисунок 2.3) та параметри кисневого струму на перерізі сопла. Схема сопла Лавалю показана на рисунку 2.3.



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

Рисунок 2.3 – Схема сопла Лавалю

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

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

де ρ_i , V_i , f_i – відповідно густина, швидкість кисню, будь-який переріз сопла, кг/м³, м/с, м².

$$\rho_{O_2} = \frac{P_n M}{RT_0} - \text{густина}_{\text{кисню}} \left(\frac{кг}{м^3} \right) \quad (2.27)$$

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

Тоді

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

Для критичного перерізу сопла маємо:

Швидкість

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

Температуру

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

Тиск

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

Густина

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

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

Тоді

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Для вихідного сопла маємо:

Швидкість

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

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

Температуру

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

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

Густина

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

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

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

Обчислюємо площу та діаметр вихідного перерізу сопла:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Кут розкриття дифузора складає $\alpha_{\text{д}} = 8 \dots 12^\circ$. Довжина дифузора

$$l_{\text{д}} = (d_{\text{вих}} - d_{\text{кр}}) / 2 \text{tg} \frac{\alpha_{\text{д}}}{2} \quad (2.41)$$

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

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

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

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

Довжина сопла дорівнює

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

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

Характерні розміри сопла Лавалю: довжина дифузору і конфузору 57 та 13,5 см відповідно. Кути розкриття дифузору і конфузору 10 та 26 градусів відповідно. Загальна довжина сопла 70.5 см. Критичний діаметр 19 мм.

3 РОЗРАХУНКИ МАТЕРІАЛЬНОГО Й ТЕПЛООВОГО БАЛАНСІВ КИСНЕВО-КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ

3.1 Розрахунки матеріального балансу

Плавка ведеться в один прийом, без випуску проміжного шлаку. Розрахунки проводяться на 100 кг металеві шихти.

Склад металеві шихти

Таблиця 3.1 – Хімічний склад металеві частини шихти, %

<i>Матеріал</i>	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Чавун	4,54	0,78	0,48	0,06	0,04
Скрап	0,28	0,30	0,40	0,05	0,04

Склад неметалічної частини шихти й футеровки

Таблиця 3.2 – Хімічний склад неметалічної частини шихти, %

Матеріал	<i>SiO₂</i>	<i>Fe₂O₃</i>	<i>Al₂O₃</i>	<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>Cr₂O₃</i>	<i>CaF₂</i>	<i>CO₂</i>	<i>H₂O</i>
Вапно	2,0	-	2,0	86,0	2,0	-	-	6,0	2,0
Плавииковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	6,0	0,5
Футеровка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

Склад готові сталі Ст5сп

Таблиця 3.3 – Хімічний склад готові сталі Ст5сп, %

<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>N₂</i>	<i>Cr</i>	<i>Ni</i>	<i>Cu</i>	<i>As</i>
0,28-0,37	0,15-0,35	0,5-0,8	0,04	0,05	0,008	0,30	0,30	0,30	0,08

За умови переробки 78% чавуну й 22% скрапу металеві частиною вноситься, кг.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад металеві шихти, кг

Матеріал	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Чавун	3,54	0,61	0,37	0,047	0,031
Скрап	0,062	0,066	0,088	0,011	0,009
Усього	3,60	0,68	0,46	0,058	0,040

Розрахуємо кількість і склад шлаків, використовуючи дані отримані на практиці.

Приймаємо, що зношування футеровки становить 0,3% від маси металеві частини шихти, витрата CaF₂ також складе 0,3%, а також з металеві частини шихти в шлаки перейде: 100% – Si; 80% – Mn; 90% – P; 50% – S

Приймаємо, що з неметалічної частини шихти, у шлаки перейдуть усі оксиди, за винятком вуглекислоти

Визначимо витрату вапна.

Відповідно до вимог десульфурації та дефосфорації, основність шлаків (CaO/SiO_2) повинна бути від 2,5 до 3,5. Приймаємо основність рівним 3 здатність вапна, що тоді флюсує, складе

$$0,86 - (0,02 \cdot 3) = 0,80 \text{ кг CaO вапна}$$

Шихтою й футеровкою вноситься кремнезему в шлаки, у кг

а) металевою частиною шихти

$$0,68 \cdot \frac{60}{28} = 1,4571 \text{ кг}$$

б) футеровкою

$$0,05 \cdot 0,3 = 0,015 \text{ кг}$$

в) плавиковим шпатом

$$0,05 \cdot 0,3 = 0,015 \text{ кг}$$

Усього буде внесено кремнезему

$$1,4571 + 0,015 + 0,015 = 1,4871 \text{ кг}$$

Для одержання заданої основності, необхідно оксиду кальцію, у кг

$$1,4871 \cdot 3,0 = 4,4613 \text{ кг}$$

Вноситься оксиду кальцію, у кг

а) плавиковим шпатом

$$0,3 \cdot 0,8 = 0,024 \text{ кг}$$

б) футеровкою

$$0,3 \cdot 0,02 = 0,006 \text{ кг}$$

За винятком оксиду кальцію внесеного плавиковим шпатом і футеровкою буде потрібно вапна, у кг

$$\frac{4,4613 - 0,024 - 0,006}{0,8} = 5,5391 \text{ кг}$$

Визначаємо складові шлаків

Вноситься кремнезему вапном, у кг

$$5,5391 \cdot 0,02 = 0,1108 \text{ кг}$$

Вноситься оксиду кальцію вапном, у кг

$$5,5391 \cdot 0,86 = 4,7636 \text{ кг}$$

Вноситься оксиду магнею, у кг

а) вапном

$$5,5391 \cdot 0,02 = 0,1108 \text{ кг}$$

б) футеровкою

$$0,3 \cdot 0,7 = 0,21 \text{ кг}$$

Вноситься глинозему, у кг

а) вапном

$$5,5391 \cdot 0,02 = 0,1108 \text{ кг}$$

б) плавиковим шпатом

$$0,3 \cdot 0,01 = 0,003 \text{ кг}$$

в) футеровкою

$$0,3 \cdot 0,03 = 0,009 \text{ кг}$$

Вноситься оксидів хрому футеровкою, у кг

$$0,3 \cdot 0,12 = 0,036 \text{ кг}$$

Вноситься оксидів марганцю металевою частиною, у кг

$$0,46 \cdot 0,8 \frac{71}{55} = 0,4751 \text{ кг}$$

Вноситься оксидів фосфору металевою частиною, у кг

$$0,058 \cdot 0,9 \frac{142}{62} = 0,1196 \text{ кг}$$

Вноситься оксидів заліза футеровкою, у кг

$$0,3 \cdot 0,08 = 0,024 \text{ кг}$$

Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, у кг

$$0,3 \cdot 0,795 = 0,2385 \text{ кг}$$

Складові шлаків, у кг.

Маса оксидів шлаків (без оксидів заліза) за даними таблиці 3.5, становить 7,7483 кг.

Таблиця 3.5 – Хімічний склад шлаків

Джерела шлаків	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	CaF_2	Усього
Металева шихта	1,4571	-	-	-	-	0,02	0,4751	0,1196	-	-	2,0718
Вапно	0,1108	4,7636	0,1108	0,1108	-	-	-	-	-	-	5,096
Плавикий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,2385	0,2805
Футеровка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-	-	-	0,024	-	0,3
Усього	1,5979	4,7936	0,3208	0,1228	0,036	0,02	0,4751	0,1196	0,024	0,2385	7,7483

Виходячи із практичних даних приймаємо наступні утримуючі оксиди заліза в шлаках:

$$(Fe_2O_3) - 4\%; (FeO) - 12\%$$

Отже, маса шлаків без оксидів заліза становить

$$100 - 4 - 12 = 84\%,$$

тоді маса всіх шлаків,

у тому числі оксидів заліза

$$9,2242 - 7,7483 = 1,4759 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 = 1,4759 / 4 = 0,369 \text{ кг}$$

$$FeO = 1,1069 \text{ кг}$$

Приймаємо, що кількість заліза, що залишилося в шлаках у вигляді корольків, втрати з викидами, і вигар заліза складе $3\% = 3 \text{ кг}$

Витрачається заліза на вигар з утвором оксидів

$$Fe_{Fe_2O_3} = (0,369 - 0,024) \frac{112}{160} = 0,2415 \text{ кг}$$

$$Fe_{FeO} = 1,1069 \cdot \frac{56}{72} = 0,8609 \text{ кг}$$

Втрати заліза у вигляді корольків і викидів, у кг

$$3,0 - 0,2415 - 0,8609 = 1,8976 \text{ кг}$$

Вихід рідкої сталі при кількості 0,33 кг вуглецю, і за винятком вигару елементів складе, у кг

$$100 - [(3,6 - 0,33) + 0,68 + 0,46 \cdot 0,8 + 0,058 \cdot 0,9 + 0,04 \cdot 0,5 + 3,0] = 92,6098 \text{ кг}$$

Визначаємо кількість домішок, що залишилися в металі, кг

Вуглець – 0,33 кг

Кремній – сліди

Марганець – 0,092 кг

Фосфор – 0,0058 кг

Сірка – 0,02 кг

Склад металу

Таблиця 3.6 – Хімічний склад металу

<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
0,3563	сліди	0,0993	0,0063	0,0216

На підставі практичних даних приймаємо, що:

10% вуглецю окислиться до CO₂ і 90% до CO

вигорить C $3,60 - 0,33 = 3,27$ кг

окислиться до CO₂ $3,27 \cdot 0,1 = 0,3271$ кг

окислиться до CO $3,27 \cdot 0,9 = 2,943$ кг

утворюється CO₂ $0,327 \cdot \frac{44}{12} = 1,199$ кг

утворюється CO $2,943 \cdot \frac{28}{12} = 6,867$ кг

Визначаємо кількість дуття

Буде потрібно кисню, на окиснення заліза до утворення, кг

$$O_{2Fe_2O_3} = (0,369 - 0,024) \cdot \frac{48}{160} = 0,1035 \text{ кг}$$

$$O_{2FeO} = 1,1069 \cdot \frac{16}{72} = 0,2460 \text{ кг}$$

Буде потрібно кисню, на окиснення домішок, кг

вуглецю до CO₂ $1,199 \cdot 32/44 = 0,872$ кг

вуглецю до CO $6,867 \cdot 16/28 = 3,9257$ кг

марганцю до MnO $0,4751 \cdot 16/71 = 0,1071$ кг

кремнію до SiO₂ $1,4571 \cdot 32/60 = 0,7771$ кг

фосфору до P₂O₅ $0,1196 \cdot 80/142 = 0,0674$ кг

Усього буде потрібно кисню на окиснення заліза й домішок,

$$0,1035 + 0,2246 + 0,872 + 3,9257 + 0,1071 + 0,7771 + 0,0674 = 6,0988 \text{ кг}$$

Буде потрібно технічного кисню при 95% його засвоєнні

$$6,0988 / 0,95 = 6,4198 \text{ кг}$$

Буде потрібно дуття при чистоті кисню 99,5%, кг

$$6,4198 / 0,995 = 6,4521 \text{ кг}$$

Визначаємо склад і кількість газу, що відходить

Отримане CO_2

від горіння вуглецю 1,199 кг

з вапна $5,5391 \cdot 0,06 = 0,3323 \text{ кг}$

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

усього CO_2 $1,199 + 0,3323 + 0,018 = 1,5493 \text{ кг}$ або

$$1,5493 \cdot 22,4/44 = 0,7887 \text{ м}^3$$

Утворюється парів води з вологи шихти:

$$5,5391 \cdot 0,02 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,1123 \text{ кг}$$
 або $0,1123 \cdot 22,4/18 = 0,1398 \text{ м}^3$

Утворюється азоту з дуття:

$$6,4521 \cdot 0,005 = 0,0323 \text{ кг}$$
 або $0,0323 \cdot 22,4/28 = 0,0258 \text{ м}^3$

Кількість кисню, що залишився, дуття:

$$6,4521 - 0,0323 - 6,0988 = 0,2814 \text{ кг}$$
 або $0,2814 \cdot 22,4/32 = 0,197 \text{ м}^3$

Кількість і склад газу

Таблиця 3.7 – Кількість і склад газів, що відходять

<i>Складові газу</i>	<i>кг</i>	<i>м³</i>	<i>%</i>
<i>CO₂</i>	1,5493	0,7887	17,4622
<i>CO</i>	6,897	4,8279	77,7363
<i>H₂O</i>	0,1123	0,1398	1,2657
<i>N₂</i>	0,0323	0,0258	0,3641
<i>O₂</i>	0,2814	0,197	3,1717
<i>Усього</i>	8,8723	5,9792	100

Матеріальний баланс плавки

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс плавки

<i>Надійшло</i>	<i>кг</i>	<i>Отримане</i>	<i>кг</i>
Чавуну й лома	100	Металу	92,1744
Вапна	5,5391	Шлаків	9,5513
Плавикового шпату	0,3	Газів, що відходять	8,8723
Зруйнованої футеровки	0,3	Заліза, корольков і викидів	1,8976
Дуття	6,4521		
<i>Усього</i>	112,5912	<i>Усього</i>	112,6039

$$\xi = \frac{112,5912 - 112,6039}{112,5912} \cdot 100\% = -0,01\%$$

Розкислення сталі

Склад сталі перед розкисненням

Таблиця 3.9 – Хімічний склад сталі перед розкисненням

<i>Показники</i>	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Вага, кг	0,33	-	0,092	0,0058	0,02
Склад, %	0,3563	-	0,0993	0,0063	0,0216

Приймаємо, що в готовій сталі повинне міститися 0,25% Si; 0,65%Mn.

Розкислення металу робимо феросиліцієм і феромарганцем у ковші при зливці металу

Таблиця 3.10 – Хімічний склад розкислювачів, %

<i>Марки феросплавів</i>	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Феросиліцій 45	0,10	45,00	0,40	0,05	0,04
Феромарганець Mn1	1,00	2,00	80,00	0,30	0,03

Для одержання сталі заданого складу необхідно внести 0,25% Si й 0,5507%Mn

Приймаючи по даним практики вигар феросплавів рівним 20%, визначаємо необхідну їхню кількість, кг

$$\text{феросиліцію } 0,25 \cdot 92,6098/100 \cdot 0,8 \cdot 0,45 = 0,6431 \text{ кг}$$

$$\text{феромарганцю } 0,5507 \cdot 92,6098/100 \cdot 0,8 \cdot 0,8 = 0,7969 \text{ кг}$$

Вага сталі після розкислення, кг

$$0,6431 + 0,7969 + 92,6098 = 94,0498 \text{ кг}$$

Перейде в метал, кг

$$\text{вуглецю } 0,6431 \cdot 0,8 \cdot 0,001 + 0,7969 \cdot 0,8 \cdot 0,01 = 0,0069 \text{ кг}$$

$$\text{кремнію } 0,6431 \cdot 0,8 \cdot 0,45 + 0,7969 \cdot 0,8 \cdot 0,02 = 0,2443 \text{ кг}$$

$$\text{марганцю } 0,6431 \cdot 0,8 \cdot 0,004 + 0,7969 \cdot 0,8 \cdot 0,8 = 0,5121 \text{ кг}$$

Кількість марганцю в сталі, кг

$$0,092 + 0,5121 = 0,6041 \text{ кг}$$

Кількість вуглецю в сталі, кг

$$0,33 + 0,0069 = 0,3369 \text{ кг}$$

Переходом сірки й фосфору в метал у зв'язку з їхніми незначними кількостями зневажаємо.

Склад готової сталі

Таблиця 3.11 – Хімічний склад готової сталі після розкислення

<i>Показники</i>	<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>P</i>	<i>S</i>	<i>Інші</i>	<i>Fe</i>	<i>Сума</i>
Вага, кг	0,3369	0,2443	0,6041	0,0058	0,02	0,98	91,8587	94,0498
Склад, %	0,358	0,263	0,642	0,006	0,021	1,04	97,67	100

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ДСТ для марки Ст5сп.

3.2 Розрахунок теплового балансу

Прихід тепла

Фізичне тепло чавуну при 1350°C

$$Q_1 = (0,178 \cdot 1200 + 52 + 0,2 \cdot (1350 - 1200)) \cdot 78 = 23056,8 \text{ ккал (96515,78 кДж)}$$

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

1200 – $T_{пл}$ чавуну, °C

52 – теплота плавлення чавуну, ккал/кг

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

Тепло екзотермічних реакцій окиснення домішок

$$C \rightarrow CO_2 \quad 8137 \cdot 0,327 = 2660,8 \text{ ккал}$$

$$C \rightarrow CO \quad 2498 \cdot 2,943 = 7351,614 \text{ ккал}$$

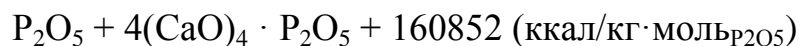
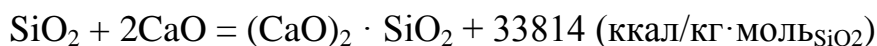
$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 7423 \cdot 0,68 = 5047,64 \text{ ккал}$$

$$Mn \rightarrow MnO_2 \quad 1758 \cdot 0,46 \cdot 0,8 = 646,944 \text{ ккал}$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 5968 \cdot 0,058 \cdot 0,9 = 311,5296 \text{ ккал}$$

$$Q_2 = 16018,5276 \text{ ккал (67053,5565 кДж)}$$

Виділиться тепло по реакціях утворення силікатів кальцію з умови, що всі оксиди кремнію й фосфору пов'язані з оксидом кальцію



$$Q_3 = \left(33814 \cdot \frac{1,5979}{60} + 160852 \cdot \frac{0,1196}{142} \right) = 1036 \text{ ккал} \quad (4336,67 \text{ кДж})$$

Витрата тепла

Фізичне тепло сталі

$$Q'_1 = (0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot (1620 - 1500)) \cdot 92,6092 = 31440,8234 \text{ ккал} \quad (131611,29 \text{ кДж})$$

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

1500 – $T_{\text{пл}}$ сталі, °С

65 – теплота плавлення сталі, ккал/кг

0,20 – теплоємність рідкої сталі, ккал/кг·град

1620 – температура рідкої сталі на випуску, °С

Фізичне тепло шлаків визначаємо з умови, що температура шлаків дорівнює температурі металу 1620 °С

$$Q'_2 = (0,298 \cdot 1620 + 50) \cdot 9,2242 = 4914,2848 \text{ ккал} \quad (20152,6 \text{ кДж})$$

Приймаємо, що температура газів, що відходять, рівна 1450 °С, тоді газів віднесуть тепла

$$\text{CO}_2 \quad 814 \cdot 0,7887 = 642 \text{ ккал}$$

$$\text{CO} \quad 506 \cdot 4,8279 = 2442,9174 \text{ ккал}$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 632 \cdot 0,1398 = 88,3536 \text{ ккал}$$

$$\text{O}_2 \quad 528 \cdot 0,1970 = 104,016 \text{ ккал}$$

$$\text{N}_2 \quad 499 \cdot 0,0258 = 12,8742 \text{ ккал}$$

$$Q'_3 = 3290,16 \text{ ккал} \quad (15447,02 \text{ кДж})$$

Тепло, що губиться з корольками заліза й викидами

$$Q'_4 = 1,8676 \cdot 1620 \cdot 0,2 = 605,1 \text{ ккал} \quad (2533 \text{ кДж})$$

Тепловий баланс

Таблиця 3.12 – Тепловий баланс

<i>Прихід тепла</i>				<i>Витрата тепла</i>			
Найменування статті	<i>ккал</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>	Найменування статті	<i>ккал</i>	<i>кДж</i>	<i>%</i>
Фізичне тепло чавуну	23056,8	96515,78	57,28	Фізичне тепло сталі	31440,82	131611,29	78,11
Окиснення домішок	16018,53	67053,56	39,8	Втрати зі шлаками	4914,28	20152,6	12,22
Шлакоутворення	1036	4336,67	2,57	Втрати з газами	3290,16	15447,01	8,17
				Втрати з корольками	605,1	2533	1,5
Додаткове тепло (кокс)	139,03	1837,89	0,35				
<i>Усього</i>	<i>40250,36</i>	<i>169743,9</i>	<i>100,00</i>	<i>Усього</i>	<i>40250,36</i>	<i>169743,9</i>	<i>100,00</i>

Прихід тепла становить 139,03 ккал. Для компенсації тепла необхідно додати додатковий кокс. Теплота горіння коксу (фракції 25 – 10 мм) 7665 ккал/кг. $139,03 / 7665 = 0,018$ кг коксу на 100 кг металеві шихти. На повний обсяг $0,018 \cdot 10 \cdot 160 = 28,8$ кг.

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

4.1 Загальна характеристика та призначення сталі марки Ст5сп

Таблиця 4.1 – Загальні відомості сталі марки Ст5сп

Марка	Сталь Ст5сп
Класифікація	Сталь конструкційна вуглецева звичайної якості
Можливі позначення в літературі	Сталь 5сп; Ст.5сп; 5СП; 5сп; сталь ВСт5сп; ст.ВСт5сп; ВСт5сп

Призначення

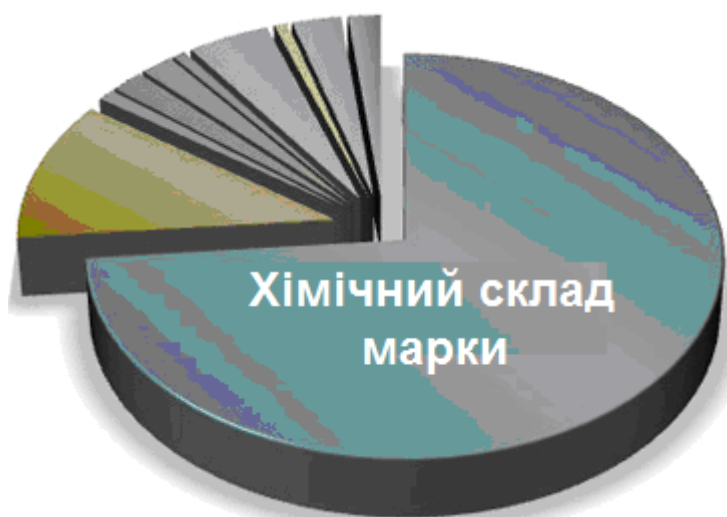
Сталь Ст5сп застосовується: для виготовлення деталей клепаних конструкцій, болтів, гайок, ручок, тяг, втулок, ходових валиків, клинів, цапф, важелів, упорів, штирів, пальців, стрижнів, зірочок, трубчастих грат, фланців і інших деталей, що працюють в інтервалі температур від 0 ° С до +425 ° С; поковок внесенням до 800 мм. класів міцності КП 175, КП 195; поковок внесенням до 300 мм. класу міцності КП 215; поковок внесенням до 100 мм. класу міцності КП 245; гарячекатаного С-образного профілю для сільськогосподарських машин; ножів землерийних машин (бульдозерів, скреперів, грейдерів і автогрейдерів, а також для ножів бульдозерного і грейдерного обладнання екскаваторів, котків і інших землерийних машин); рейок двоголових, таврових і типу Р5 , призначених для наземних і підвісних шляхів.

Примітка

Ступінь розкислення - сп.

Хімічний склад у % сталі Ст5сп

C	0,28 - 0,37
Si	0,15 - 0,35
Mn	0,5 - 0,8
Ni	до 0,3
S	до 0,05
P	до 0,04
Cr	до 0,3
Cu	до 0,3
As	до 0,08
Fe	~97



4.2 Основні хімічні реакції при плавленні сталі в конвертері

Оскільки сталь отримують зазвичай з чавуну і брухту в результаті окислення і видалення домішок (кремнію, марганцю, фосфору та ін). Особливе значення в сталеплавильній практиці мають реакції окислення. Кисень для протікання цих реакцій надходить або з атмосфери, або із залізної руди, або з інших окислювачів, або при продувці ванни газоподібним киснем

При розгляді технології конвертерної плавки необхідно враховувати два безперервно і одночасно протікаючих процеси: інтенсивну подачу кисню (окислювальна атмосфера в зоні реакції) і шлакоутворення (утворення шару шлаку, поступове підвищення його основності і збільшення маси шлаку по ходу продувки). Процес плавки в кисневому конвертері іноді умовно поділяють на два періоди: перший, коли концентрації домішок (C, Si, Mn) досить високі; другий, коли у ванні майже не залишилося домішок і інтенсивно окислюється залізо (рис. 4.1).

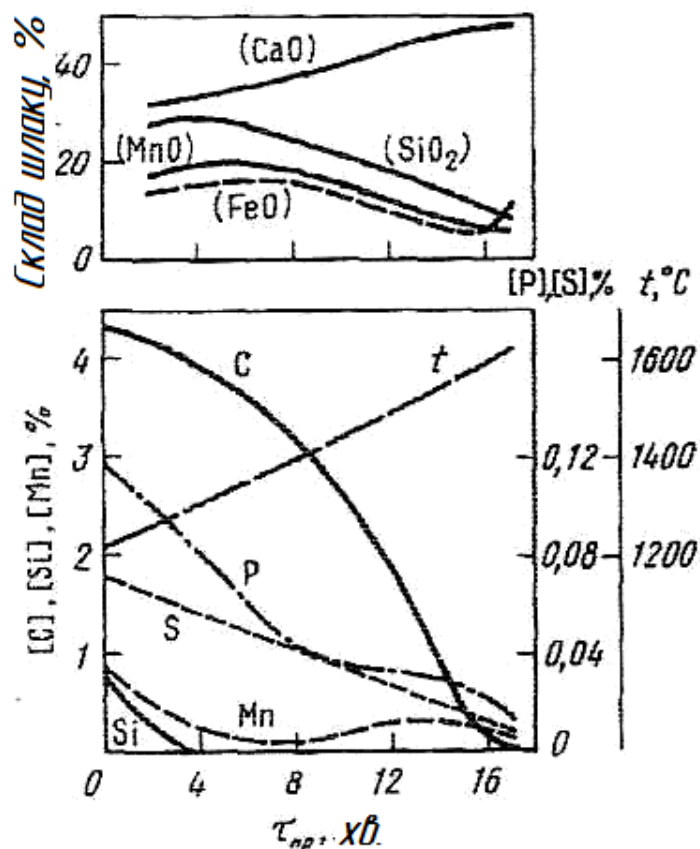
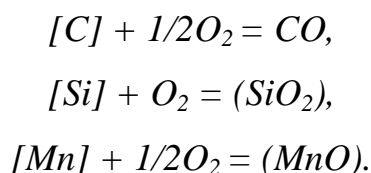


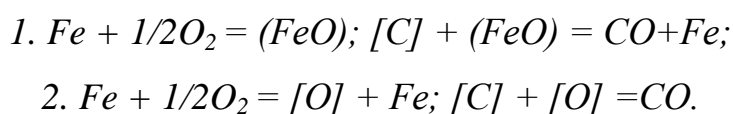
Рисунок 4.1 – Зміна складу металу і шлаку по ходу плавки в кисневому конвертері

Під час першого періоду інтенсивність (швидкість) окислення домішок визначається інтенсивністю подачі кисню (тобто лімітується зовнішнім масопереносом). Чим більше інтенсивність продувки, тим вище швидкість окислення домішок [1].

Окислення домішок рідкого металу - вуглецю, кремнію і марганцю, можна представити наступними реакціями:

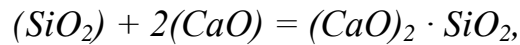


Проте в результаті безпосередньої взаємодії з газоподібним киснем окислюється лише незначна частина домішок. Окислення здебільшого домішок протікає за двохстадійною схемою: спочатку в підфурменній зоні контакту кисневої струменя з металом окислюється залізо: $Fe + 1/2O_2 = FeO$ (його окислення пояснюється тим, що концентрація заліза в кілька десятків разів вище концентрації інших елементів, тому з киснем насамперед контактують атоми заліза); утворений FeO розчиняється частково в металі: $FeO \rightarrow [O] + Fe$ і частково в шлаку: $FeO \rightarrow (FeO)$. Потім протікає друга стадія - окислення вуглецю, кремнію, марганцю, киснем, розчиненим у металі [O] і шлаку (FeO). Відповідно окислення, наприклад, вуглецю йде за наступними схемами:



Таким чином, для продувки в конвертері характерне пряме окислення заліза в зоні контакту кисневого струменя з металом (в «первинній підфурменній зоні») і окислення інших складових металу в результаті вторинних реакцій на кордоні з первинною реакційною зоною і в іншому обсязі ванни [4].

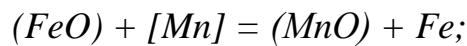
Окислення кремнію, що володіє високою хімічною спорідненістю до кисню, відбувається інтенсивно вперше хвилини продувки. Кремнезем взаємодіє з CaO, утворюючи силікати:



$$K = a_{(CaO)_2 \cdot SiO_2} / a_{(SiO_2)} \cdot a_{(CaO)}^2.$$

В основному шлаку активність CaO велика, тому в міру підвищення основності значення $a_{(SiO_2)}$ стає мізерно малим і кремній окислюється в перші ж хвилини продувки практично повністю.

Окислення марганцю призводить до утворення основного оксиду MnO, однак більш слабкого, ніж інший основний оксид CaO. В результаті зв'язку CaO з кислотними оксидами SiO₂ і P₂O₅ сильніше, ніж зв'язки MnO з цими оксидами. У зв'язку з цим активність (MnO) по ходу плавки залишається помітною величиною і вміст марганцю в металі визначається константою рівноваги реакцій:



$$K = a_{(MnO)} / a_{(FeO)} \cdot a_{[Mn]}.$$

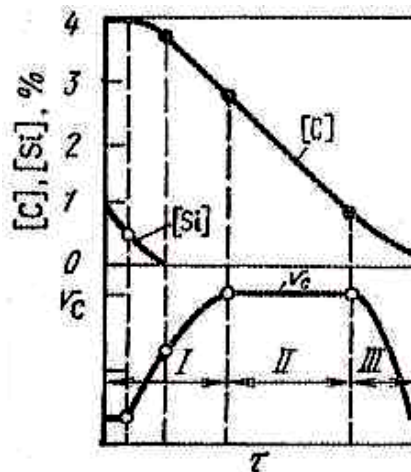
$$a_{[Mn]} = (1/K) \cdot (a_{(MnO)} / a_{(FeO)})$$

У момент, коли створюються умови для інтенсивного кипіння ванни, вуглець окислюється під дією кисню дуття і оксидів заліза шлаку; значення $a_{(FeO)}$ при цьому зменшується, а вміст марганцю в металі зростає. При підвищенні основності кислотні оксиди повністю зв'язуються CaO, відповідно зростає $a_{(MnO)}$, що також призводить до збільшення вмісту марганцю в металі.

Реакція окислення марганцю екзотермічна, і підвищення температури зрушує рівновагу в бік відновлення марганцю. Вміст марганцю в металі залежить від вмісту марганцю в чавуні і відповідно від концентрації (MnO) в шлаку. Найбільш помітний процес відновлення марганцю в другій половині плавки, коли інтенсивно окислюється вуглець, температура ванни і основності шлаку високі. У самому кінці операції, коли окислилися всі домішки, продовження продувки ванни киснем супроводжується окисленням заліза, при цьому $a_{(FeO)}$ зростає, що зрушує рівновагу в бік окислення марганцю.

Окислення вуглецю відбувається протягом усього періоду продувки. Швидкість окислення вуглецю (рис. 4.2) визначають як інтенсивністю подачі кисню, так і умовами утворення і видалення продуктів реакції - бульбашок монооксиду

вуглецю. Ці умови сприятливіші на кордонах розділів фаз (газ-метал, метал-футеровка і т.д.).



I - початковий період; II - період інтенсивного окислення вуглецю; III - заключний період

Рисунок 4.2 – Зміна швидкості окислення вуглецю в процесі продувки

Для утворення міхурів CO і відповідно протікання реакції зневуглицювання необхідний певний рівень перегріву металу над лінією ліквідусу. Особливо помітно вплив температури при перегріві $\sim 100^\circ \text{C}$.

У міру підвищення температури; металу і зниження концентрації таких мають високе хімічна спорідненість до кисню домішок, як кремній і марганець, швидкість окислення вуглецю зростає і через 5 – 7 хв. після початку продувки досягає максимального значення. Ступінь корисного використання кисню в цей момент наближається до 100%. Для того щоб у цей період плавки поліпшити умови виділення монооксиду вуглецю та забезпечити максимальне використання подаваного кисню для окислення вуглецю (а не заліза), фурму кілька опускають і струменя кисню більш інтенсивно впроваджуються в метал - площа поверхні розділу окислювальний газ-метал різко зростає. Умови протікання реакції окислення вуглецю виявляються настільки сприятливими, що на окислення вуглецю в ці моменти витрачається більше кисню, ніж подається через фурму (частково витрачаються оксиди заліза шлаку). Так триває 5-10 хв. (залежно від інтенсивності подачі кисню) до моменту, коли концентрація вуглецю знизиться до $\sim 0,10\%$.

Швидкість окислення вуглецю при цьому різко знижується, інтенсивно окислюється залізо, зростає вміст заліза (у вигляді оксидів) в шлаку.

4.3 Основні вимоги до шихтових матеріалів

Чавун. Рідкий чавун з доменного цеху подають у попередньо очищених чавуновозних ковшах місткістю 140 т, заповнених не менш ніж на 65 % з мінімальною кількістю доменного шлаку з температурою не нижче 1320 °С.

У відділенні десульфурації чавуну роблять обробку чавуну гранульованим магнієм, після чого ковші відправляють у відділення скачування шлаків (ВСШ). Видалення шлаків із чавуновозних ковшів в ВСШ роблять машинами скачування шлаків (МСШ). Кількість шлаків, що видаляється, із чавуновозних ковшів в ВСШ повинна становити не менш 70%.

Чавун зливають у міксер після скачування шлаків і відбору проб для контролю хімічного складу.

Рекомендується наступний хімічний склад чавуну в заливальному ковші, %:

- 1 кремній від 0,60 до 0,90;
- 2 марганець від 0,40 до 0,70;
- 3 фосфор не більше 0,08.

Сталевий лом. Сталевий лом і відходи повинні відповідати ДСТ 2787 і ТУ 14-10-38. Товщина шматків не більш 300 мм. Не допускається наявність кольорових металів, вибухонебезпечних предметів і радіоактивних матеріалів.

Скрап з ВШП і стружку пакетовану використовують, на марки сталі по ДСТУ 2651-94 і завантажують у совки не більш 5 % від маси металобрухту.

При завантаженні лома декількома совками, для запобігання руйнування футеровки конвертера, першим завантажують совок з легковагим брухтом, а потім з великовагим брухтом.

При роботі з дефіцитом металобрухту, у якості додаткового охолоджувача, використовують залізорудні окатиші по ТУ 14-9-347-88 і ТУ 14-9-01-93.

Шлакоутворювальні матеріали. У якості флюсу застосовують звичайну або доломитизоване вапно по ТУ-14-16-42-90 або офлюсоване по ТУ-14-16-31-90. Хімічний склад вапна повинен відповідати вимогам табл. 2.8.

Таблиця 4.2 – Хімічний склад вапна, %

Вид вапна	Марка	CaO+MgO	CaO+ MgO+FeO	Fe _{об}	MgO	SiO ₂	S	P	ппп
		не менш		Не більш					
Звичайне	ИС-1	94,0	-	-	6,0	1,8	0,06	0,1	3,0
Доломитизоване	ИСД-1	94,0	-	-	22,0	2,0	0,06	0,1	2,0
Офлюсоване	ИСО-1	-	92,0	7,0	6,0	2,5	0,06	0,1	1,0
Офлюсоване	ИСДО-1	-	92,0	7,0	22,0	2,5	0,06	0,1	1,0

4.4 Технологічна схема роботи ККЦ і хід плавки

Рідкий чавун з доменного цеху надходить у міксерне відділення, де відбувається його зберігання, усереднення по хімічному складу й коректування по температурі. З міксерного відділення в чавуновозних ковшах ємністю 140 тонн чавун надходить у завантажувальний проліт головного будинку.

Лом надходить у шихтове відділення для магнітних матеріалів у вагонах вантажопідйомністю 85 тонн по залізничній колії й вивантажується в скрапні ями. Тут проводиться його оброблення й сортування по насипній вазі. Навантаження лома здійснюється в совки об'ємом 100 м³. Подача лома в завантажувальний проліт головного будинку проводиться на самохідних скраповозах з боку, протилежній подачі чавуну.

Чавун і лом надходять у завантажувальний проліт на робочий майданчик на позначці +8,18 м.

Завалку лома й заливання чавуну дозволяється починати після огляду футеровки майстром або сталеваром. Сталевий лом завантажують одним совком. Чавун заливають у нахилений конвертер одним ковшем при наявності підготовлених сталерозливних ковшів.

Щоб уникнути викидів перші порції чавуну заливають невеликим струменем. У випадку інтенсивного виділення газів з горловини конвертера необхідно припинити злив чавуну, продовжувати злив після зникнення полум'я над

конвертером. Після заливання чавуну конвертер устатовлюється у вертикальне положення, опускається фурма й починається продувка. Подача кисню включається в момент уведення фурми в горловину конвертера [13].

Положення фурми над рівнем спокійної ванни повинне забезпечувати нормальний хід шлакоутворення, продувку без викидів і відповідати режиму, наведеному в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 – Режим продувки киснем

Номер плавки по футеровці конвертера	Положення фурми, м			
	запалювання плавки	1÷3 хв.	3÷10 хв.	с 10 хв. до кінця
0÷100	4,0÷3,5	2,0	1,3	0,9÷1,1
101÷200	4,0÷3,5	2,0	1,4	1,1
201÷300	4,0÷3,5	2,0	1,5	1,2
більш 300	4,0÷3,5	2,0	1,6	1,3

При зниженні вмісту марганцю в чавуні нижче 0,6% або пізнього початку окиснення вуглецю висоту фурми в середині продувки необхідно збільшити або зменшити на 100÷200 мм.

При вмісті кремнію в чавуні більш 0,8% висоту фурми з 3 по 10 хв. продувки збільшити на 100 мм.

У процесі запалювання плавки фурму опускають плавно із зупинкою для запобігання виходу з ладу наконечника. Наприкінці продувки для зменшення окислення фурму необхідно знижувати на 100÷300 мм.

Продувка плавки в конвертерах виконується через фурму з 5-6 соплами. Рекомендується вести плавку так, щоб у перші 7-8 хв. і в останні 2-3 хв. (при досягненні вуглецю на випуску менш 0,1 %) витрата кисню була вище, чим в основний час продувки на 20÷30 нм³/хв.

Протягом першої третини тривалості продувки в конвертер декількома порціями завантажується вапно. Перша порція (25÷45 % від загальної витрати) сідає до початку продувки на днище, або на лом. Друга порція сідає на 3-й хв. після моменту загоряння плавки. Послідовність присадки вапна по ходу продувки показано в таблиці 4.4.

Таблиця 4.4 – Послідовність вапна й оптимальна його кількість

Порції	Черговість присадки вапна	Витрата вапна залежно від вмісту кремнію в чавуні, тонн			
		0,6÷0,8	0,81÷0,99	0,9÷1,0	1,01÷1,1
I	На днище конвертера або на лом	3,5	3,5	3,5	3,5
II	На 3- й хв. після запалювання	3	3,5	3,5	3,5
III	Через 2÷3 хв. після присадки 2- ї порції	1,5	1,5	2,0	3,0
IV	Через 2÷3 хв. після присадки 3- ї порції	0,5÷2,0	0,5÷2,5	1,0÷3,0	1,0÷3,0
Усього вапна		8,5÷10	9,0÷11	10÷12	11÷13

Плавиковий шпат сідає при необхідності з I (II) порцією вапна або в період згортання шлаків, або ж за 2÷3 хв. до закінчення продувки .

У випадку нестачі вапна допускається присадка вапняку порціями вагою 1 тонна. При цьому загальна кількість вапняку не повинна перевищувати 3 % від загальної ваги садки. Присадки вапняку повинні бути закінчені до початку інтенсивного зневуглецьовування металу.

При застосуванні лома в комбінації з рудою або залізорудними окатишами, лом завалюється до заливання чавуну, а руда порціями не більш 0,5 тонни разом з вапном протягом 10÷18 хв. продувки .

Присадка охолоджувачів повинна бути закінчена за 3 хв. до закінчення продувки .

Протягом продувки необхідно:

- 1) Перевести домішки в шлаки (C, Si, S, P, Mn).
- 2) Нагріти метал (1600÷1800 °C).
- 3) Розплавити лом .

Продувка повинна бути закінчена при такому вмісті вуглецю в металі, щоб після присадки розкислювачів і легуючих, що вносять вуглець, був отриманий необхідний вміст вуглецю.

Після закінчення продувки конвертер нахиляють відбирають пробу металу, відправляють її на аналіз і заміряють температуру.

При відхиленні температури металу від необхідних меж необхідно зробити її коректування.

При перегріві металу охолодження робити шляхом погойдування конвертера, присадкою вапна, вапняку або необпаленого доломіту з наступним перемішуванням металу струменем кисню.

Величина охолоджувальної добавки в кожному окремому випадку визначається майстром виробництва. Охолодження плавки залізорудними матеріалами забороняється.

Додувка плавки з метою підвищення температури металу проводиться при положенні фурми на $0,1 \div 0,2$ м нижче в порівнянні з положенням її в другому періоді продувки. При вмісті [C] у напівпродукті менш $0,07$ % розігрів плавки більш ніж на 30 °C робити присадкою в конвертер феросиліцію. Кількість феросиліцію й тривалості додувки в кожному випадку визначається майстром виробництва.

У випадку, коли продувка припинена при більш високому вмісті вуглецю, якщо потрібно, проводиться додувка плавки по режиму, при якому закінчується продувка. При додатковому видаленні сірки й фосфору додувка проводиться при положенні фурми $1500 \div 2000$ мм над рівнем ванни із присадкою вапна або плавикового шпату.

При коректуванні температури або складу металу проводиться вимір температури, відбір проб металу й шлаків на хімічний аналіз.

Плавку дозволяється зливати тільки після одержання результатів експрес-аналізу й виміру температури. Випуск плавки в ківш проводиться при наявності в розливному майданчику складу й вільного крана.

Сталерозливний ківш повинен бути добре просушений і очищений від настилів металу, шлаків. Подача ковша з новою футеровкою для розливання якісних і низьколегованих марок сталей не допускається.

Злив металу з конвертера в ківш проводиться через лютку, що забезпечує організований струмінь при положенні конвертера, що виключає злив шлаків. Тривалість зливу записується в паспорт плавки й повинна бути в межах 4-7 хв. Слід не допускати переривання струменя під час випуску металу.

Сталевоз із ковшем під час випуску плавки повинен розміщатися так, щоб струмінь попадав у центр ковша. Кількість шлаків, що попадає в сталерозливний ківш, повинна бути обмежена й забезпечувати надійний ізолюючий шар у ковші.

При необхідності загушення шлаків у ковші слід робити після наповнення його металом на 2/3 висоти додаванням вапна або обпаленого доломіту в кількості не менш 2 кг/т сталі. Після зливу сталі конвертер повертається убік завантажувального прольоту (протилежну від льотки сторону), шлак, що й залишився, через горловину зливається в шлакову чашу. Такий злив виключає розмивання шлаками каналу льотки.

Температура металу перед випуском плавки повинна забезпечувати температуру металу після продувки на аргонних установках у наступних межах:

- 1 від 1580 до 1600 °С – при розливанні сталі в сляби товщиною 250 мм;
- 2 від 1575 до 1595 °С – при розливанні сталі в сляби товщиною 300 мм.

Рекомендовані параметри температури металу перед випуском наведені в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Температура металу перед випуском, °С

Група марок сталі	Розливання на МБЛЗ		Розливання в виливниці
	Товщина слябів, мм		
	250	300	
Вуглецева	1645-1665	1640-1660	1640-1660
Низьколегована	1655-1675	1650-1670	1655-1675
Легована	1675-1690	1670-1685	1675-1690
Ст5сп, Ст35сп, 45	1650-1670	1655-1675	1630-1650

Випуск плавки роблять після одержання результатів аналізу металу при відповідності вмісту вуглецю, сірки, фосфору й температури заданим значенням.

Тривалість випуску плавки з конвертера в стальківш повинна бути не менш 6 хв. Метал повинен зливатися щільним струменем. Температура футеровки стальковша повинна бути не менш 500 °С. Розкислення металу алюмінієм проводиться під час випуску плавки.

Розкислення й легування сталі проводиться в ковші феросплавами, які повинні бути просушені й прожарені. Забороняється присадка феросплавів на дно ковша [14].

Навуглецьовування сталі в ковші проводиться сухими вуглецевмісними матеріалами (термоантрацит, мелений кокс, електродний порошок) зі вмістом сірки не більш 1 %.

Дозволяється робити науглецьовування киплячої сталі не більше ніж на 0,10 %, напівспокійної й спокійної не більше ніж на 0,3 %. При науглецьовуванні більш ніж на 0,10 % обов'язково продувати сталь у ковші нейтральними газами.

Введення науглецювача в ківш починається з початком випуску плавки й закінчується при наповненні його на 1/2 висоти. При науглецьовуванні одночасно з початком випуску дозволяється присаджувати 20-50 % Al, що витрачається на плавку.

Присадку феросплавів у ківш починають при наповненні ковша металом на 1/5 висоти, робити рівномірно й закінчувати при наповненні його на 2/3 висоти.

Рекомендується з метою десульфурзації обробляти спокійні марки сталі твердими екзотермічними шлаковими сумішами з питомою витратою 8-10 кг/т сталі й масовим вмістом компонентів, %:

- відсівання алюмінієвої стружки – 20;
- відсівання офлюсованого агломерату – 30;
- вапно – 48;
- плавиковий шпат – 2.

Режим присадки феросплавів, Al, ТШС. На дно ковша подається 50 % розрахункової кількості чушкового алюмінію. Першим на початку випуску сідає феросиліцій. Суміш ТШС уводиться після феросиліцію (на 1/6 висоти ковша) перед присадкою іншої кількості феросплавів і алюмінію.

Ківш із металом для розливання на МБЛЗ відправляють на УКДС, яка призначена для глибокого рафінування рідкої сталі.

Після УКДС ківш із металом транспортується в ВБРС, де він краном установлюється на поворотний стенд МБЛЗ. Стенд повертається в робоче положення, відкривається шиберний затвор і сталь через проміжний ківш розливається на МБЛЗ [15].

Готові сляби надходять на обробку, де проводиться різання й вогневе зачищення. Після цього готова продукція надходить на склад.

Шлак, злитий з конвертера, надходить на шлаковий двір, де після остигання його занурюють в автомашини й вивозять для подальшої переробки.

Після закінчення зливу шлаків і після візуального огляду футеровки й льотки конвертера починається наступний цикл плавки.

4.5 Розкислення й легування плавки

В умовах конвертерної плавки сталь розкислюють і легують марганцем, кремнієм, алюмінієм, титаном і хромом у ковші, міддю й нікелем легують у конвертері. Шматки феросплавів мають розміри не більш 100 мм. Для всіх марок сталі присадку розкислювачів і легуючих починають з наповнення ковша металом на 1/5 і закінчують до підйому рівня на 3/4 його висоти. Киплячу сталь розкислюють феромарганцем зі вмістом кремнію не більше 1,5%.

Низько й середньолеговані сталі розкислюють і легують, дотримуючи наступний порядку присадок: термоантрацит (якщо буде потреба науглецювати метал), феромарганець, силікомарганець, феросиліцій, алюміній, ферованадій, фероніобій, феротитан, азотований феромарганець, силікокальцій. При виплавці всіх марок сталі завжди застосовуються перші чотири з перерахованих вище розкислювачів, – інші в міру потреби. При розкислення й легуванні хромистої сталі (20Х, 40Х, 10ХСНД, 15ХСНД і ін.) спочатку сідає феросиліцій, потім ферохром з алюмінієм і в останню чергу феромарганець чи силікомарганець [16].

У сучасних конвертерних процесах розкислювачі й легуючі вводять тільки в ківш. Раніше феромарганець і ферохром додавали в конвертер, що подовжувало цикл плавки й збільшувало вигар марганцю й хрому.

При додаванні значних кількостей твердих розкислювачів і легуючих (більш 1,5 – 2,0% від маси сталі) в останні роки використовують екзотермічні феросплави, які додають у ківш у вигляді брикетів порошкоподібних феросплавів, і екзотермічну складову (суміш селітри з порошком алюмінію FeSi або SiCr). Тепло екзотермічних реакцій окиснення Al і Si киснем селітри витрачається на нагрівання й плавлення феросплавів.

Найбільш перспективне застосування рідких лігатур, що містять у необхідному співвідношенні всі необхідні для даної сталі розкислюючи й легуючі компоненти.

До нових перспективних феросплавів належать комплексні легкоплавкі сплави. Вони характеризуються відносно низькою температурою плавлення (1180 – 1320 °С) і високою щільністю рідкої сталі, що наближається до щільності (6,6 – 6,8 г/см³).

Так застосування екзотермічних, рідких і легкоплавких феросплавів розширює сортамент легуваних сталей, виплавлюваних у конвертерах [17].

4.6 Позапічна обробки сталі на установці піч-ківш. Завдання, які вирішуються на УПК

Мета обробки - вирівнювання хімічного складу і температури сталі в обсязі ковша, доведення хімічного складу і температури сталі до заданих вузьких меж, зниження вмісту в сталі кисню, сірки і неметалевих включень, забезпечення випуску плавок по замовленнях, підвищення якості сталі.

На установці доведення плавки в ківші виконуються наступні операції:

- Усереднення хімічного складу і температури сталі;
- Коригування металу по вмісту кремнію, марганцю кусковим матеріалом;
- Мікролегування сталі титаном і ванадієм кусковими феросплавами;
- Коригування вмісту вуглецю порошкоподібними навуглецювачами в струмені аргону;
- Коригування вмісту алюмінію в сталі за рахунок введення алюмінієвої катанки або алюмінієвих гранул;
- Глибоке рафінування металу порошкоподібної сумішшю з вапна і плавикового шпату в струмені аргону;
- Коригування (зниження до оптимальної) окисленості напівспокійної сталі;
- Зміна сталі за рахунок введення в неї кальцію;
- Контрольоване охолодження сталі аргонном і слябів.

4.6.1 Основні вузли установки

Основні вузли установки піч - ківш:

- Підйомно - поворотні механізми для занурюваної фурми;
- Система аргонопроводів, вимірювальних і регулюючих пристроїв, пульти управління;
- Бункери для феросплавів з пристроями для їх дозування;
- Пневмопошта для передачі проб металу від КПК в будівлю ЦХЛ;
- Селекторна переговорний пристрій і телевізійне обладнання для передачі хіманалізу на КПК з ЦХЛ;

- Система подачі кускових матеріалів порціями в метал за допомогою совків (з досвіду ККЦ МК «Азовсталь»);
- Пневможивильник для подачі в метал порошкоподібної суміші з вапна і плавикового шпату і навуглецювача в струмені аргону через занурюється фурму з системою регулюючих в ваговимірювальних пристроїв;
- Автоматизовані механізми для виміру й реєстрації температури, окисленості сталі, а також відбору проб металу;
- Трайб - апарат для введення алюмінієвої катанки і порошкового дроту в метал;
- Система зважування кількості металу в ковші з пристроями для контролю товщини шлаку;
- Система контролю витрат алюмінієвої катанки і порошкового дроту;
- Пристрій для розрахунку присадок в ківш з допомогою ЕОМ, що працює в автоматичному режимі;
- Система відводу газів, виділяються з ковша, і пилу з газоочисткою;
- Футеровані зсередини кришки для накривання ковшів з металом під час продувки, для зменшення теплових втрат розплавом і створення інертної атмосфери над ковшами;
- Пристрій для підготовки, сушіння, транспортування і кріплення фурми на підйомно - поворотних механізмах установки;
- Пристрій для транспортування до КПК і завантаження в бункери, накопичувачі та пневмокамерні насоси кускових феросплавів, порошкоподібних матеріалів, алюмінієвої катанки і порошкової стрічки;
- Футеровані зсередини кришки для накривання ковшів з металом під час розливання.

4.6.2 Технологічні особливості виробництва сталі, що піддається обробці на УПК

Метал перед випуском з печі повинен мати температуру вище для сталі Ст 5сп - 25 ° С, для середньо - і високовуглецевої якісної, низьколегованої сталі - 20 ° С.

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

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

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

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

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

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

При випуску сталі з конвертера - 1 і відсічення шлаку проводиться з досвіду ОХМК - скіммерним жолобом або з досвіду комбінату «Криворіжсталь» - двохструмковим жолобом.

Відсічення шлаку для одного з ковшів при випуску сталі з 2-го конвертера проводиться за допомогою хитного жолоба з досвіду НТМК, ММК, ОХМК, ЧерМК.

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

Для сталі 5сп УПК проводиться наступна позапічна обробка: усереднювальне продування сталі аргоном, відбір проби, замір температури і окисленість металу, коректування сталі з вмісту вуглецю (у разі необхідності) і марганцю, зниження (до оптимальної) окисленості сталі алюмінієм, охолодженням металу до необхідної температури.

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

Для зазначених марок сталі на УПК - 1, 2 виконуються наступні операції: усереднювальне продування сталі аргоном, відбір проби, замір температури і окисленості металу, коректування сталі з утримання вуглецю (у разі необхідності) марганцю, кремнію і алюмінію, введення необхідної кількості ванадію і титановмістних феросплавів, десульфурація металу за рахунок продувки порошкоподібною сумішшю вапна та плавикового шпату (для сталі Ст5сп - в обов'язковому порядку), а для решти напівспокійних марок сталі - у разі необхідності, охолодження металу до необхідної температури, а також модифікування кальцієм (на вимогу споживачів продукції).

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

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

4.6.3 Усереднення хімічного складу і температури сталі в ковші

Усереднення складу температури сталі в обсязі ковша здійснюється на УПК шляхом продувки аргоном через занурену фурму. Для продувки сталі в ковші використовується аргон вищого або першого сорту. Для усереднення хімічного складу і температури сталі в обсязі ковша тривалість продувки становить 5 - 7 хв, після чого проводиться відбір проб і замір окисленості і температури металу

4.6.4 Вимоги до обладнання установки

Вимірювання температури і окисленості сталі, відбір проб металу здійснюється механізованим способом на глибині не менше 0,5 м від поверхні металу. Для кожного датчика необхідно передбачити окремий механізм занурення в метал. Відібрані проби сталі спрямовуються на квантометричний аналіз у ЦХЛ по пневмопошті. Результати про хімічний склад проб металу повинні бути передані не пізніше 6 - 7 хв з моменту одержання проби в ЦХЛ. Для підготовки проб до аналізу на квантометрах в ЦХЛ доцільно встановити верстат для фрезерної обробки проб.

Для продувки сталі в ковші аргоном застосовуються необхідні форми, футеровані шамотними або високоглиноземними вогнетривами. У зоні шлакового пояса товщина футеровки фурми повинна бути в 1,5 - 2 рази товще футерування фурми, що знаходиться в металі. При проектуванні рекомендується прийняти конструкцію фурми з досвіду ККЦ комбінату «Азовсталь». Найбільш доцільно прийняти набивну (монолітну) футеровку фурми із застосуванням волокнистих наповнювачів.

Після вилучення форми з розплаву подача аргону не припиняється щоб уникнути залипання вихідного отвору. Тиск аргону перед регулюючими вентилями до 1,6 МПа. Тиск аргону, що подається на фурму, збільшується в міру занурення її в метал при забезпеченні витрати аргону $30 \text{ м}^3/\text{год}$ у перші 3 - 4 сек продувки при зануренні і $30 - 60 \text{ м}^3/\text{год}$ при зануреній фурмі.

У комплексі з УПК необхідно передбачити обладнання для підготовки кускових і порошкоподібних матеріалів, що вводяться в ківш (в т.ч. при випуску плавки) і в разі необхідності пристрої для видалення пічного шлаку з поверхні металу (типу МСШ - 2). Для вдування порошкоподібних матеріалів у сталь рекомендується використовувати високопродуктивні інжекційні системи конструкції ІЧМ, впроваджені в ККЦ комбінату «Азовсталь».

Пульт управління КПК має розміщуватися в такому місці, щоб забезпечити оператору візуальний контроль за зануренням фурми в метал

4.6.5 Послідовність виконання операцій на УПК

Після установки ковша на стенд УПК заміряється товщина шлаку і виробляється усереднювальне продування сталі аргоном. Після продувки сталі

аргоном протягом 5 - 7 хв. відбирається проба металу, заміряється температура і окисленість сталі для отримання даних з доведення металу. Час від прибуття проби в ЦХЛ до отримання аналізу не повинен перевищувати 6 – 7 хв. У цей час метал аргоном не продувається.

За результатами хімічного аналізу проби і визначення маси сталі в ковші (з урахуванням ваги порожнього ковша і кількості шлаку за його товщині) за допомогою ЕОМ визначається необхідна кількість феросплавів, які необхідно ввести в ківш, проводиться автоматичне їх дозування і після накривання ковша кришкою введення в метал при одночасному перемішуванні розплаву аргоном протягом до 25 хв. Подача порошкоподібних матеріалів і алюмінію проводиться одночасно з коригуванням складу сталі кусковими феросплавами.

Подача порошкоподібних матеріалів починається до занурення фурми в сталь. Після виходу на робочий режим (через 3 - 5 сек) фурма заглиблюється в метал, після чого проводиться рафінування металу. Вдування суміші з вапна і плавикового шпату здійснюється після введення в сталь алюмінію.

Модифікування здійснюється після операції десульфурзації сталі або (у випадку модифікування оксидних включень), тривалість операції - до 10 хв.

Після закінчення операції метал піддається усереднювальній продувці протягом 5 - 7 хв. і проводиться вимір температури сталі. При необхідності здійснюється контрольоване охолодження сталі протягом 10 хв.

Після коректування температури сталі проводиться усереднювальне продування аргоном протягом 2 хв., ківш накривається кришкою і прямує на розливання.

Загальний час обробки металу на УПК 35 - 60 хв.

4.7 Загальні положення про МБЛС

Основними умовами нормального перебігу процесу безперервного розливання сталі є:

- Своєчасна подача металу для розливання, виплавленого в конвертері і обробленого на установці позапічного доведення сталі типу "ківш-піч";

- Ретельна підготовка до прийому плавки сталерозливних (СК) і проміжних ковшів (ПК) у відповідності з діючими інструкціями;

- Установа в сталерозливних і проміжних ковшах стаканів необхідного діаметра та конфігурації;
- Підготовка та перевірка всіх вузлів машини безперервного лиття заготовок перед розливанням у відповідності з інструкцією з налаштування технологічного обладнання МБЛЗ;
- Забезпечення режимів вторинного охолодження заготовки у відповідності з технологічною інструкцією;
- Суворе дотримання цієї інструкції, а також виробничо-технічних інструкцій, інструкцій з охорони праці.

Технічна характеристика МБЛЗ представлена в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Технічна характеристика МБЛЗ

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

4.8 Застосування попереднього підігріву металобрухту

У світовій практиці підігрів металобрухту для кисневих конвертерів отримав застосування. Частина металобрухту в шихті, у разі його підігріву, може бути оцінена за допомогою рівняння, отриманого з теплового і матеріального балансу плавки.

$$G_{\delta} = Q_{\text{надт}} / (q_{\delta} + 0,01Q_{\text{надт}} - \Delta T C_{\delta})$$

де G_{δ} - частина брухту, %;

$Q_{\text{надт}}$ - надлишкове тепло металобрухту, кДж/100кг чавуну,

C_{δ} - теплоємність твердого брухту, кДж/кг.

Недооцінка методу підігріву металобрухту в конвертерах, пов'язана зі збільшенням тривалості циклу плавки, практично знищується при здійсненні цієї операції поза конвертера.

Для використання рідкого, газоподібного або твердого палива в даному випадку необхідне спорудження спеціального обладнання з автоматикою і відповідними комунікаціями. Існує думка, що в сталеплавильних цехах, реконструйованих і нових, більш ефективно самостійне обладнання для нагрівання лома, щоб уникнути невиробничих витрат робочого часу конвертера на нагрівання в ньому брухту, що зменшить тривалість плавки. Крім цього в процесі нагрівання брухту в конвертері утворюються складні умови служби футеровки. Завалка ж підігрітого брухту зменшує температурні коливання в вогнестійкості конвертера, їх корозійному зносі, що забезпечує дію на стійкість футеровки. Пластичний лом при високій температурі забезпечує менші її механічні пошкодження. Оскільки нагрітий лом поза конвертером регламентується в часі не строго, його можна здійснювати при спалюванні низькосортного палива, а також баз використання кисню, що знижує вартість підігріву, зменшує і дозволяє регулювати окислювальний потенціал факела. Поза конвертером легше домогтися більш рівномірного прогрівання брухту, можна забезпечити надійний контроль ступеня нагрівання, краще використовувати паливо.

Завалка в конвертер гарячих обрізків, слябів і блюмів з прокатних станів помітно збільшує частину брухту в металошихті. Знайдено способи передачі нагрітих до 1000-1200⁰С обрізків прокату в конвертерний цех на візках, які не вимагають перевантаження брухту для завалки його в конвертер. Протягом такого транспортування обрізки охолоджуються до температури 600-650⁰С. Кількість перероблених конвертером обрізків, нагрітих до температури 600-650⁰С, як показують обчислення, може досягти 40-45% від ваги металошихти, тривалість циклу плавки при цьому скорочується на 12%.

Конструкції установки для нагрівання можна віднести до одного з двох типів: ті, що використовують тепло спеціально відведеного палива і теплоємність конвертерних газів, що відходять, або продуктів плавки. Більш прийнятими слід вважати установки, в яких теплоносій (продукти згоряння палива, конвертерні гази), розбавлені повітрям, з рециркуляцією або без неї, проходить через метал, що підігрівається знизу або зверху. Більш перспективний підігрів брухту поза конвертера в коробах або контейнерах, які використовуються для його транспортування і завантаження. Наприклад, планується поступове нагрівання брухту в таких коробах (контейнерах), які встановлюються в окрему камеру, де використовується тепло конвертерних газів, що відходять. Короба, в іншому випадку, можуть бути обладнані надставкою, яка забезпечує рівномірне омивання гарячими газами шматків брухту (рис. 4.3)

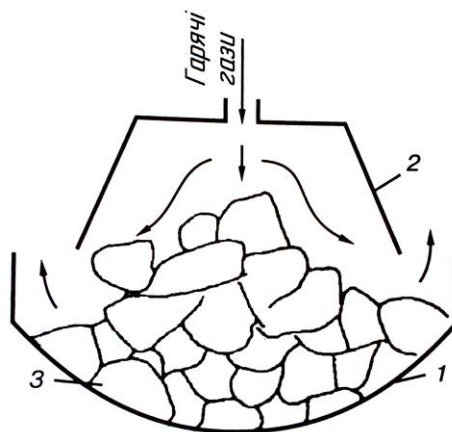


Рисунок 4.3 – Підігрів брухту в коробах

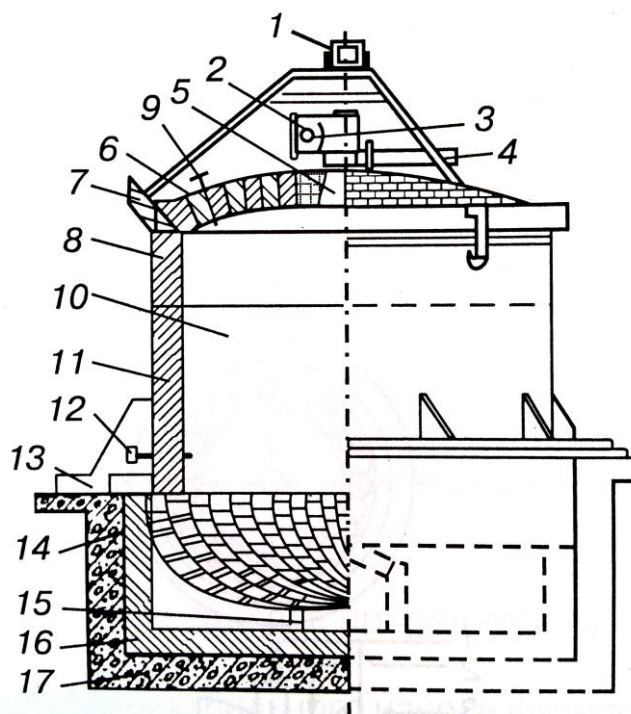
Короби (контейнери), що контактують з гарячим брухтом, доцільно виготовляти і обслуговувати таким чином. Вони повинні мати відкритий верхній торець, через який завантажують і вивантажують лом, зовнішню металеву сорочку для циркуляції охолоджувального повітря і розташовуватися на завантажувальному стенді в похилому положенні. Стенд комплектується платформеними вагами, встановленими під ними. Після завантаження холодного брухту короби за допомогою, наприклад, машини завалення рейкового типу з гідравлічним підйомником по черзі подають до підігрітої установки. Краще підігрівати пальниками, встановленими в нижню частину короба, для підвищення теплоємності великовагового брухту.

Існує підігрівний пристрій у вигляді довгого лотка з дном, який має нахил в обидві сторони і звичайними стінками, що відводяться на шарнірах. Завантажений, через стулки, які розкриваються зверху, метал, нагрівається пальниками, які змонтовані на звичайних стінках. Через спеціальні отвори у днищі димососом втягуються продукти згоряння. Після нагрівання металевої шихти, до нагрівального пристрою можуть бути подані завантажені коробки, в яких подається брухт. Внутрішня поверхня завантажувального пристрою і димоходів - футерування. Можливий підігрів брухту до температури 700 °С біля прохідної печі, де транспортним пристроєм є візки, які пересуваються по рейках.

Деякі винаходи вирішують питання нагрівання брухту в ковші, обладнаному шарнірно закріпленої кришкою, в якій вмонтовані газокисневі пальники. Нагрівання пропонується здійснювати в оновленій атмосфері, із співвідношенням витрат природного газу і кисню 1,4-1,0. Після нагрівання брухту до температури понад 1260 °С, в ківш рекомендується заливати рідкий чавун. У літературі позитивно оцінюється тривала робота конвертерних цехів з використанням брухту, нагрітого до 600-800 °С в сталерозливних ковшах, які списані. Газоподібні продукти плавки, які покидають конвертер, мають значний тепловміст, який може бути використано не тільки для технологічних і енергетичних потреб, а й для попереднього нагрівання металозавалки.

Можливий варіант плавильної установки, являє собою комбінацію двох кисневих конвертерів і ванни плавильної печі, в якій за рахунок тепла газів, що відходять, нагрівається і починає плавитися брухт. Для цього конвертери обладнані газовідводом, які дозволяють направити гази в плавильну піч, а потім - в систему газоочистки. Агрегат з двох конвертерів може і не мати окремого підігріву вузла, а працювати за принципом двохванної печі так, щоб при продувці в одному конвертері нагрівання брухту здійснювалося в іншому. З цією метою конвертери обладнуються однією системою очищення газів і мають, крім горловини, бокові отвори, за допомогою яких вони з'єднані між собою, при збереженні можливості незалежного їх нахилу. Тепло конвертерних газів, що відходять, можна використовувати для нагрівання брухту в кільцевій підігрітій камері. Існують дані, з утилізації тепла злитків сталі, які після відливання рекомендується

розташовувати в одній камері з брухтом для нагрівання останнього. Як випливає з викладеного, метод нагрівання брухту поза конвертера вимагає значного збільшення капіталовкладень у допоміжні нагрівальні пристрої і підвищених експлуатаційних витрат. Крім того, виникають труднощі при транспортуванні і завалці гарячого брухту. До цього часу цей метод не знайшов помітного практичного застосування, розглянуті проекти не завершені. У підігрівних пристроях, які набули найбільшого поширення, здійснюється підігрів брухту приблизно до середньомасової температури 500 °С, а в установках, які мають вогнетривку футеровку, і до більш високих температур (700-900 °С). Схема установки для підігріву шихти, взята за основу на заводах багатьох країн, наступна (рис. 4.4).



1 - пристрій для підвішування кришки; 2 - газовий пальник; 3 - природний газ; 4 - повітря; 5 - камера попереднього спалювання; 6 - кришка; 7 - кільце кришки; 8 - ділянку, на який кошик була збільшена при підігріві скрапу для конвертерів; 9 - перша точка заміру температури; 10 - завалочний кошик; 11 - шамотна футеровка; 12 - друга точка заміру температури; 13 - пісочний затвор; 14 - фартух із замком; 15 - канал для газів, що відходять; 16 - вогнетривка футеровка; 17 – фундамент

Рисунок 4.4 – Установа для підігріву шихти

Установа складається з футерованої завантажувальної корзини, яку після завантаження у неї металу встановлюють на витяжний колодязь, з'єднаний з

димососом і трубою, і накривають кришкою з вмонтованим в нею пальником і вентилятором для подачі повітря. Для герметизації установки на завантажувальному кошику служить кільцевий фланець, який з'єднується з ущільнюючим кільцем підставки, яка має поглиблення, заповнене азбестом або піском. Нагрівання шихти до 700 °С триває до 140 хв., витрати природного газу становлять від 5 до 10 м³/т шихти. Не дивлячись на можливість регулювання коефіцієнта надлишку повітря в межах від 1,9 до 1,0, виявилось, що підігрів брухту вище 700 °С небажаний внаслідок значного окислення металу. Витрати палива при нагріванні 100 т шихти регулюються східчасто – від 150 до 550 м³/год, залежно від температури газів, що відходять, в лежку перед вентилятором. Паливо при підвищенні температури автоматично відключається.

Дуже важливо, що при використанні описаного методу підігріву брухту досягається величиною термічного ККД > 80% при нагріванні до 500⁰С > 70% - при нагріванні до 700⁰С. Витрати умовного палива, в залежності від температури підігріву, змінюються від 5 до 16 кг/т. Відзначається мінімальна окисленість брухту і високий об'ємний коефіцієнт тепловіддачі від продуктів згоряння до металобрухту.

Метод підігріву брухту поза сталеплавильного агрегату не позбавлені недоліків і труднощів, які, крім зазначеного збільшення капіталовкладень і експлуатаційних витрат, пов'язані з детальною розробкою раціональної конструкції нагрівального агрегату, організацією виробництва при транспортуванні значної кількості гарячого брухту.

Метод вимагає суворої синхронізації операцій з нагрівання брухту з роботою конвертерів, забезпечення чіткого контролю за температурою факела пальника і брухту для запобігання підвищеного вигара шихти і її розплавлення. Оплавлення може призвести до утворення мостів і приварювання шматків брухту до футеровки пристрою і поверхні коробів або завантажувальних лотків при транспортуванні брухту до конвертерів, які обумовлюють простоювання останніх в період заливки і втрату продуктивності.

Досить складно також встановлювати в конвертерному цеху методичну піч або газовідвідний тракт, який би забезпечував нагрівання брухту газами, які відходять. При підігріві брухту в завантажувальних коробах тривалість їх служби

може виявитися не високою, але простота підігріву в коробах або інших завантажувальних ємностях очевидна. При підігріві брухту поза конвертера, можливе деяке забруднення атмосфери продуктами згоряння палива і сторонніх домішок.

4.8.1 Перспективи різних методів підігріву металобрухту

У сучасних умовах найбільш економічний з розглянутих - метод підігріву брухту поза конвертера, оскільки забезпечує високу продуктивність сталеплавильного агрегату і порівняльну простоту можливих (і використаних в електросталеплавильному виробництві) схем підігріву. Це підтверджується детальним економічним аналізом наведених витрат при підвищенні частки брухту в металевій шихті. У діючих цехах підігрів металобрухту, поза конвертера, важко впроваджується, насамперед, за відсутності площ для розміщення, розташування і розмір яких відповідають умовам доцільної організації виробництва, забезпечують синхронізацію роботи нагрівальної установки і конвертера.

При проектуванні нових цехів у ряді випадків доцільно планувати місце розміщення самостійних установок для нагрівання скрапу і споруд спеціального обладнання з автоматикою та відповідними комунікаціями, незважаючи на недоліки методу. Особливо важливо передбачити транспортування гарячого скрапу на короткі відстані в пристосованих для цього простих завантажувальних пристроях.

Підігрів металобрухту в конвертерах слід, перш за все, застосовувати в тих цехах, де є резерви підвищення продуктивності або мають місце значні вимушені простой (зокрема, за відсутності і шихти). Даний метод простіший, зарекомендований для нових цехів, але вимагає великих витрат тепла, в вогнетривих і ретельного контролю стану футеровки, знижує продуктивність конвертерів, які повинні, перш за все, враховуватися при організації його впровадження.

За результатами розрахунків, спосіб підігріву брухту в конвертерах при виплавці сталей масового призначення (вуглецевих і низьколегованих), економічніше за переплавку в електропечах. Це ж побічно підтверджується високою ефективністю підігріву брухту для електропечей шляхом спалювання палива в умовах багатьох

країн, що визначається скороченням періоду плавки, витрат електроенергії, підвищенням продуктивності електричних сталеплавильних агрегатів і якості металу, який виплавляється.

Слід зазначити, що в діючих вітчизняних конвертерних цехах є значні резерви підвищення продуктивності. У наш час - тривалість плавки становить - 40-53 хв. У найближчі роки - тривалість плавки може бути скорочена до 30-35 хвилин. За рахунок впровадження заходів щодо поліпшення підготовки брухту і прискоренню його завалювання, скорочення завантажувально-допоміжних операцій, інтенсифікації продувки, широкого застосування систем автоматичного управління плавкою та цехом в цілому, а також удосконалення систем газоочистки і газовідвідного тракту. Одночасне здійснення підігріву брухту в конвертерах і заходів, які скорочують тривалість циклу процесу, не викликають зниження продуктивності цехів. Підігрів в конвертерах змінює і спрощує вимоги до металобрухту. При цьому в ряді випадків найкращим є легковаговий лом, як матеріал з високою питомою поверхнею, пропорційно якої зростає теплотік до нього від факела полум'я. Щоб не збільшувати час завалювання і одночасно швидко досягати заданої температури нагрівання, середня насипна щільність брухту в конвертерах повинна бути в межах $0,8-2,0 \text{ т/м}^3$, донний і донно-верхній підігрів ефективніше за верхній і рекомендується до широкого поширення.

Для підвищення стійкості вогнетривкої футеровки конвертерів при нагріванні металобрухту необхідно комплексно застосовувати локальне торкретування зон дії на футеровку факела і шлаків, збільшення в'язкості шлаків завдяки магнезиту, доломіту, вапну, регулярні підварювання корпусів, днища, ремонти льотки.

ВИСНОВКИ

1. У кваліфікаційній роботі виконано розробка технології виробництва вуглецевої сталі із впровадженням у виробництво технології попереднього підігріву металобрухту.

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

3. В роботі передбачається спорудження установки позапічної обробки сталі.

4. Розроблена технологія виплавки сталі марки Ст5сп.

5. В технологічній частині розглянуті питання підігріву металеві шихти перед завантаженням до конвертера. У сучасних умовах найбільш економічний з розглянутих - метод підігріву брухту поза конвертером, оскільки забезпечує високу продуктивність сталеплавильного агрегату і порівняльну простоту можливих схем підігріву.

Нагрівання шихти до 700 °С триває до 140 хв, витрати природного газу становлять від 5 до 10 м³/т шихти. Витрати палива при нагріванні 100 т шихти регулюються східчасто – від 150 до 550 м³/год, залежно від температури газів, що відходять, в лежаку перед вентилятором. Паливо при підвищенні температури автоматично відключається. Дуже важливо, що при використанні описаного методу підігріву брухту досягається величиною термічного ККД > 80% при нагріванні до 500⁰С, > 70% - при нагріванні до 700⁰С. Витрати умовного палива, в залежності від температури підігріву, змінюються від 5 до 16 кг/т. Відзначається мінімальна окисленість брухту і високий об'ємний коефіцієнт тепловіддачі від продуктів згоряння до металобрухту.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Юсфин Ю.С. Новые процессы получения железа. Москва : Metallurgy, 1994. 395 с.
2. Кудрин В.А. Metallurgy стали. Москва : Metallurgy, 1981. 420 с.
3. Ойкс Г.Н., Иоффе К.М. Производство стали. Москва : Metallurgy, 1972. 363 с.
4. Лузгин В.П., Вишкарев А.Ф. Производство стали и ферросплавов: Учебное пособие. Москва : МИСиС, 2000. 130 с.
5. Айзатулов Р.С., Харлашин П.С. Теоретические основы сталеплавильных процессов. Москва : МИСиС, 2002. 310 с.
6. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Москва : Мир, 2003. 256 с.
7. Поволоцкий Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Москва : Metallurgy, 1984. 330 с.
8. Григорян В.А., Белянчиков Л.Н. Теоретические основы сталеплавильных процессов. Москва : Metallurgy, 1986. 278 с.
9. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А. Общая металлургия. Москва : Metallurgy, 1985. 540 с.
10. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. Москва : Metallurgy, 1967. 342 с.
11. Явойский В.И. Metallurgy стали. Москва : Metallurgy. 1983. 169 с.
12. Явойский В.И., Дорофеев И.Л. Теория продувки сталеплавильной ванны. Москва : Metallurgy, 1974. 340 с.
13. Каблуковский А.Ф. Рафинирование стали инертным газом. Москва : Metallurgy, 1975. 245 с.
14. Михайлов Г.Г. Термодинамика раскисления стали. Москва : Metallurgy, 1993. 288 с.
15. Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Егоров А.В. Конструкция и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. Учебник для вузов. Москва : МИСиС, 1995. 221 с.

16. Мальцов А.Н. Внепечная обработка металлических расплавов. Киев, 1986. 201 с.
17. Бородин Д.И., Григорьев В.П., Чурсин Г.М. Metallургия стали. Учебное пособие. Москва : МИСиС, 2001. 248 с.
18. Еланский Г.Н. Внепечная обработка стали. Москва : ВИНТИ, 1988. 188 с.