МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

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

Кваліфікаційна робота / проєкт

_____перший (бакалаврський)_____
(рівень вищої освіти)

на тему_ **Оптимізація шлакового режиму конвертерної плавки**

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

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

Запоріжжя
2026

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

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

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

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

_____Стародубцю Євгену Андрійовичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Оптимізація шлакового режиму конвертерної плавки
_____

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

2 Строк подання студентом роботи _____15.06.2026_____

3 Вихідні дані до роботи __В умовах киснево-конвертерного цеху провести дослідження, щодо оптимізації шлакового режиму конвертерної плавки. Науково-технічна література, авторські свідоцтва_____

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

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

6 Консультанти розділів роботи

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

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент _____ _____Є.А.Стародубець_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

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

Нормоконтроль пройдено

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

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 90 с., 20 табл., 15 рис., 27 джерел

КОНВЕРТЕР, МАШИНА БЕЗПЕРЕРВНОГО ЛИТТЯ ЗАГОТІВОК, НИЗЬКОВУГЛЕЦЕВА СТАЛЬ, ШЛАКОВИЙ РЕЖИМ, ОПТИМІЗАЦІЯ

Мета роботи – в умовах киснево-конвертерного цеху оптимізувати шлаковий режим конвертерної плавки.

В загальній частині наведені передумови для будівництва конвертерного цеху та представлена характеристика конвертерного виробництва; наданий загальний опис конвертерного цеху по прольотах; представлена характеристика сталі 5сп та проведений розрахунок матеріального та теплового балансів киснево-конвертерної плавки.

В конструкційній частині представлена конструкція та принцип роботи кисневого конвертера.

В технологічній частині наведені основні вимоги до шихтових матеріалів; розроблена технологічна схема роботи ККЦ та хід плавки; розглянуті питання розкислення та легування плавки, запропоновані заходи боротьби з азотом, воднем, киснем і неметалевими включеннями; запропоновано заходи щодо зниження вмісту вуглецю та кисню в низьковуглецевої сталі та проведено дослідження оптимізація шлакового режиму конвертерної плавки.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» розроблено заходи щодо охорони праці в киснево-конвертерному цеху, а також зроблений розрахунок вентиляції для видалення надлишкової теплоти.

ЗМІСТ

Вступ.....7
1 Загальна частина.....8
1.1 Структура та зміст проєкту цеху.....8
1.2 Передумови для будівництва конвертерного цеху.....8
1.3 Характеристика конвертерного виробництва.....9
1.4. Міксерне відділення.....10
1.5 Шихтовий проліт.....11
1.6 Пічний проліт.....12
1.7 Розливний проліт.....14
1.8 Відділення безперервного розливання сталі.....18
1.9 Характеристика сталі 5сп.....27
1.10 Розрахунок матеріального та теплового балансів киснево-конвертерної плавки.....30
2 Конструкційна частина.....44
3 Технологічна частина.....47
3.1 Основні вимоги до шихтових матеріалів.....47
3.1.1 Основні вимоги до чавуну.....47
3.1.2. Охолоджувачі та брухт.....47
3.1.3 Феросплави.....48
3.1.4 Додаткове паливо та стабілізатор окислення кінцевих шлаків.....49
3.2 Технологічна схема роботи ККЦ та хід плавки.....49
3.3 Розкислення та легування плавки.....55
3.4 Заходи боротьби з азотом та воднем.....57
3.5 Кисень і неметалеві включення.....58
3.6 Зниження вмісту вуглецю та кисню в низьковуглецевої сталі.....60
3.7 Оптимізація шлакового режиму конвертерної плавки.....62
4 Охорона праці та техногенна безпека.....72
4.1 Основні шкідливості та небезпеки в конвертерному цеху.....72

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів у конвертерному прольоті 76
4.3 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів у розливному прольоті 78
4.4 Електробезпека 80
4.5 Протипожежна безпека цеху 81
4.6 Очищення відпрацьованих газів 82
4.7 Розрахунок вентиляції для видалення надлишкової теплоти 83
Висновки 86
Перелік джерел посилання 88

ВСТУП

Сучасне світове виробництво сталі відзначається значною концентрацією капіталу. Основна частка сталі виготовляється в 19 корпораціях, де річний обсяг виробництва перевищує 10 млн тонн. Найбільшим виробником у 2005 році стала корпорація «Arcelor» з показником у 46,9 млн тонн на рік. Друге місце займає «Mittal Steel», яка виробила 35,3 млн тонн сталі. Серед українських підприємств завод імені Ілліча посів 33-тю позицію з показником 6,9 млн тонн, «Азовсталь» — 42-гу позицію (5,9 млн тонн), «Запоріжсталь» — 56-ту (4,5 млн тонн), а Алчевський металургійний комбінат — 67-му позицію з обсягом виробництва 3 млн тонн.

Ще однією важливою характеристикою світової чорної металургії є стрімке зростання продуктивності виробництва, що визначається кількістю сталі на одного працівника в цій галузі. У 2013 році показник продуктивності в розвинених країнах перевищував 600 тонн на рік, тоді як в Україні він становив близько 100 тонн на рік, що є значно нижчим рівнем.

Однак головна проблема української чорної металургії полягає у високій енергоємності виробництва, тобто у великих витратах енергоресурсів на виготовлення одиниці продукції. Це пов’язано із застарілим технологічним рівнем галузі, зокрема використанням морально і технічно застарілих технологій та обладнання. Перехід від мартенівського до киснево-конвертерного методу виробництва сталі дозволяє значно знизити витрату енергоносіїв та суттєво полегшити екологічне навантаження. Згідно з прогнозами, в Україні частка мартенівського способу має зменшитися до 12%, тоді як електросталеплавильному методу буде належати близько 16%. Основний же обсяг виплавки сталі (72%) планується забезпечувати завдяки конвертерному виробництву.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Структура та зміст проєкту цеху

У цій кваліфікаційній роботі запропоновано проєкт конвертерного цеху, річною потужністю 7,5 мільйонів тонн сталі.

1.2 Передумови для будівництва конвертерного цеху

До початку військових дій сталеплавильне виробництво України було сконцентроване на 12 металургійних підприємствах. У 2008 році обсяг виробленої сталі становив 23,6 млн тонн, із яких частка мартенівської сталі складала 47,5 %, конвертерної – 49,1 %, а електропічної – лише 3,4 %.

На той час лише 17,6 % української сталі розливалися на машинах безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), тоді як у розвинених країнах цей показник перевищував 95 %. Сучасні тенденції світової металургії вимагають постійного підвищення якості металу, що включає зниження вмісту таких шкідливих домішок, як сірка, фосфор, гази та кольорові метали. Особливу увагу приділяють підвищенню чистоти сталі щодо неметалічних включень, які впливають на такі параметри, як анізотропія властивостей, межа холодноламкості, зварюваність, схильність до старіння, технологічна пластичність та контактна міцність.

Значне покращення якості рідкої та твердої сталі досягається завдяки застосуванню шлакоутворюючих сумішей, які вводять у кристалізатор МБЛЗ. Під час безперервного розливання сталі ці суміші виконують ключові функції: захищають поверхню рідкого металу від окислення, асимілюють неметалічні включення, забезпечують теплову ізоляцію поверхонь шлаку і металу, зменшують тертя між поверхнею кристалізатора та заготовки, а також сприяють покращенню теплового обміну в кристалізаторі.

Наразі сталеплавильне виробництво України стикається з суттєвими труднощами через перебої у постачанні сировини в умовах здобуття економічної незалежності. Перехід на світові ціни при існуючій структурі споживання паливно-енергетичних ресурсів значно підвищує собівартість продукції, що ускладнює її конкурентоспроможність порівняно з продукцією розвинених металургійних країн.

Для подолання цих викликів було прийнято рішення про будівництво конвертерного цеху, який дозволить удосконалити технологічні процеси та підвищити ефективність виробництва.

1.3 Характеристика конвертерного виробництва

Кисневий конвертер — це посудина грушоподібної форми, встановлена на цапфах із можливістю повертання. Внутрішня поверхня конвертера футерована, а його конструкція передбачає льотку для випуску сталі. У верхній частині розташоване отвір, який використовується для введення кисневої фурми в порожнину конвертера, відведення газів, заливання чавуну, завантаження металевого брухту та компонентів для утворення шлаку.



Рисунок 1.1 – Конвертер обсягом 160т

Позитивні аспекти киснево-конвертерного виробництва:

- Киснево-конвертерне виробництво потребує значно менших капіталовкладень при будівництві цехів з аналогічною продуктивністю в порівнянні з мартенівським виробництвом. Це зумовлено значно простішою конструкцією основних агрегатів та меншими витратами на обладнання для таких цехів.

- Сталь, виготовлена в кисневих конвертерах, має підвищені міцнісні характеристики, зберігаючи при цьому ті самі властивості пластичності, що й мартенівська сталь.

- Конвертери є більш компактними: два конвертери здатні замінити сім мартенівських печей, що дозволяє заощаджувати простір на території цеху.

1.4. Міксерне відділення

Міксерне відділення є однопрогоновою будівлею шириною між осями колон 30 метрів і довжиною 72 метри, призначеною для зберігання чавуну. У межах відділення розташовані два міксери ємністю по 1300 тонн кожен.

У міксери дозволяється зливати чавун, щоб забезпечити необхідний хімічний склад для подальшого процесу плавки. Перед зливом чавуну обов'язковим етапом є завантаження шлаку з чавуновозних ковшів. У разі виробничої потреби допускається перелив чавуну з доменних ковшів безпосередньо в чавуновозні ковші конвертерного відділення за погодженням із головним сталеплавильником або начальником цеху.

Хімічний склад чавуну, що завантажується в міксер, повинен відповідати наступним значенням у масових відсотках: Mn — не менше 0,5; Si — 0,6–0,9; S — до 0,025; P — до 0,30. Контроль хімічного складу проводиться під час кожної плавки. Проби беруть під час зливу чавуну з міксера, з потоку металу після заповнення половини чавуновозного ковша. Для кожного ковша, відібраного для переливу, також проводиться відбір проби. Дані про хімічний

склад перелитого чавуну разом із його вагою передаються на пульт управління конвертерів.

На рівні позначки 8,18 метра встановлені ваги для зважування чавуну. Після завершення зважування чавуновозний ківш транспортують у завантажувальний проліт. Температура чавуну під час подачі з міксера вимірюється в чавуновозному ковші для кожної плавки і повинна бути не нижчою за 1320 °С.

Міксер має форму бочки; його сталевий зварний кожух із внутрішнього боку викладений вогнетривким футеруванням із терміном експлуатації від 0,5 до 1,5 року. Мінімальний незнижуваний запас чавуну в міксері становить 700 тонн.

У межах відділення встановлено два заливні крани вантажопідйомністю 180/50 тонн кожен, а також дві установки для скачування шлаку.

1.5 Шихтовий проліт

Відділення побудоване як однопролітна будівля з габаритами: ширина між осями колон — 30 метрів, довжина — 84 метри, висота — 12,8 метра. Для обслуговування відділення використовуються чотири електричні крани вантажопідйомністю 15 тонн кожен. У скрапному відділенні розташована яма розмірами 78,8 метра в довжину, 13,3 метра в ширину і 3 метри в глибину. Уздовж всього шихтового прольоту проходять три залізничні колії: дві призначені для розвантаження і одна для навантаження. Завантаження здійснюється у совки для одноразового завалки. Для зважування шихти передбачені залізничні ваги з вантажопідйомністю до 60 тонн.

Шихтове подвір’я сипучих матеріалів верхнього типу обладнане ямними бункерами для зберігання матеріалу. Його розміри становлять 220 метрів у довжину та 24 метри у ширину. Для виконання операцій використовуються два грейферні крани вантажопідйомністю по 10 тонн. Вся внутрішня площа будівлі зайнята залізобетонними ямними бункерами, довжина яких відповідає

довжині залізничного вагона. Над бункерами облаштовані дві наскрізні залізничні колії: одна призначена для розвантаження, а друга — для навантаження.

Крім того, шихтовий дворик обладнаний стаціонарним вагоноперекидачем, здатним приймати вагони вантажопідйомністю до 160 тонн.

1.6 Пічний проліт

Вибір кількості та обсягу конвертерів виконується з урахуванням заданої річної продуктивності запланованого цеху ($П_ц$, т/рік). Визначивши кількість конвертерів nк, можливо розрахувати їхній обсяг за формулою $n = П_ц/П_к$, де $П_к$ – це річна продуктивність одного конвертера.

Таким чином, для кисневого конвертера з обсягом 160 т продуктивність складатиме:

$$П_к = (160 \cdot 1440 \cdot 97 \cdot 365) / 100 \cdot 33 = 2471912,7 \text{ т / рік}$$

Ємність конвертера має відповідати типовому ряду об’ємів, визначених згідно з ГОСТ, за масою рідкої сталі: 50, 100, 130, 160, 200, 250, 300, 350 і 400 тонн.

Кількість конвертерів із ємністю 160 тонн у цеху становитиме:

$$n = П_ц / П_к = 7500000 / 2471912,7 = 3,03 \sim 3$$

При роботі трьох безперервно функціонуючих конвертерів об'ємом 160 тонн річний обсяг виплавки сталі в цеху становить орієнтовно 7,5 млн тонн рідкої сталі. Киснево-конвертерний цех (ККЦ) включає три конвертери ємністю по 160 тонн кожен. У таблиці 1.1 наведено основні техніко-економічні характеристики цеху.

Таблиця 1.1 - Техніко-економічні показники ККЦ

Найменування	Одиниця виміру	Показники
Річна продуктивність цеху	млн. тонн	7,5
Кількість встановлених конвертерів у тому числі постійно працюючих	шт. шт.	3 3
Ємність конвертера по рідкій сталі	тонн	160

Річна продуктивність конвертерного цеху становить 7,5 млн тонн придатної литої заготовки відповідно до виробничого плану.

У конвертерному прольоті, окрім власне конвертерів, розташовані система відведення конвертерних газів, механізм підйому та опускання фурми, система бункерів і інше обладнання для подачі сипучих матеріалів у конвертер. На робочому майданчику також передбачено бункери для зберігання феросплавів.

Кількість заливальних кранів визначається за формулою, аналогічною тій, що використовується для розрахунку числа машин для завалки. При цьому загальний час роботи крана на одну плавку (у хвилинах) враховує як основні операції (зокрема, заливку чавуну), так і допоміжні процеси.

Час, потрібний крану для виконання робіт із заливки чавуну, включає такі етапи: опускання траверси, захоплення ковша, його підйом, переміщення до конвертера, заливку чавуну (тривалість 2–3 хвилини), а також виконання зворотних операцій. У випадку транспортування заливальних ковшів по робочому майданчику загальна тривалість операцій крана може становити від 6 до 8 хвилин.

$$n = (A\sum k) / 1440b,$$

де A – число завалок (плавок) на добу, шт/добу;

$\sum$ – заборгованість крана на одну плавку, хв/пл.;

k – коефіцієнт, що враховує виконання допоміжних робіт (1,1);

b - коефіцієнт використання крана (0,8);

1440 – кількість хвилин на добу, хв/добу.

$$n = 44 \cdot 7 \cdot 0,9 / 1440 \cdot 0,8 = 0,26 \approx 1$$

1.7 Розливний проліт

Число (n) заливальних кранів та мостових кранів для завантаження брухту встановлюють за формулою:

$$n = (A\sum k)/1440b,$$

де А - число завалок (плавок) на добу, шт/добу;

∑ - заборгованість машини (тривалість завалки) на одну плавку, хв/пл;

k – коефіцієнт нерівномірності, що враховує можливість збігу завалки на кількох печах (1,3);

b - коефіцієнт використання машини (0,8);

1440 – кількість хвилин на добу, хв/добу.

$$A = 24 \cdot 60 / 33 = 44 \text{ шт. / добу.}$$

Тривалість завалки залежить від кількості мульд із шихтою для однієї плавки та часу, який витрачається на завантаження однієї мульди. Для підлогової машини завалки час завантаження однієї мульди зазвичай становить 1,0–1,5 хвилини. Кількість мульд із шихтою ($n_м$) розраховується за такою формулою:

$$n = Q_{пл.} / V_м \, q,$$

де $Q_{пл.}$ - витрата того чи іншого шихтового матеріалу на одну плавку, т / пл.;

$V_м$ – обсяг однієї мульди, м³;

q – насипна маса матеріалу у мульді, т/м³.

Рекомендована місткість мульд для завалочних машин із вантажопідйомністю 7,5; 10 та 15 тонн становить відповідно 1,2; 1,75–2,2 та

3,3 м³. Насипна маса матеріалу в мульді зазвичай на 10–15% менша порівняно з насипною масою того ж матеріалу в бункері.

$$Q_{л} = 160 \cdot 0{,}375 = 60 \text{ т/пл.};$$

$$Q_{ФMn} = 160 \cdot 0{,}0074 = 1{,}184 \text{ т/пл.};$$

$$Q_{ФCu} = 160 \cdot 0{,}0048 = 0{,}77 \text{ т/пл.};$$

$$Q_{вап} = 160 \cdot 0{,}064 = 16{,}3 \text{ т/пл.};$$

$$Q_{пл.шп.} = 160 \cdot 0{,}004 = 0{,}6 \text{ т/пл.}$$

$$n_{л} = 60 / 3{,}3 \cdot 1{,}45 = 12{,}5 \approx 13;$$

$$n_{ФMn} = 1,\ 184/3{,}3 \cdot 2{,}55 = 0{,}14;$$

$$n_{ФCu} = 0{,}77 / 3{,}3 \cdot 1{,}3 = 0{,}18;$$

$$n_{вап} = 16{,}3 / 3{,}3 \cdot 0{,}7 = 7;$$

$$n_{пл.шп.} = 0{,}6/3{,}3 \cdot 1{,}45 = 0{,}12.$$

$$\sum n = 13 + 0{,}14 + 0{,}18 + 7 + 0{,}12 = 20{,}44 \approx 21$$

$$\sum n \cdot 1 \text{ хв} = 23 \cdot 1 = 23 \text{ хв/пл.}$$

$$n = (A\sum k) / 1440b = 44 \cdot 21 \cdot 1{,}3 / 1440 \cdot 0{,}8 = 0{,}9 \approx 1$$

Місткість совків для брухту. Величину насипної маси (q) брухту для розрахунку ємності совків слід приймати як 1 т/м³. Якщо частка брухту становить 25% загальної маси металошихти, тоді його витрати на плавку визначаються формулою 0,25T/0,9, де T — ємність конвертера для рідкої сталі (у тоннах), а 0,9 — коефіцієнт виходу рідкої сталі. За таких умов, якщо брухт завантажується одним совком, обсяг совка (V_c) можна розрахувати наступним чином.

$$V_c = 0{,}25T/0{,}9q, \text{ м}^3.$$

$$V_c = 0{,}25 \cdot 160 / 0{,}9 \cdot 1 = 44 \text{ м}^3$$

Кількість совків для брухту. Під час використання напівпортальних машин для завантаження брухту матеріал подають у конвертери за допомогою

двох совків. Таким чином, якщо за добу в цеху відбувається А плавок, то для їх проведення необхідно завантажити 2А совків із брухтом. Отже, кількість необхідних совків (n) складатиме, шт.:

$$n = K \cdot \frac{2 \cdot A \cdot t_{об}}{24} = K \cdot \frac{A \cdot t_{об}}{12},$$

де $t_{об}$ - тривалість циклу обороту совка, год;

К - коефіцієнт запасу (1,15);

24 - число годин на добу.

Під час роботи мостового крана для переміщення брухту необхідна кількість циклів з використанням одного совка буде удвічі меншою. Цикл роботи совка включає такі етапи: транспортування від завантажувального прольоту до шихтового прольоту або до скрапопереробного цеху й назад, завантаження брухту в совок, очікування завершення завантаження в завантажувальному прольоті, а також подальше завантаження брухту в конвертер. Тривалість одного циклу може варіюватися, становлячи від 2,5 до 5 годин.

$$n = 1{,}15 \cdot \frac{44 \cdot 3{,}75}{12} = 15{,}8 \approx 16$$

Число шлакових ковшів (n) можна обрахувати за формулою:

$$n = KAn_1t_{об} / 24,$$

де А – кількість плавок у цеху за добу, пл./добу;

n_1 – число шлакових ковшів однією плавку, шт./пл. ;

К - коефіцієнт запасу (1,15 - 1,3);

$t_{об}$ – тривалість обороту шлакового ковша (3 – 6 год).

Число шлакових ковшів на одну плавку:

$$n1 = (TKш) / Vкq,$$

де Т - місткість конвертера, т;

$K_ш$ – кількість конвертерного шлаку (0,11 – 0,17 т/т сталі);

$V_к$ - обсяг шлакового ковша (11 або 16 або 30 $м^3$);

q – щільність рідкого шлаку (2,3 – 2,5 т/$м^3$).

$$n_1 = (TK_ш) / V_кq = (160 \cdot 0,14) / 16 \cdot 2,4 = 0,58 \approx 1$$
$$n = KAn_1t_{об} / 24 = 1,23 \cdot 44 \cdot 1 \cdot 4,5 / 24 = 10,15 \approx 10$$

Кількість скраповозів. Скраповози транспортують совки з брухтом до завантажувального прольоту з шихтового прольоту, відповідного відділення або скрапопереробного цеху. У цехах із великогабаритними конвертерами скраповоз може перевозити два совки (якщо брухт завантажується напівпортальною машиною) або один совок (у разі використання крана для завантаження). В обох сценаріях кількість рейсів відповідає числу плавок у цеху за добу. Відповідно, необхідна кількість скраповозів (n) дорівнює, шт.:

$$n = (At_{об}) / 1440 ,$$

де А - кількість рейсів скраповоза за добу, шт. / добу;

$t_{об}$ - тривалість циклу обороту скраповоза, хв.

Цикл роботи скраповоза включає кілька етапів: зняття порожніх совків і встановлення заповнених брухтом у шихтовому прольоті, перевезення до завантажувального прольоту, де здійснюється зворотна операція — зняття заповнених совків і встановлення порожніх, після чого скраповоз повертається до шихтового прольоту. Тривалість одного циклу залежить від кількості

совків, що обробляються, а також від специфіки умов роботи цеху і варіюється в межах 15–35 хвилин.

$$n = (At_{об}) / 1440 = (44 \cdot 25) / 1440 = 0,76 \approx 1$$

Кількість кранів у шлаковому прольоті. У цехах зі спеціальним прольотом для вивезення шлаку мостові крани виконують такі завдання: переміщення ковшів зі шлаком зі шлаковоза конвертерного цеху на стенд і зі стенду на шлаковоз, що транспортує шлак за межі цеху. Після повернення порожніх шлакових чаш у проліт здійснюються зворотні перестановки. Отже, для кожного ковша виконується загалом чотири переміщення. Кількість кранів (n) можна розрахувати за формулою:

$$n = A\, n_к\, n_n\, t_n\, k / 1440\, b\ ,$$

де A – число плавок у цеху за добу;

$n_к$ – число шлакових ковшів однією плавку, шт./пл.;

n_n - число перестановок на один ківш (рівне чотирьом) ;

t_n - тривалість однієї перестановки (близько 3 хв);

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

b – коефіцієнт використання крана (0,8).

$$n = A\, n_к\, n_n\, t_n\, k / 1440\, b = 44 \cdot 1 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 1,1 / 1440 \cdot 0,8 = 0,5 \approx 1\ ]$$

1.8 Відділення безперервного розливання сталі

Для розливання сталі застосовуються слябові МБЛЗ криволінійного типу, де перетин слябів встановлюється в межах (235-280) × (1550-1900) мм. Максимальна швидкість розливання розраховується за формулою і становить м/хв:

$$V_{max} = \frac{K \cdot (a/b)}{a}$$

де К - коефіцієнт, що залежить від марки розливається сталі і призначення готової продукції (К = 0,24);

а – товщина слябу, м;

b – висота слябу, м.

Швидкість розливання для різних перерізів слябів, м/хв:

$$235 \times 1550: V_{max} = \frac{0{,}24 \cdot (1 + 0{,}235/1{,}55)}{0{,}235} = 1{,}176$$

$$280 \times 1550: V_{max} = \frac{0{,}24 \cdot (1 + 0{,}28/1{,}55}{0{,}28} = 1{,}012$$

$$235 \times 1900: V_{max} = \frac{0{,}24 \cdot (1 + 0{,}235/1{,}55)}{0{,}235} = 1{,}147$$

$$280 \times 1900: V_{max} = \frac{0{,}24 \cdot (1 + 0{,}28/1{,}55)}{0{,}28} = 0{,}983$$

Технологічна довжина МБЛЗ:

$$L_т = K_c \cdot a^2 \cdot V_{max},$$

де $K_з$ – коефіцієнт, що залежить від відношення ширини (b) заготовки до товщини (а);

При b/a = 1,55/0,235 = 6,6 K_c = 340.

$$L_{1т} = 340 \cdot 0{,}235^2 \cdot 1{,}176 = 22 \text{ м.}$$

$$L_{2т} = 340 \cdot 0{,}28^2 \cdot 1{,}176 = 26 \text{ м.}$$

Беремо МБЛЗ із технологічною довжиною рівною 26 м.

Мінімальний час розливання з одного ковша, хв:

$$\tau_{min} = \frac{M_M}{V_{max} \cdot S \cdot \rho \cdot Z_p},$$

де $M_м$ - маса металу в ковші, тонн;

V_{max} – максимальна швидкість розливання, м/хв;

S – площа перерізу заготовки, $м^2$;

ρ – щільність рідкої сталі, $т/м^3$ (ρ = 7,0);

$Z_р$ - число струмків МБЛЗ, од. ($Z_р$ = 1).

$$\tau_{min1} = \frac{160}{1.176 \cdot 0.235 \cdot 1.9 \cdot 7 \cdot 1} = 53{,}36 \text{ хв.}$$

$$\tau_{min2} = \frac{160}{1.176 \cdot 0.28 \cdot 1.9 \cdot 7 \cdot 1} = 43{,}7 \text{ хв.}$$

Вважаючи отримані результати, приймаємо проектну тривалість розливу ($\tau_{пр}$), що дорівнює $2 \cdot \tau_{пл}$:

$$\tau_{пр} = 2 \cdot \tau_{пл} = 2 \cdot 32 = 64 \text{ хв.}$$

Продуктивність однієї безперервно працюючої машини стягне:

$$П = \frac{1440}{n_c \cdot \tau_{пр} + t_{пм}} \cdot n_c \cdot M_{пл} \cdot 365,$$

де n_c - кількість плавок в серії, шт. (n_c = 10);

$\tau_{пр}$ – проектний час розливки однієї плавки, хв.;

$t_{п.м}$ – час на підготовку машини до серії плавок, хв ($t_{п.м}$ = 130).

$$П = \frac{1440}{10 \cdot 64 + 130} \cdot 10 \cdot 160 \cdot 365 = 1312665 \text{ т/год.}$$

Кількість машин, що безперервно працюють, од.:

$$Z_{раб.м} = \frac{A_{ст}^{год}}{П^{год}},$$

$$Z_{раб.м} = 2{,}6 \cdot 10^6 / 1312665 = 2$$

Машини на ремонті:

$$Z_{рем} = \frac{Z_{раб.м} \cdot (365 - T)}{T},$$

де Т – фонд робочого дня машин, діб/рік.

$$Z_{рем} = \frac{2 \cdot (365 - 290)}{290} \approx 1 \text{ машина.}$$

Загальна кількість машин:

$$Z_{общ} = Z_{раб.м} + Z_{рем} + 1$$

де 1 – додаткова машина, що у гарячому ремонті.

$$Z_{общ} = 2 + 1 + 1 = 4 \text{ машини.}$$

Встановлюємо 4 МБЛЗ: на двох із них відбувається безпосередній розлив, одна готується до процесу розливу, а ще одна перебуває на ремонті.

Кількість розливних кранів у розподільчому прольоті, шт.:

$$Z_{кр} = \frac{K_{вр} \cdot N_{пл} \cdot \tau_к}{1440 \cdot b} ,$$

де $К_{в.р}$ - коефіцієнт зайнятості кранів на допоміжні роботи, включаючи ліквідацію аварій ($К_{в.р} \approx 1,1$);

$N_{пл}$ - добова кількість плавок, пл/добу;

$\tau_к$ – зайнятість крана на обслуговування розливки однієї плавки, хв/пл ($\tau_к = 30$);

b – коефіцієнт використання кранів ($b \approx 0,8$).

$$Z_{кр} = \frac{1,1 \cdot 45 \cdot 30}{1440 \cdot 0,8} = 1,3$$

Встановлюємо у розподільчому прольоті 2 крани.

Зайнятість проміжних ковшів під розливом, година:

$$\tau_1 = \frac{\tau_{пр} \cdot C_ф}{60} ,$$

де $\tau_{пр}$ – проєктний час розливки однієї плавки, хв;

$C_ф$ - стійкість футерування промковшів, плавок ($C_ф = 6$).

$$\tau_1 = \frac{64 \cdot 6}{60} = 6,4 \text{ год.}$$

Використовується за добу промковшів, штук:

$$n_к = \frac{N_{пл}}{n_c} ,$$

$$n_к = 45/6 = 8 \text{ ковшів.}$$

Загальна кількість проміжних ковшів складатиме 10 одиниць. Кількість кранів у прольоті підготовки промковшів розраховується за наступною формулою:

$$Z_{кр} = \frac{K_{в.р} \cdot n_к \cdot \tau_П \cdot P}{1400 \cdot b} ,$$

де $K_{в.р}$ - коефіцієнт зайнятості крана на допоміжних роботах ($K_{в.р} = 1,2$);

$n_к$ – кількість використовуваних за добу промковшів, штук;

$\tau_п$ – середні затрати часу на одну перестановку промковша, хв. ($\tau_п = 4$);

Р – кількість перестановок одного промківша у його ремонт, од. (Р = 7);

$$Z_{кр} = \frac{1,2 \cdot 8 \cdot 4 \cdot 7}{1440 \cdot 0,8} \approx 1$$

Встановлюємо два крани, кожен із вантажопідйомністю 20 тонн. Комплекс обладнання МБЛЗ розроблений для виробництва литих слябів завтовшки 235, 250 і 280 мм та завширшки 1600 і 1900 мм із конструкційних, вуглецевих, звичайних і низьколегованих сталей.

Технічні характеристики МБЛЗ зазначені в таблиці 1.2, а загальна схема представлена на рис. 1.2.

Таблиця 1.2 - Технічна характеристика МБЛЗ

Найменування	Одиниця виміру	Показник
Кількість МБЛЗ	шт.	4
Тип машини	-	криволінійна
Кількість струмків у кожній МБЛЗ	шт.	1
Номінальна вага плавки	тонн	155
Цикл подачі плавок на МБЛЗ	хв.	64
Продуктивність МБЛЗ	тис. т на рік	1312
Місткість стальковша по рідкій сталі	тонн	160
Висота підйому стальковша на стенді	мм	600
Місткість промковша по рідкому металу на робочому рівні	тонн	19
Робочий рівень у промковші	мм	900
Висота підйому промковша на підйомно-поворотному стенді	мм	500
Радіус кривизни базової стінки кристалізатора	мм	8000
Висота кристалізатора	мм	1200
Частота хитання кристалізатора	$хв^{-1}$	20÷120
Швидкість розливання: за механізмами технологічно максимальна для слябів товщиною, мм: 235 250 280	 м/хв м/хв м/хв м/хв	 0,2÷1,6 1,176 1,1 0,983
Загальна технологічна довжина	мм	26000
Довжина заготовки після порізки	мм	5600÷8500
Позначка рівня робочого майданчика	мм	+9435
Швидкість руху заготівлі по рольгангу	м/с	0,5
Максимальна маса заготівлі	тонн	35

Основне обладнання ВБРС умовно поділяється на устаткування розливного майданчика та устаткування технологічної лінії.

Обладнання розливного майданчика виконує функцію приймання розливних ковшів на МБЛЗ, забезпечує подачу рідкого металу до проміжного ковша та кристалізатора, а також організовує початковий етап розливання металу.

Ключовими елементами обладнання розливного майданчика є стенд для сталевих ковшів, проміжний ківш, підйомно-поворотний стіл для плитки та настил проміжного ковша, що розташований навколо кристалізатора.

Також на розливному майданчику встановлені переливна ємність, шлаковня, установка РМР, а також частина пристрою для прибирання затравки з механізмом підйому.

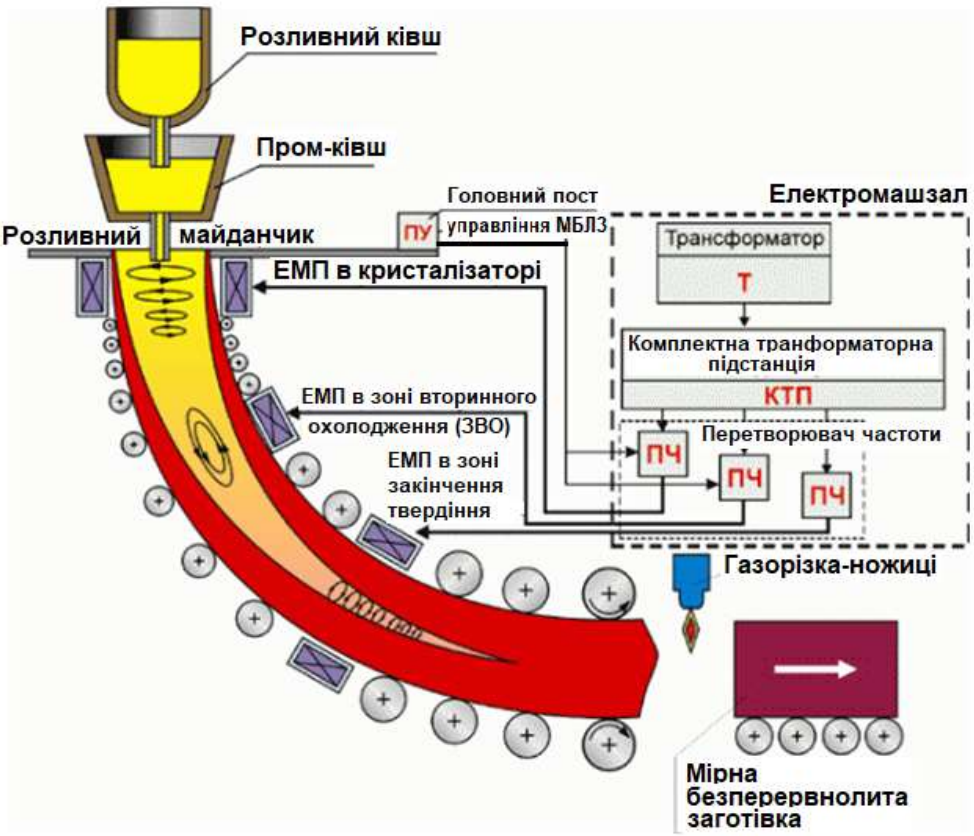


Рисунок 1.2 – Сортова МБЛЗ

Розливальний стенд призначений для встановлення на ньому зупиненого промковша та його переміщення з зони подачі металу до позиції розливання. Також він використовується для заповнення промковша зі сталеплавильного агрегату та заміни порожнього промковша. Конструкція стенда дозволяє здійснювати підйом і поворот, причому підняття траверзи разом із колоною виконується за допомогою гідропривода, а поворот — за допомогою електромеханічного привода. У разі аварійного відключення електроживлення передбачено можливість повороту траверзи через пневмопривод.

Підйомно-поворотний стенд також призначений для встановлення на ньому двох ковшів, один з яких можна перевести з резервної позиції до робочої шляхом обертання траверзи на 180°. За допомогою цього обладнання можна виконувати різноманітні технологічні операції, включаючи розігрів сталі перед процесом розливу.

Проміжний ківш слугує для приймання рідкого металу зі сталевого ковша та його рівномірної подачі через систему регулювання стопором у формі спокійного струменя до кристалізатора. Конструкція ковша передбачає механізми заміни стаканів і стопорний механізм. Верхня частина ковша закрита спеціальною кришкою.

Розливний майданчик у зоні кристалізатора обладнано знімним футерованим плитковим настилом. Конструкція включає змінне обладнання, таке як плити кристалізатора, шлаковик, коміри та ємності для аварійного переливу металу з промковша.

Технологічна лінія передбачає такі основні компоненти:

– кристалізатор із механізмом хитання;

– роликові секції в зоні вторинного охолодження з приводами;

– пристрій для відділення та збору затравки із виробничої лінії;

– рольганги для відведення затравки та приймальні рольганги;

– машину газового різання (МГР);

– пристрій для грануляції шлаку;

– маркувальне обладнання;

– рольганг під МГР.

Кристалізатор виконує функцію формування первинної скоринки заготовки та відведення теплової енергії від неї. Він складається з двох широких і двох вузьких стінок, що утворюють порожнину відповідно до розмірів заготівлі. Кожна стінка виготовлена зі сталевої плити, до якої кріпиться водоохолоджувана мідна плита за допомогою шпильок. Підведення охолоджувальної води здійснюється через два патрубки, а злив — через один патрубок у рамі механізму хитання.

Киснево-конвертерний цех, оснащений конвертерами місткістю 160 тонн, буде укомплектований стаціонарними міксерами та машинами безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

Відмінною рисою цеху є винесення операцій зі скачування шлаку з чавуновозних ковшів у спеціалізоване відділення для шлакоскачування. Крім

того, використовується конвеєрний тракт для транспортування сипких матеріалів та феросплавів, а також передбачено наявність ділянки для позапічної обробки сталі. У рамках другої черги будівництва планується встановлення ще одного конвертера та двох машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

Особливе проектування цеху спрямоване на забезпечення незалежності вантажопотоків без їх перетинання. Основні перевезення здійснюються цеховими рейковими машинами, кранами та залізничним транспортом. Із цікавих конструктивних елементів можна відзначити організацію шихтових відділень та функціонування конвеєрної системи. Шихтове відділення немагнітних матеріалів включає три взаємопов’язані ділянки: для сипучих матеріалів, феросплавів та дроблення. Матеріали доставляються в залізничних напіввагонах через наскрізну та дві тупикові колії, після чого розвантажуються у приймальні бункери.

1.9 Характеристика сталі 5сп

Залізовуглецевий нелегований сплав звичайної якості Ст5сп належить до спокійних сталей, що забезпечує її однорідну структуру та рівномірний розподіл домішок по перерізу готових виробів. Завдяки оптимальному поєднанню доступної ціни і задовільних характеристик міцності цей матеріал широко застосовується у сфері будівництва, промисловості та транспортного машинобудування. Його використовують для виготовлення різних видів прокату (гарячекатаного і холоднокатаного), труб, штампованих деталей, металевих стрічок, дроту та поковок. Проте у зварних металоконструкціях застосування сталі Ст5сп обмежене.

Хімічні властивості

Сплав містить вуглець у кількості до 0,3%, а склад сірки (S) і фосфору (P) відповідає типовому вмісту для сталей звичайної якості. Кремній і

марганець присутні в мінімальних кількостях, що обумовлює віднесення сталі Ст5сп до категорії нелегованих. Інші хімічні елементи наявні лише як невеликі домішки. Вміст азоту залежить від способу виплавки: для електропечей він не перевищує 0,012%, а для мартенівської і конвертерної сталі – не більше 0,010%.

Таблиця 1.3 – Хімічний склад сталі Ст5сп відповідно до ДСТУ 2651/ГОСТ 380

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	As	Fe
0,28-0,37	0,15-0,30	0,50-0,80	≤0,30	≤0,050	≤0,040	≤0,30	≤0,30	≤0,080	-97

Фізико-механічні властивості сталі Ст5сп

Сталь Ст5сп характеризується відсутністю схильності до відпускної крихкості. Вона добре зварюється за умови попереднього ретельного прогріву, а процеси можуть виконуватись як ручним електродуговим способом, так і механізованим зварюванням. Матеріал також сприятливо реагує на ковальську обробку. До найбільш ефективних методів термічної обробки для цієї марки сталі належать нормалізація та нормалізація з подальшим відпуском.

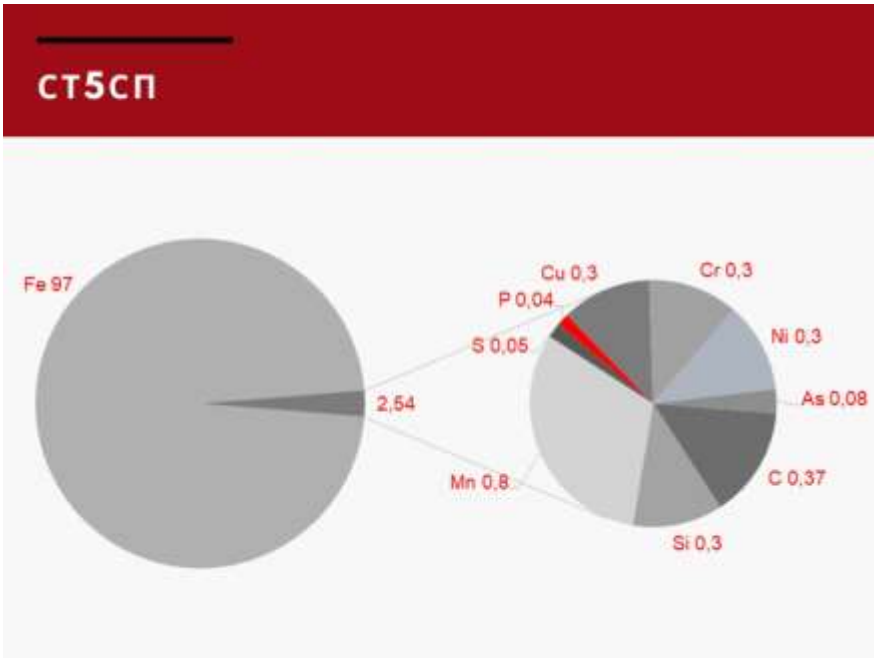


Рисунок 1.3 – Приблизний склад сталі Ст5сп

Сталь марки Ст5сп добре витримує ударні навантаження та проявляє стійкість до абразивного зносу. Вона відзначається задовільними технологічними властивостями та легко піддається механічній обробці різальними інструментами з твердих або швидкорізальних сплавів.

Таблиця 1.4 – Механічні властивості сталі Ст5сп ДСТУ 4484/ ГОСТ 535

Розмір перерізу, мм	Тимчасовий опір $\sigma_в$, Н/мм^2	Межа плинності $\sigma_т$, Н/мм^2, не менше	Відносне подовження δ_s, %, не менше
≤10	490…630	295	20
10…20		285	20
20…40		275	19
40…100		265	17
Більше 100		265	17

Застосування

Ст5сп активно використовується для виготовлення металоконструкцій у будівництві, а також елементів механізмів і апаратів, що працюють при температурі до +425°С. Серед таких виробів можна виділити: болти, шпильки та інші кріпильні елементи; шайби, втулки, пробки і хомути; пальці, тяги, стрижні та вали; клини, упори, важелі; зірочки та фланці.

Таблиця 1.5 – Аналоги Ст5сп у міжнародній практиці

Великобританія	50B, E295, Fe 490-2FN
Німеччина	St50-2, 1.0050
КНР	Q275
Польща	MSt5
США	A57050, K02305
Франція	A50-2
Швеція	2172

1.10 Розрахунок матеріального та теплового балансів киснево-конвертерної плавки

1. Розрахунок матеріального балансу

Плавку виконують за один цикл без видалення проміжного шлаку. Розрахунки здійснюються на основу 100 кг металевої шихти.

1.1. Склад металевої шихти

Таблиця 1.6 – Хімічний склад металевої частини шихти, %

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

1.2 Склад неметалевої частини шихти та футерування

Таблиця 1.7 – Хімічний склад неметалічної частини шихти, %

Матеріал	***SiO_2***	***Fe_2O_3***	***Al_2O_3***	***CaO***	***MgO***	***Cr_2O_3***	***CaF_2***	***CO_2***	***H_2O***
Вапно	2,0	-	2,0	86,0	2,0	-	-	6,0	2,0
Плавиковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	6,0	0,5
Футерівка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

1.3 Склад готової сталі Ст 5сп

Таблиця 1.8 – Хімічний склад готової сталі Ст 5сп,%

C	***Si***	***Mn***	***P***	***S***	***N_2***	***Cr***	***Ni***	***Cu***	***As***
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

1.4 За умови переробки 78% чавуну та 22% скрапу металевою частиною вноситься, кг

Таблиця 1.9 – Хімічний склад металевої шихти, кг

Матеріал	***C***	***Si***	***Mn***	***P***	***S***
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**

1.5 Розрахунок кількості та складу шлаку на основі експериментальних даних

1.5.1 Вважаємо, що зношення футеровки становить 0,3% від загальної маси металевої частини шихти. Витрата CaF_2 також складатиме 0,3%. Крім того, з металевої частини шихти в шлак перейде: 100% кремнію (Si), 80% марганцю (Mn), 90% фосфору (P) та 50% сірки (S).

1.5.2 Для неметалевої частини шихти припускається, що всі оксиди повністю переходять у шлак, за винятком вуглекислого газу.

1.6 Розрахунок необхідної кількості вапна

1.6.1 Зважаючи на вимоги до десульфурації та дефосфорації, основність шлаку (CaO/SiO_2) повинна знаходитись у межах від 2,5 до 3,5. Приймаємо основність рівною 3. У такому разі флюсуюча здатність вапна визначається як така:

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

1.6.2 Шихтою та футеровкою вноситься кремнезему в шлак, кг

а) металевою частиною шихти

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

б) футеруванням

$$0,05 \cdot 0,3 = 0,015 \text{ кг}$$

в) плавиковим шпатом

$$0,05 \cdot 0,3 = 0,015 \text{ кг}$$

Усього буде внесено кремнезему

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

1.6.3. Для отримання заданої основності, потрібно оксиду кальцію, кг

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

1.6.4. Вноситься оксиду кальцію, кг

а) плавиковим шпатом

$$0,3 \cdot 0,8 = 0,024 \text{ кг}$$

б) футеруванням

$$0,3 \cdot 0,02 = 0,006 \text{ кг}$$

1.6.5. За вирахуванням оксиду кальцію, що вноситься плавиковим шпатом і футеровкою, треба вапна, в кг

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

1.7. Встановлюємо складові шлаку

1.7.1 Вноситься кремнезему вапном, кг

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

1.7.2. Вноситься оксиду кальцію вапном, кг

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

1.7.3. Вноситься оксид магнію, в кг

а) вапном

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

б) футеруванням

$$0{,}3 \cdot 0{,}7 = 0{,}21 \text{ кг}$$

1.7.4.Вноситься глинозему, в 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) футеруванням

$$0{,}3 \cdot 0{,}03 = 0{,}009 \text{ кг}$$

1.7.5 Вноситься оксидів хрому футеровкою, кг

$$0,3 \cdot 0,12 = 0,036 \text{ кг}$$

1.7.6 Вноситься оксидів марганцю металевою частиною, кг

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

1.7.7 Вноситься оксидів фосфору металевою частиною, кг

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

1.7.8 Вноситься оксиди заліза футеровкою, в кг

$$0,3 \cdot 0,08 = 0,024 \text{ кг}$$

1.7.9 Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг

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

1.7.10 Складові шлаку, кг

Таблиця 1.10 – Хімічний склад шлаку

Джерела шлаку	***SiO2***	***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**
Плавиковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-	-	-	-	0,2385	**0,2805**
Футерівка	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**

1.8. Маса оксидів шлаку (без оксидів заліза) за даними таблиці 1.10, є 7,7483 кг

1.8.1. Виходячи з практичних даних беремо такі оксиди заліза, що містять, в шлаку:

$$(Fe_2O_3) - 4\%; (FeO) – 12\%$$

1.8.2. Отже, маса шлаку без оксидів заліза становить

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

тоді маса всього шлаку $$U_{ш} = \frac{7,7483}{0,84} = 9,2242 кг$$,

у тому числі оксидів заліза

$$9,2242 - 7,7483 = 1,4759 кг$$

$$Fe_2O_3 = 1,4759/4 = 0,369 кг$$

$$FeO = 1,1069 кг$$

1.9 Беремо, що кількість заліза, що залишилася в шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами, і чад заліза буде 3% = 3 кг

1.9.1. Витрачається заліза на чад з утворенням оксидів

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

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

1.9.2. Втрати заліза у вигляді корольків та викидів, в кг

$$3,0 - 0,2415 - 0,8609 = 1,8976 кг$$

1.10. Вихід рідкої сталі при кількості 0,33 кг вуглецю, і за вирахуванням чаду елементів набуде, кг

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

1.11. Визначаємо кількість домішок, що зісталися в металі, кг

Вуглець – 0,33 кг

Кремній – сліди

Марганець – 0,092 кг

Фосфор – 0,0058 кг

Сірка – 0,02 кг

1.12. Склад металу

Таблиця 1.11 – Хімічний склад металу

C	***Si***	***Mn***	***P***	***S***
0,3563	сліди	0,0993	0,0063	0,0216

1.13. На підставі практичних даних беремо, що:

10% вуглецю окислюється до CO_2 і 90% до CO

вигорить C 3,60 - 0,33 = 3,27 кг

окислиться до CO $23{,}27 \cdot 0{,}1 = 0{,}3271$ кг

окислюється до CO $3{,}27 \cdot 0{,}9 = 2{,}943$ кг

утворюється CO_2 $0{,}327 \cdot \frac{44}{12} = 1{,}199 кг$

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

1.14. Встановлюємо кількість дуття

1.14.1 Потрібно кисню, на окислення заліза до утворення, кг

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

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

1.14.2 Потрібно кисню, на окислення домішок, кг

вуглецю до CO_2	1,199 · 32/44 = 0,872 кг
вуглецю до CO	6,867 · 16/28 = 3,9257 кг
марганцю до MnO	0,4751 · 16/71 = 0,1071 кг
кремнію до SiO_2	1,4571 · 32/60 = 0,7771 кг
фосфору до P_2O_5	0,1196 · 80/142 = 0,0674 кг

1.14.3. Усього згодиться кисню на окислення заліза та домішок,

0,1035+0,2246+0,872+3,9257+0,1071+0,7771+0,0674 = 6,0988 кг

1.14.4. Потрібно технічного кисню при 95% його засвоєнні

6,0988/0,95 = 6,4198 кг

1.14.5. Необхідно дуття при чистоті кисню 99,5%, кг

6,4198/0,995 = 6,4521 кг

1.15. Встановлюємо склад та кількість відпрацьованого газу

1.15.1. Отримано CO_2:

від горіння вуглецю 1,199 кг

із вапна $5,5391 \cdot 0,06 = 0,3323$ кг

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

всього CO_2 $1,199 + 0,3323 + 0,018 = 1,5493$ кг або $1,5493 \cdot 22,4/44 = 0,7887$ м^3

1.15.2. Формується пара води з вологи шихти:

$5,5391 \cdot 0,02 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,1123$ кг або $0,1123 \cdot 22,4/18 = 0,1398$ м3

1.15.3. Формується азоту з дуття:

$6,4521 \cdot 0,005 = 0,0323$ кг або $0,0323 \cdot 22,4/28 = 0,0258$ м3

1.15.4. Кількість кисню, що зостався, дуття:

$6,4521 - 0,0323 - 6,0988 = 0,2814$ кг або $0,2814 \cdot 22,4 / 32 = 0,197$ м3

1.16 Кількість та склад газу

Таблиця 1.12 – Кількість та склад відхідних газів

Складові газу	***кг***	***м^3***	***%***
CO_2	1,5493	0,7887	17,4622
CO	6,897	4,8279	77,7363
H_2O	0,1123	0,1398	1,2657
N_2	0,0323	0,0258	0,3641
O_2	0,2814	0,197	3,1717
Усього	**8,8723**	**5,9792**	**100**

1.17. Матеріальний баланс плавки

Таблиця 1.13 – Матеріальний баланс плавки

Надійшло	***кг***	***Отримано***	***кг***
Чавуну та брухту	100	Металу	92,1744
Вапна	5,5391	Шлаку	9,5513
Плавикового шпату	0,3	Відхідних газів	8,8723
Зруйнованого футерування	0,3	Заліза, корольків та викидів	1,8976
Дуття	6,4521		
Усього	**112,5912**	**Усього**	**112,6039**

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

2. Розкислення сталі

2.1. Склад сталі перед розкисленням

Таблиця 1.14 – Хімічний склад сталі перед розкисленням

Показники	***C***	***Si***	***Mn***	***P***	***S***
Вага, кг	0,33	-	0,092	0,0058	0,02
склад, %	0,3563	-	0,0993	0,0063	0,0216

2.2. Беремо, що у готовій сталі має бути 0,25% Si; 0,65% Mn.

2.3. Розкислення металу виробляємо феросиліцієм та феромарганцем у ковші при зливі металу.

Таблиця 1.14 – Хімічний склад розкислювачів, %

Марки феросплавів	***C***	***Si***	***Mn***	***P***	***S***
Феросиліцій 45	0,10	45,00	0,40	0,05	0,04
Феромарганець Мн1	1,00	2,00	80,00	0,30	0,03

2.4 Для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,25% Si та 0,5507%Mn

2.5 Приймаючи за даними практики чад феросплавів рівним 20%, встановлюємо необхідну їх кількість, кг

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

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

2.6. Вага сталі після розкислення, кг

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

2.7. Перейде в метал, кг

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

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

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

2.7.1. Кількість марганцю в сталі, кг

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

2.7.2. Кількість вуглецю в сталі, кг

$$0,33 + 0,0069 = 0,3369 \text{ кг}$$

2.7.3. Переходом сірки та фосфору в метал у зв'язку з їх незначними кількостями нехтуємо.

2.8. Склад готової сталі

Таблиця 1.15 – Хімічний склад готової сталі після розкислення

Показники	***C***	***Si***	***Mn***	***P***	***S***	***Інші***	***Fe***	***Сума***
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 одержаного складу відповідає вимогам ГОСТ для марки Ст5сп

3. Розрахунок теплового балансу

3.1. Надходження тепла

3.1.1 Фізичне тепло чавуну при 1350 ºС

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

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

1200 - $T_{пл}$ чавуну, ºС

52 – теплота плавлення чавуну, ккал/кг

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

3.1.2 Тепло екзотермічних реакцій окислення домішок

$C \rightarrow CO_2$	$8137 \cdot 0{,}327 = 2660{,}8$ ккал
$C \rightarrow CO$	$2498 \cdot 2{,}943 = 7351{,}614$ ккал
$Si \rightarrow SiO_2$	$7423 \cdot 0{,}68 = 5047{,}64$ ккал
$Mn \rightarrow MnO_2$	$1758 \cdot 0{,}46 \cdot 0{,}8 = 646{,}944$ ккал
$P \rightarrow P_2O_5$	$5968 \cdot 0{,}058 \cdot 0{,}9 = 311{,}5296$ ккал

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

3.1.3 Виділиться тепло за реакціями утворення силікатів кальцію за умови, що всі оксиди кремнію та фосфору пов'язані з оксидом кальцію

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

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

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

3.2. Витрата тепла

3.2.1 Фізичне тепло сталі

$$Q_1' = \left(0,167 \cdot 1500 + 65 + 0,2 \cdot \left(1620 - 1500\right)\right) \cdot 92,6092 = 31440,8234 ккал$$

(131611,29кДж)

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

1500 - $T_{пл}$ сталі, ºС

65 – теплота плавлення сталі, ккал/кг

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

1620 – температура рідкої сталі на випуску, ºС

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

$$Q_2' = \left(0,298 \cdot 1620 + 50\right) \cdot 9,2242 = 4914,2848 ккал \quad (20152,6\ кДж)$$

3.2.3. Беремо, що температура газів, що відходять, дорівнює 1450ºС, тоді гази принесуть тепла

CO_2 $814 \cdot 0,7887 = 642$ ккал

CO $506 \cdot 4,8279 = 2442,9174$ккал

H_2O $632 \cdot 0,1398 = 88,3536$ ккал

O_2 $528 \cdot 0{,}1970 = 104{,}016$ккал

N_2 $499 \cdot 0{,}0258 = 12{,}8742$ ккал

$$Q_3' = 3290{,}16 ккал \ (15447{,}02 кДж)$$

3.2.4 Тепло, що втрачається з корольками заліза та викидами

$$Q_4' = 1{,}8676 \cdot 1620 \cdot 0{,}2 = 605{,}1 ккал \ (2533 кДж)$$

3.3 Тепловий баланс

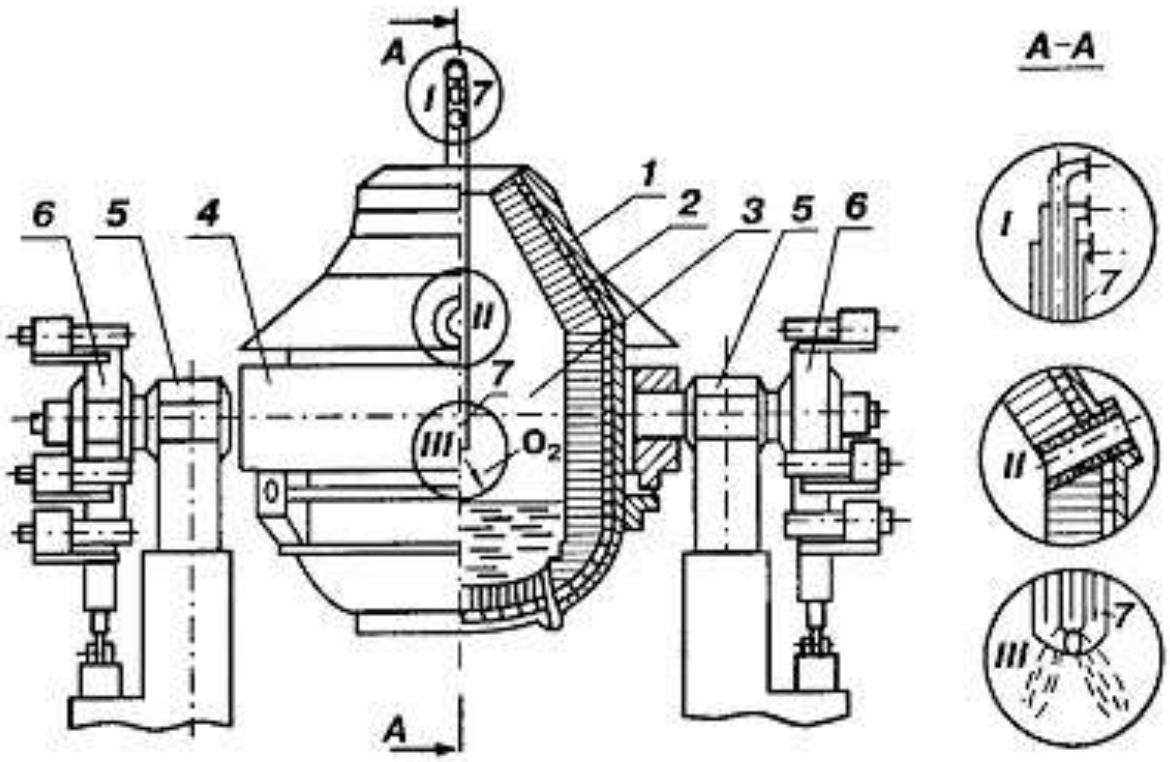
Таблиця 1.16 – Тепловий баланс

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

3.3.1. Надходження тепла є 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 металевої шихти. На повний обсяг $0{,}018 \cdot 10 \cdot 160 = 28{,}8$ кг.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

Кисневий конвертер являє собою симетричний циліндрично-конічний апарат. Основу конвертера складає металевий кожух, виготовлений зі зварних гнутих штампованих сталевих листів товщиною 50-120 мм, які оснащені ребрами жорсткості для забезпечення міцності конструкції. Кожух закріплений у кільці, що має дві цапфи. Через ці цапфи конвертер опирається на підшипники, які встановлені в опорних станинах. Така конструкція дозволяє конвертеру обертатися навколо поперечної осі на 360° у будь-якому напрямку. Нахил конвертера забезпечує зручність для виконання технологічних операцій, таких як завантаження металобрухту, заливання чавуну та випуск продуктів плавлення.



1 – корпус; 2 – футерування; 3 – робочий простір конвертера;

4 – опорне кільце з цапфами та системою кріплення в ньому корпусу;

5 – опорні вузли та станини; 6 – механізм повороту;

7 – киснева фурма із системою кріплення та переміщення

Рисунок 2.1 – Будова кисневого конвертера верхнього дуття

Усередині конвертер оснащений вогнетривким базовим футеруванням, яке зазвичай складається з двох шарів: арматурного та робочого. Арматурний шар, що забезпечує довготривалу експлуатацію, примикає до кожуха, маючи товщину від 110 до 250 мм. Його основне призначення полягає у зменшенні тепловтрат і захисті кожуха у випадку пошкодження робочого шару. Робочий шар зношується під час експлуатації і потребує заміни під час планових ремонтів футерування. Його товщина варіюється від 500 до 800 мм залежно від об'єму конвертера. Найбільш стійким вважається вогнетривке покриття з периклазовуглецевої цегли, яка виготовляється зі сплавленого периклазу з додаванням 10-20% вуглецю. Для збільшення довговічності футеровки на поверхню після випуску металу періодично наносять шлаковий гарнісаж. Це здійснюється шляхом розпилення шлаку, попередньо згущеного доломітом до вмісту MgO 10–12%, із застосуванням азоту, який подається через кисневу фурму. Завдяки такій технології фурма може витримувати до 4500–5000 плавок, що відповідає 120–160 добам експлуатації конвертера.

Конвертери можуть бути виконані як суцільнозварні конструкції, так і з роздільними частинами, такими як шоломна частина або днище. Роздільні сегменти кожуха кріпляться до циліндричної частини за допомогою клинових з'єднань для забезпечення швидкості та надійності розбирання. У шоломній частині розміщується льотка для випуску сталі, яка має металеве облицювання, додатково футерована та закривається спеціальною вогнетривкою глиною.

Система подачі кисню, яка включає фурму, резервну фурму та механізми їх підйому й переміщення, є складною технічною спорудою. На сучасних великогабаритних конвертерах маса фурми разом із системою охолодження водою та рукавами може досягати приблизно 1,5 тонни. Обладнання для підйому та переміщення фурм розташовується на спеціальних платформах над конвертерами. Кисневі фурми повинні забезпечувати подачу кисню із заданою інтенсивністю, правильно спрямованим потоком та відповідною формою струменя, а також характеризуватися високою стійкістю

при простоті конструкції. Залежно від розміру конвертера використовують односоплові фурми (для невеликих конвертерів) або багатосоплові (для великих). Для конвертерів великої місткості зазвичай застосовуються фурми з 5-7 соплами, осі яких розташовані під кутом 16–20° до осі фурми. Конусність сопел становить 8–10°. Під час роботи фурма постійно охолоджується водою. Найбільші навантаження припадають на наконечник (голівку) фурми, який зазвичай виготовляють із міді завдяки її високій теплопровідності — у вісім разів вищій, ніж у сталі. Наконечник є змінним і може виконуватися методом зварювання (найчастіше), ковальства чи лиття. Конструкція фурми включає три концентричні труби: через центральну подається кисень, а по двох зовнішніх циркулює вода для охолодження. Для їх виготовлення застосовують безшовні сталеві труби.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Основні вимоги до шихтових матеріалів

3.1.1 Основні вимоги до чавуну

Чавун, що подається до міксерного відділення, повинен гарантувати температуру в заливному ковші щонайменше 1320°С.

До міксера дозволяється зливати чавун із таким хімічним складом (у масових відсотках):

Марганець	Кремній	Сірка	Фосфор
не менше 0,4	0,6÷1,0	не більше 0,040	не більше 0,030

Якщо склад або температура чавуну відхиляються від зазначених параметрів, злив у міксер допускається виключно з дозволу заступника головного інженера з конвертерного виробництва або начальника цеху. Хімічний склад чавуну, що подається з міксера, має відповідати таким вимогам, % маси:

Марганець	Кремній	Сірка	Фосфор
не менше 0,5	0,6÷0,9	не більше 0,035	не більше 0,30

Хімічний склад і температура чавуну перед початком продування доводяться до відома машиніста пульта управління конвертером, диспетчера цеху та фіксуються в міксерному журналі.

3.1.2. Охолоджувачі та брухт

Фракційний склад сипучих матеріалів становить 10–80 мм. Вміст частинок менше 10 мм не повинен перевищувати 10%. Охолоджувачі мають бути повітряно-сухими.

Металобрухт слід уважно перевіряти на відсутність вибухонебезпечних предметів. Він повинен бути підготовленим і відповідати габаритним вимогам. Максимальний розмір окремих шматків металобрухту не повинен

перевищувати 350×500×800 мм, а пакетів — 750×1050×2000 мм. Використання стружки заборонено.

У таблиці 3.1 наведено значення охолоджувальної здатності охолоджувачів у специфічних умовах ККЦ.

Таблиця 3.1 - Охолоджувальна здатність охолоджувачів в умовах ККЦ

Вид охолоджувача	Маса, тонн	Температура охолодження, °С	
		по ходу продування	після продування
Лом	1	15	15
Руда	1	50	застосування заборонено
Вапняк (обпалений доломіт)	1	20-30	15-20

У брухті кольорових металів не повинно бути цинку, свинцю, міді, паливно-мастильних матеріалів, сміття, снігу, льоду, закритих ємностей або вибухонебезпечних речовин.

Складування металобрухту в шихтовому відділенні магнітних матеріалів здійснюється окремо залежно від його виду та щільності, т/м³: великоваговий – 1,65-1,95; легковагий – 0,65-0,95.

Брухт із вмістом сірки понад 0,017 % маси слід зберігати окремо і використовувати під час виплавки низькосірчистих марок сталі.

3.1.3 Феросплави

Хімічний склад феросплавів має відповідати вимогам стандартів ГОСТ та чинних технічних умов. Використання пилоподібних, змішаних або невідомого хімічного складу розкислювачів та легуючих матеріалів категорично забороняється.

Тверді сплави, які додаються в ківш, повинні бути попередньо подрібнені до шматків розміром не більше 50 мм, а також ретельно висушені або прожарені.

Для розкислення сталі рекомендовано використовувати алюміній у вигляді чушок, роздроблених на шматки масою приблизно 4 кг.

3.1.4 Додаткове паливо та стабілізатор окислення кінцевих шлаків

Для збільшення частки металобрухту в складі шихти доцільно використовувати кускове вугілля марки АС з фракцією 625 мм, яке має вміст не більше 12% золи, 5% вологи, 12% летких речовин і до 0,5% сірки.

Для покращення теплової ефективності конвертерів, оптимізації процесу шлакоутворення та стабілізації рівня окисленості кінцевих шлаків рекомендується застосовувати відходи вугільного футерування алюмінієвих електродів (ОУФ), що містять від 30 до 75% вуглецю і мають фракцію 10-100 мм.

3.2 Технологічна схема роботи ККЦ та хід плавки

Рідкий чавун із доменного цеху надходить у міксерне відділення, де забезпечується його зберігання, хімічне усереднення та регулювання температури. Звідти чавун транспортується в чавуновозних ковшах місткістю 140 тонн до завантажувального прольоту головної будівлі.

Металобрухт перевозять залізничними вагонами вантажопідйомністю 85 тонн у шихтове відділення для магнітних матеріалів, де його розвантажують у спеціальні скрапні ями. У цьому місці брухт сортують і обробляють відповідно до його насипної ваги. Для подальшої обробки брухт завантажується у совки об'ємом 100 м³. Перевезення брухту до завантажувального прольоту головної будівлі здійснюється самохідними скраповозами з боку, протилежного доставці чавуну.

Чавун і брухт подаються на робочу платформу заввишки +8,18 м у завантажувальному прольоті. Перед початком завалювання брухту та заливання чавуну обов’язковим є огляд стану футерування, який проводиться майстром або

сталеваром. Сталевий брухт завантажують у конвертер за один раз повним совком, а чавун вливають у нахилений конвертер одним ковшем за умови готовності сталерозливних ковшів.

Для запобігання викидам перші об'єми чавуну вливають повільно, невеликим струменем. Якщо з горловини конвертера починають активно виділятися гази, процес заливання необхідно тимчасово зупинити й продовжити після зникнення полум'я над конвертером.

Після повного заливання чавуну конвертер переводять у вертикальне положення, опускають фурму й запускають процес продування. Подача кисню розпочинається одночасно з введенням фурми в горловину конвертера. Висота розміщення фурми над рівнем спокійної ванни повинна відповідати рекомендованому режиму, забезпечуючи нормальне утворення шлаку, стабільне продування без викидів і відповідати параметрам, зазначеним у таблиці 3.3.

Таблиця 3.2 – Режим продування киснем

Номер плавки по футеровці конвертера	Положення фурми, м			
	запалення плавки	1-3 хв	3-10 хв	з 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
понад 300	4,0÷3,5	2,0	1,6	1,3

При зниженні вмісту марганцю в чавуні нижче 0,6% або при запізненні початку окислення вуглецю необхідно коригувати висоту фурми в середині продування, збільшуючи або зменшуючи її на 100-200 мм. У випадку, якщо вміст кремнію в чавуні перевищує 0,8%, протягом 3–10 хвилин продування висоту фурми слід збільшити на 100 мм.

Під час запалення плавки фурма опускається поступово та зупиняється на певних етапах, щоб запобігти пошкодженню наконечника. Наприкінці

продування для зменшення окислюваності слід знижувати висоту фурми на 100–300 мм.

Продування плавки у конвертерах об'ємом 135 м² здійснюється через фурму з 5–6 соплами. Рекомендується організовувати процес плавки таким способом, щоб у перші 7–8 хвилин та у фінальні 2–3 хвилини (коли вміст вуглецю при випуску стає менше 0,1%) витрата кисню була підвищеною на 2030 нм³/хв порівняно з основним часом продування.

Протягом першої третини часу продування конвертер завантажується кількома порціями вапна. Перша порція (25–45% від загальної кількості) закладається до початку продування на днище або на брухт. Друга порція додається на третій хвилині після запалення плавки. Послідовність використання вапна протягом процесу показана в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Послідовність присадки вапна та оптимальна її кількість

Порції	Черговість присадки вапна	Витрата вапна в залежності від вмісту кремнію в чавуні, тонн			
		0,6÷0,8	0,81÷0,99	0,9÷1,0	1,01÷1,1
I	На днищі конвертера або на лом	3,5	3,5	3,5	3,5
II	На 3-й хвилині після запалення	3	3,5	3,5	3,5
III	Через 2÷3 хвилини після присадки 2-ї порції	1,5	1,5	2,0	3,0
IV	Через 2÷3 хвилини 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 додають за необхідності разом із першою або другою порцією вапна. Це здійснюється або в період формування шлаку, або за 2-3 хвилини до завершення продування.

Якщо кількість вапна є недостатньою, дозволяється присадка вапняку партіями масою до 1 тонни. Однак загальна маса вапняку не повинна перевищувати 3% від загальної маси садки. Внесення вапняку має бути завершене до початку активного зневуглецювання металу.

У разі використання брухту разом із рудою чи залізорудними котунами брухт закладають перед заливанням чавуну, а руду додають порціями по 0,5 тонни під час продування протягом 10-18 хвилин разом із вапном.

Присадка охолоджувачів обов'язково завершується за 3 хвилини до завершення продування.

Під час продування потрібно виконати такі завдання:

1. Перетворити домішки (C, Si, S, P, Mn) у шлак.

2. Забезпечити нагрівання металу до температури 1600-1800 °C.

3. Повністю розплавити брухт.

Продування вважається завершеним, коли вміст вуглецю в металі дозволяє після внесення розкислювачів і легуючих добавок досягти необхідного рівня вуглецю. Після завершення продування конвертер нахиляють для відбору проби металу, яка направляється на аналіз. Одночасно виконується вимірювання його температури.

У разі відхилення температури від заданих параметрів необхідно провести її коригування. Якщо метал перегрівся, охолодження здійснюється шляхом похитування конвертера, додаванням вапна, вапняку або необпаленого доломіту з подальшим перемішуванням металу струменем кисню. Кількість охолоджувальних добавок у кожному конкретному випадку визначає майстер виробництва. Використання залізорудних матеріалів для охолодження забороняється.

Додування плавки з метою підвищення температури здійснюють при зміщенні фурми на 0,1-0,2 м нижче її положення у другій фазі процесу продування. Якщо вміст вуглецю [C] напівпродукту становить менше 0,07%, підвищення температури більш ніж на 30 °C реалізується додаванням

феросиліцію безпосередньо у конвертер. Обсяг феросиліцію та тривалість додування встановлює майстер виробництва у кожному конкретному випадку.

У разі припинення продувки за високого вмісту вуглецю, при необхідності виконується додаткове продування плавки згідно з початковим режимом її завершення. Якщо потрібно знизити рівень сірки та фосфору, процедуру продовжують при розташуванні фурми на висоті 1500-2000 мм над поверхнею ванни, додаючи вапно або плавиковий шпат.

Для коригування температури чи хімічного складу металу проводяться заміри температури, а також відбираються проби металу та шлаку для хімічного аналізу. Зливання плавки дозволяється лише після отримання результатів експрес-аналізу та проведення температурного вимірювання. Плавка випускається у сталерозливний ківш лише за умови наявності необхідних матеріалів на розливному майданчику та доступного крану.

Сталерозливний ківш перед використанням має бути якісно висушений і повністю очищений від залишків металу або шлаку. Використання ковша з новим футеруванням для розливу високоякісних і низьколегованих марок сталі категорично заборонено.

Злив металу з конвертера в ківш здійснюється через льотку, яка забезпечує спрямований струмінь, що виключає потрапляння шлаку. Конвертер має бути нахилений таким чином, щоб уникнути попадання шлакової маси у струмінь. Тривалість зливу контролюється та реєструється у паспорті плавки, тривалість повинна становити 4-7 хвилин. Важливо забезпечити безперервність струменя під час зливання металу.

Під час випуску плавки сталевоз із ковшем розміщують так, щоб струмінь металу потрапляв у центральну частину ковша. Потрапляння шлаку в сталерозливний ківш має бути мінімізоване, але в обов’язковому порядку забезпечений ізолюючий шлаковий шар. Якщо шлак у ковші потребує загущення, це проводиться після заповнення ковша на дві третини його висоти з додаванням вапна або обпаленого доломіту у кількості не менше ніж 2 кг на кожну тонну сталі. Після завершення зливу сталі конвертер повертають у

протилежний бік (від льотки) до завантажувального прольоту, а залишковий шлак через горловину виливають у шлакову чашу. Такий процес запобігає розмиванню каналу льотки шлаком.

Розкислення й легування сталі здійснюється безпосередньо у ковші із застосуванням феросплавів, які перед використанням мають бути просушені та прожарені. Додавати феросплави на дно ковша забороняється. Усі додатки феросплавів і вуглецевих матеріалів необхідно ретельно зважувати; їх внесення без зважування не допускається. На всі використовувані розкислювачі мають бути надані сертифікати якості від виробника. Застосування матеріалів невідомого складу заборонено.

Для навуглецювання сталі в ковші використовуються лише сухі вуглецеві матеріали (термоантрацит, мелений кокс, електродний порошок) з максимально допустимим вмістом сірки до 1%.

Допускається проведення навуглецювання киплячої сталі не більше ніж на 0,10 %, напівспокійної та спокійної не більше ніж на 0,3 %. У разі перевищення рівня вуглецю понад 0,10 % обов’язковим є продування сталі нейтральними газами в ковші.

Процес додавання навуглецьовувачів у ківш розпочинається одночасно з випуском плавки і завершується, коли ківш заповнено на половину його висоти. При цьому дозволяється додавати 20-50 % алюмінію (від розрахункової витрати на плавку) одночасно з початком випуску.

Внесення феросплавів у ківш здійснюють, коли метал займає 1/5 висоти ковша. Цей процес проводиться рівномірно, і завершується він при заповненні ковша до 2/3 висоти.

Для десульфурації спокійних марок сталі рекомендовано використовувати тверді екзотермічні шлакові суміші з питомою витратою 8-10 кг на тонну сталі, що містять такі компоненти (у масових відсотках):

– відсів алюмінієвої стружки – 20;

– офлюсований агломерат – 30;

– вапно – 48;

– плавиковий шпат – 2.

Режим додавання феросплавів, алюмінію та шлакових сумішей передбачає постановку на дно ковша 50 % розрахункової кількості чушкового алюмінію. На початку випуску першим засипається феросиліцій, після чого додається шлакова суміш на рівні 1/6 висоти ковша, перед внесенням решти феросплавів та алюмінію.

Ківш із рідким металом для розливу на машині безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) направляється на установку печі-ковша (УКДС), яка виконує глибоке рафінування сталі. Після УКДС метал транспортують у відділення ВБРС, де ківш за допомогою крана розміщується на поворотному стенді МБЛЗ. Після переведення стенда в робоче положення відкривають шиберний затвор, і сталь через проміжний ківш починає розливатися в МБЛЗ.

Отримані сляби надходять на дільницю обробки, де проходять процес різання та вогневої зачистки, а остаточна продукція направляється на склад.

Шлак із конвертера транспортується на шлаковий майданчик.

Після його охолодження матеріал завантажують у вантажні машини та відправляють для подальшої переробки. Після завершення процесу зливу шлаку, а також проведення візуального огляду футерування й льотки конвертера, починається новий цикл плавлення сталі.

3.3 Розкислення та легування плавки

Сталь піддають розкисленню і легуванню, використовуючи марганець, кремній, алюміній, титан та хром у ковші, а мідь і нікель додають безпосередньо в конвертері. Розмір шматків феросплавів трохи перевищує 100 мм. Для всіх марок сталі початок процесу додавання розкислювачів і легувальних елементів припадає на момент заповнення ковша на 1/5 об’єму і завершується до підйому рівня металу на 3/4 висоти. Киплячу сталь розкислюють феромарганцем, що містить не більше 1,5% кремнію.

У випадку низьколегованих і середньолегованих сталей послідовність додавання присадок така: термоантрацит (за потреби збільшення вмісту вуглецю), феромарганець, силікомарганець, феросиліцій, алюміній, феровanадій, фероніобій, феротитан, азотований феромарганець. Завжди використовують перші чотири розкислювачі зі списку, інші – за необхідності. Для хромистих сталей (20Х, 40Х, 10ХСНД, 15ХСНД тощо) процес відрізняється тим, що спочатку додають феросиліцій, потім ферохром із алюмінієм, а в кінці – феромарганець і силікомарганець.

Нині у конвертерних процесах розкислювачі й легувальні елементи додають виключно в ковші. Раніше феромарганець і ферохром вводили безпосередньо в конвертері, що подовжувало цикл плавки та збільшувало втрати марганцю і хрому.

При значному додаванні твердих розкислювачів і легувальних компонентів (понад 1,5–2% від маси сталі) дедалі ширше застосовуються брикети з екзотермічними феросплавами. Вони містять порошкоподібний феросплав і екзотермічну складову (селітру з металевим порошком). Енергія, що виділяється під час екзотермічної реакції окиснення алюмінію та кремнію киснем селітри, використовується для нагрівання та розплавлення феросплавів.

Перспективним напрямком є використання рідких лігатур, які містять усі необхідні компоненти для розкислення та легування сталей у заданих пропорціях. Також все більшої уваги привертають нові комплексні легкоплавкі сплави. Вони відрізняються низькою температурою плавлення (1180–1320 °С) та високою щільністю (6,6–6,8 г/см³), яка близька до щільності рідкої сталі.

Використання екзотермічних, рідких та легкоплавких феросплавів сприяє збільшенню асортименту високоякісних легованих сталей, що виплавляються у конвертерах.

3.4 Заходи боротьби з азотом та воднем

Чистота технічного кисню є важливим, хоча й не єдиним чинником, що впливає на концентрацію азоту [N] у конвертерній сталі. Дослідження свідчать, що при чистоті кисню в межах 99,7–99,8% можна досягти рівня [N] = 0,001–0,0015%.

Головним джерелом азоту у шихтових матеріалах залишається чавун, який містить від 0,004 до 0,01% азоту. Використання збагаченого киснем дуття та природного газу в доменній печі може певною мірою знизити парціальний тиск азоту в газовій фазі та його концентрацію в чавуні. Однак ефективність цих заходів є обмеженою через те, що сучасні доменні процеси часто проходять за умов підвищеного тиску газів.

Серед технологічних факторів, які сприяють зменшенню вмісту азоту в конвертерній сталі, можна відзначити наступні:

• Підвищення чистоти кисню.

• Мінімізація допалювання окису вуглецю в горловині конвертера, що дозволяє уникнути підсмоктування атмосферного повітря.

• Скорочення часу продування з відкритим струменем, особливо у випадках значного підйому фурми над рівнем ванни. У цей момент під час допалювання виникає значне засмоктування атмосферного повітря до струменя кисню; при цьому концентрація $\{N_2\}$ у газах нижче рівня горловини може сягати 10–12%, а при присадці сипких матеріалів — навіть 40–60%.

• Раннє та розосереджене внесення сипких шихтових матеріалів. При цьому великі порції сипучих речовин різко знижують рівень металевої ванни й спричиняють інтенсивне підсмоктування атмосферного повітря до конвертера.

• Підвищення інтенсивності продування, що прискорює вигоряння вуглецю і сприяє видаленню азоту та водню з металу. Крім того, збільшення тиску у горловині конвертера допомагає зменшити підсмоктування повітря до порожнини.

Джерела водню у киснево-конвертерній сталі включають рідкий чавун із вмістом водню 3–7 см³/100 г (цей показник залежить від вологості дуття в доменній печі), іржу брухту, вологу вапна, а також атмосферний водень, що потрапляє під час підсмоктування повітря в конвертер.

Ефективними заходами для зниження концентрації водню [H] у киснево-конвертерній сталі є:

• Інтенсифікація процесу продування.

• Зменшення вологості дуття.

• Використання свіжого вапна з низьким вмістом вологи.

• Застосування чистого брухту з мінімальною кількістю іржі.

• Захист поверхні металу під час випуску та розливання від контакту з атмосферним повітрям.

3.5 Кисень і неметалеві включення

На момент початку процесу розливання рідка сталь містить певну кількість кисню, який частково знаходиться в розчиненому стані в металі, а частково — у вигляді зважених оксидів, тобто неметалевих включень. Після охолодження й затвердіння сталі розчинений у ній кисень виділяється у формі Fe_3O_4. Це призводить до деформації кристалічної решітки металу та значного погіршення його механічних властивостей, зокрема до ефекту старіння сталі.

На якість сталі впливають склад, структура (які залежать від режиму розкислення) та кількість неметалевих включень. Ці параметри залежать від залишкового вмісту кисню та сірки в металі на момент завершення продування, а також від кількості зважених неметалевих частинок. Зі збільшенням такого вмісту спостерігається зниження пластичності й ударної в'язкості металу. Особливо це помітно у випадках, коли досліджують зразки, які знаходяться в поперечному напрямку до прокатки. Інтенсивність впливу залежить від форми й характеру розподілу включень. Якість сталі суттєво знижується в присутності гострокутних або ниткоподібних неметалевих

частинок. Таким чином, вміст кисню у металі під час завершення продування, визначаючи концентрацію [O] у розкисленій сталі й обсяг оксидних включень, значною мірою визначає кінцеву якість готової сталі.

У киснево-конвертерній сталі вміст як розчиненого кисню, так і неметалевих включень істотно нижчий, ніж у сталі, виробленій бесемерівським чи томасівським методом. Це пояснюється тим, що при продуванні повітрям (особливо в томасівському процесі) продування зазвичай припиняється за надзвичайно низького вмісту вуглецю, що призводить до високої концентрації кисню у металі перед випуском.

Численні дослідження показують значні зміни в умовах окисленості киснево-конвертерної сталі протягом процесу продувки киснем. Через швидкоплинний характер киснево-конвертерного процесу можливі певні порушення технологічного режиму або надмірне продування плавки. У результаті, на діаграмі [C]—[O] межі концентрацій [O] та $[O]_{равн.ш}$ виявляються ширшими, порівняно з основним мартенівським процесом. Для стабільного забезпечення якості киснево-конвертерної сталі особливо важливим є впровадження позапічного доведення. Хоча це потребує додаткових витрат, вони повністю компенсуються скороченням тривалості плавки та поліпшенням властивостей металу.

Кількість неметалевих включень у металі до початку розкислення залежить від співвідношення їхнього надходження та витрат у процесі плавки. У готовій сталі зростає кількість оксидних включень через хімічні реакції під час розкислення. Інтенсивність цього підвищення корелюється зі станом оксидних включень перед розкисленням, за винятком плавок, проведених із використанням синтетичного шлаку.

Протягом продувки киснем метал забруднюється оксидними включеннями, джерелами яких є частинки, що потрапляють із чавуном і скрапом, продукти руйнування футеровки, конденсовані сполуки окиснення домішок чавуну (таких як SiO_2, MnO, FeO), а також емульговані частинки шлаку, які утворюються внаслідок механічного змішування газів CO у металі.

Однак паралельно з цим відбувається і процес очищення сталі: включення виводяться у шлак через швидке спливання великих крапель шлаку, які захоплюють дрібні частинки з металу, або завдяки фільтрації за участю бульбашок CO, що «захоплюють» оксидні частинки.

Дослідження демонструють, що збільшення інтенсивності продувки до 5–6 м³/(т·хв) не має значного впливу на підвищення забрудненості сталі оксидними включеннями. Крім того, встановлено, що вміст оксидних включень у сталі може бути зменшений під час підвищення температури металу, зниження в'язкості шлаку, збільшення поверхневого натягу металу, підйому фурми або завдяки витримці металу в конвертері. Водночас загальний рівень оксидних включень у готовій киснево-конвертерній і мартенівській сталі виявляється майже однаковим.

3.6 Зниження вмісту вуглецю та кисню в низьковуглецевої сталі

Одним із головних завдань вакуумної обробки низьковуглецевої сталі є зменшення вмісту вуглецю та кисню за рахунок реакції окислення вуглецю киснем, розчиненим у металі. Ця реакція найбільш ефективно відбувається за умов вакууму. Ступінь видалення вуглецю під час обробки сталі низьковуглецевих марок значною мірою залежить від його початкової концентрації до початку вакуумування, а також від коефіцієнта циркуляції в період вакуумного зневуглецювання. Останній, у свою чергу, визначається масою кожної порції металу та числом циклів вакуумування до етапу розкислення металу алюмінієм.

Дослідження показали, що найбільше зниження вмісту вуглецю спостерігається, коли початковий рівень цієї домішки в металі становить 0,050-0,065%. Водночас встановлено, що плавки, які виконуються без розкислення алюмінієм перед випуском, характеризуються високим початковим і кінцевим вмістом кисню. У таких випадках зниження вмісту

вуглецю та кисню під час вакуумування є незначним, особливо якщо початкова концентрація вуглецю вже є низькою.

Під час проведення плавок з витратою алюмінію понад 150 кг при випуску було помічено, що процес зневуглецювання під вакуумом уповільнюється через брак розчиненого кисню у металі. Це зумовлено тим, що значна кількість кисню зв'язується із введеним алюмінієм. Найоптимальніші результати щодо зменшення вмісту і вуглецю, і кисню спостерігаються у випадках часткового розкислення металу алюмінієм у межах 45-150 кг. Проте, навіть за таких умов, якщо початкова концентрація вуглецю перевищує 0,06%, домогтися його зниження до менш ніж 0,03% у готовому металі не вдається.

Другою важливою метою вакуумної обробки є покращення засвоєння розкислювальних і легувальних додатків. Це досягається завдяки саморозкисленню нерозкисленого металу під час вакуумування. У цьому випадку реакція зневуглецювання сприяє утворенню газоподібних продуктів, які видаляються з металу, не забруднюючи його та підвищуючи ефективність процесу.

Як свідчать дані досліджень, для оптимізації засвоєння алюмінію на комбінованій вакуумній установці необхідно:

- забезпечити вміст вуглецю в металі перед обробкою в межах 0,05-0,06%;

- максимально видаляти вуглець під час вакуумного зневуглецювання, що досягається збільшенням коефіцієнта циркуляції (за рахунок зростання маси порції металу та кількості циклів у процесі вакуумного зневуглецювання).

Скорочення вмісту вуглецю і кисню в низьковуглецевій сталі позитивно впливає на покращення шлакоутворення та дозволяє зменшити витрати чавуну при виробництві сталі.

3.7 Оптимізація шлакового режиму конвертерної плавки

Зміна кількості та хімічного складу шлаку протягом процесу плавки є наслідком складних взаємодій окислювально-відновних процесів, що відбуваються під час продування, а також надходження присадок, які додаються в ході плавлення. Вплив також чинить руйнування вогнетривкої футеровки конвертера та плавлення металевого брухту. Для аналізу динаміки змін у масі та складі шлаку, зокрема окремих компонентів, запропоновано спеціальну методику. Вона передбачає відбір кількох проміжних проб (3-4 рази за цикл плавлення) з точним визначенням часу їх відбору та маси кожної використаної присадки для шлакоутворення. Далі виконується розрахунок кількості оксиду кальцію, який є ключовим компонентом шлаку, що надійшов з усіх матеріалів. На підставі його концентрації в останній пробі оцінюється загальна маса шлаку на момент завершення продування. Аналізуючи зміну концентрації оксиду кремнію в кожній із проб від першої до останньої, визначається маса шлаку для кожного конкретного моменту відбору проби.

Головні припущення методики ґрунтуються на дослідженнях, які показали, що на момент першого відбору проби шлаку (через 25-30% часу продування) надходження оксиду кремнію завершується. До того ж ступінь засвоєння оксиду кальцію досягає 95% на етапі завершення продування.

Застосування цієї методики дало змогу дослідити динаміку утворення шлаку в конвертерах. Для цього було проведено серію із 30 плавок із проміжними відборами проб.

На початковому етапі процесу, у перші 3-4 хвилини продування, активно окислюється кремній з чавуну, а також плавиться первинний шлак, що потрапив із заливного ковша до конвертера. У цей період спостерігається підвищення концентрації й маси оксиду кремнію в шлаку. Надалі, протягом решти часу плавлення, концентрація оксиду кремнію в шлаку поступово зменшується, тоді як його маса залишається практично стабільною аж до завершення процесу. Це підтверджується результатами досліджень, зокрема представленими на рис. 3.1.

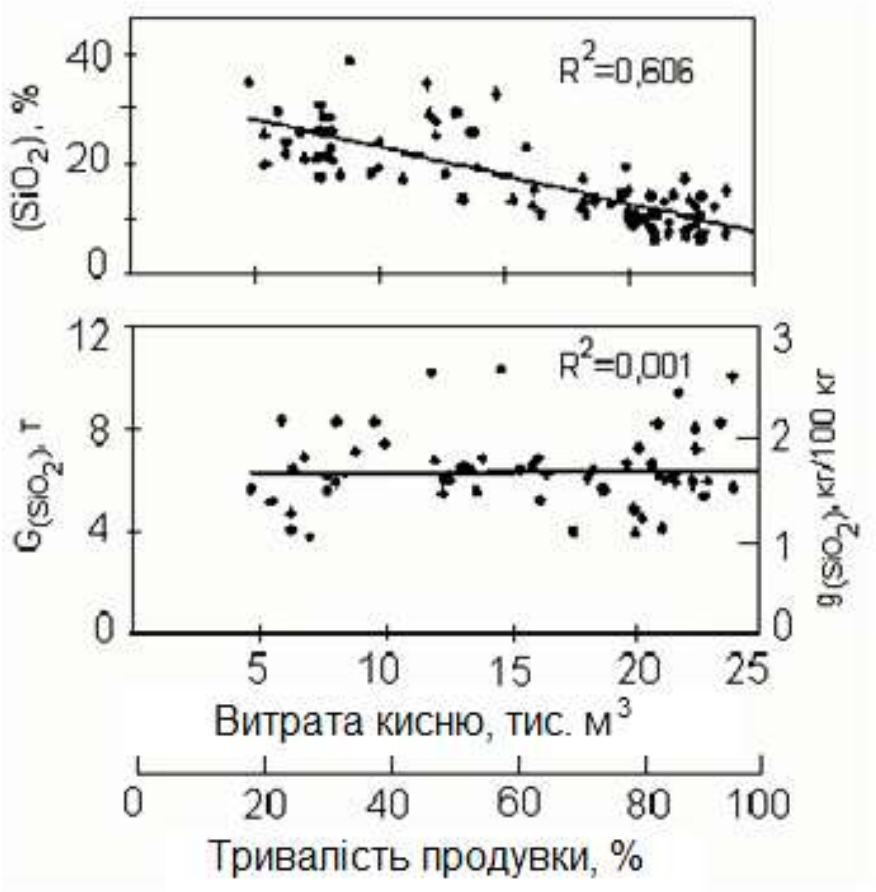


Рисунок 3.1 – Зміна концентрації та маси оксиду кремнію в шлаку під час продування

Зміна концентрації оксиду кальцію в шлаку має нелінійну динаміку (рис. 3.2). На початковому етапі продування, до завершення процесу окислення кремнію в чавуні, концентрація CaO у шлаку змінюється незначно. У другій фазі, що припадає на період активного окислення вуглецю, спостерігається зростання концентрації CaO у шлаку. Наприкінці періоду продування, коли інтенсивність окислення вуглецю знижується, концентрація CaO починає зменшуватися, незважаючи на збільшення абсолютної кількості цього компонента в шлаковій масі. З графіка видно, що загальна маса CaO у шлаку продовжує зростати до завершення процесу продування, причому найбільш стрімке збільшення відбувається на фінальній стадії.

Оксид магнію, так само як і оксид кальцію, належить до основних компонентів, що утворюють шлак. Його концентрація у шлаку помітно впливає на фізичні властивості матеріалу, рафінувальні характеристики, а

також на довговічність футерування конвертера. Під час процесу плавлення оксид магнію поводиться майже ідентично до оксиду кальцію (рис. 3.3).

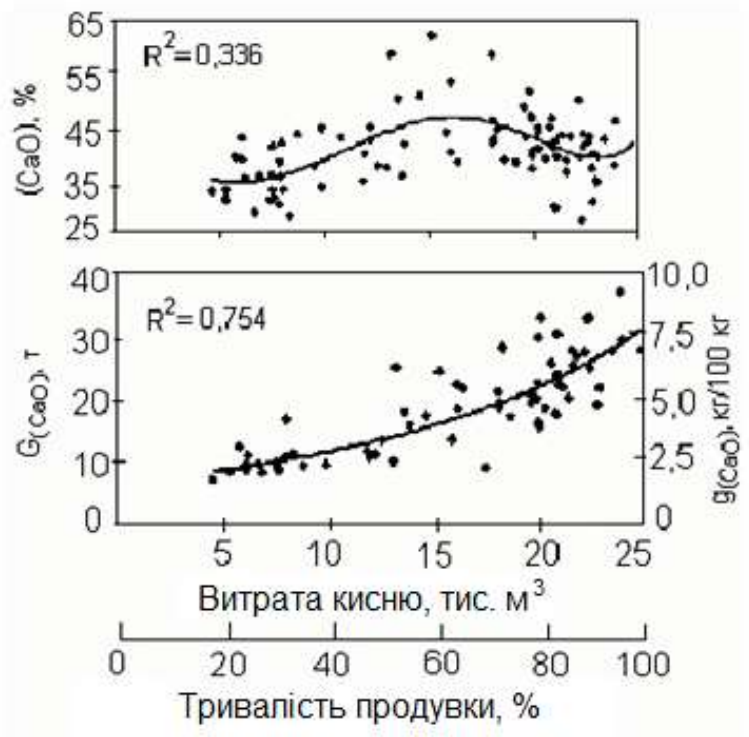


Рисунок 3.2 – Зміна концентрації та маси оксиду кальцію в шлаку під час продування

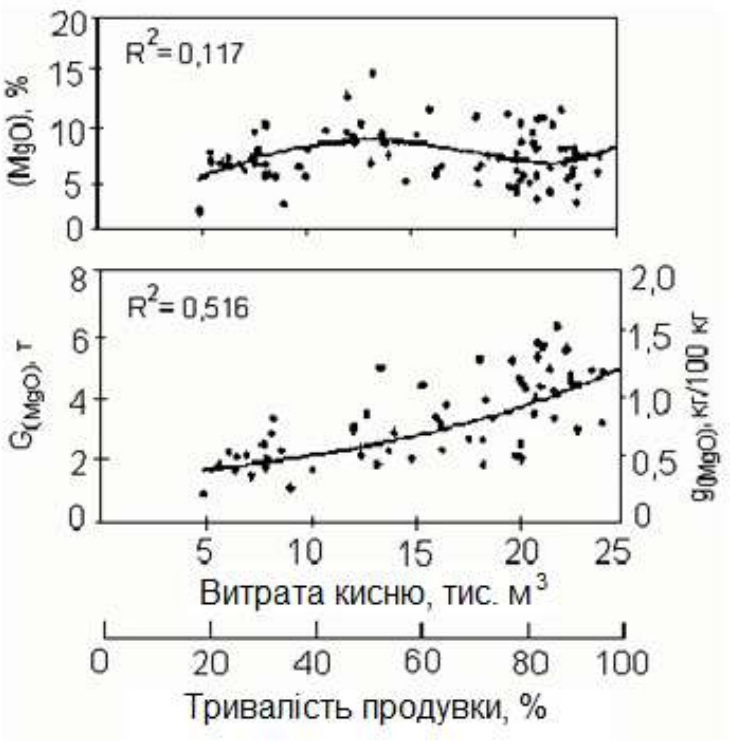


Рисунок 3.3 – Зміна концентрації та маси оксиду магнію в шлаку під час продування

Особливу увагу привертає поведінка оксидів заліза під час процесу продування плавки. Концентрація та маса оксидів заліза змінюються нелінійно (рис. 3.4). Протягом усього періоду продування залізо зазнає окислення, проте маса його оксидів у шлаку майже не збільшується до завершення етапу інтенсивного зневуглецювання ванни. У більшості випадків вона навіть зменшується, оскільки оксиди заліза беруть участь як у формуванні шлаку, так і в окислювальному рафінуванні металу, виконуючи функцію переносника кисню. У заключній третині продування, після завершення активного окислення домішок у чавуні та металобрухті, що розчиняється, маса оксидів заліза в шлаку починає стрімко зростати. Це особливо помітно у фінальні 2–3 хвилини процесу при виплавці маловуглецевих сталей. У цей період практично весь кисень, що потрапляє у ванну, спрямовується на окислення заліза.

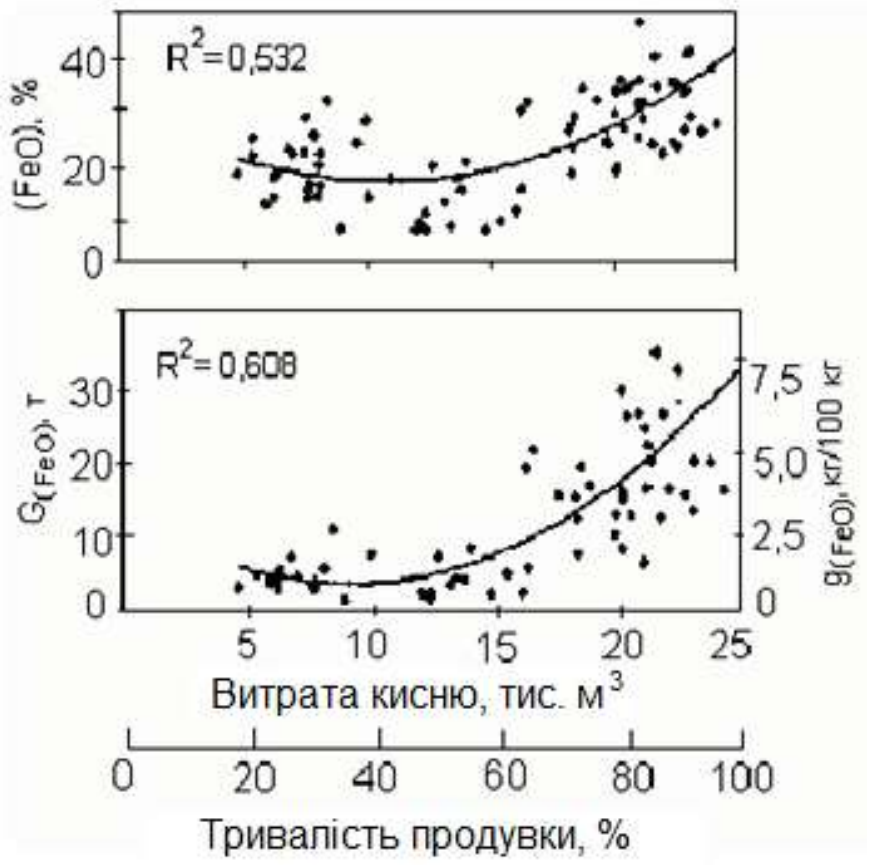


Рисунок 3.4 – Зміна концентрації та маси оксидів заліза в шлаку під час продування

Задача зневоднювання металу вирішується в основному на етапі виплавки шляхом значного переокислення металу та шлаку, що потребує додаткового використання кисню понад мінімально необхідний обсяг. Це дозволяє досягти концентрації вуглецю на рівні 0,06 % і нагріти ванну до температури t=1650°C. Однак такий підхід викликає низку небажаних наслідків, зокрема зменшення виходу придатного металу, перегрів і переокислення як самого металу, так і шлаку. Крім того, відзначається підвищений знос вогнетривкої футеровки конвертерів і сталерозливних ковшів, а також значне збільшення витрат розкислювачів і легуючих елементів. Залежність втрат заліза від кількості одержуваного шлаку наведено на рисунку 3.5.



Рисунок 3.5 – Втрати заліза в залежності від виходу шлаку

Для пришвидшення процесу утворення шлаку зазвичай подають кисень над рівнем ванни в першій третині продування. Це сприяє переважному окисленню заліза та ефективнішому розчиненню вапна. Згодом роль оксидів заліза у засвоєнні вапна шлаком зменшується, оскільки вони починають брати участь у окисленні домішок. При цьому на поверхні вапна утворюється тугоплавкий двокальцієвий силікат, який перешкоджає його розчиненню у шлаку. Наприкінці продування, із підвищенням основності шлаку та температури ванни, маса CaO продовжує зростати з високою інтенсивністю (див. рис. 3.6)

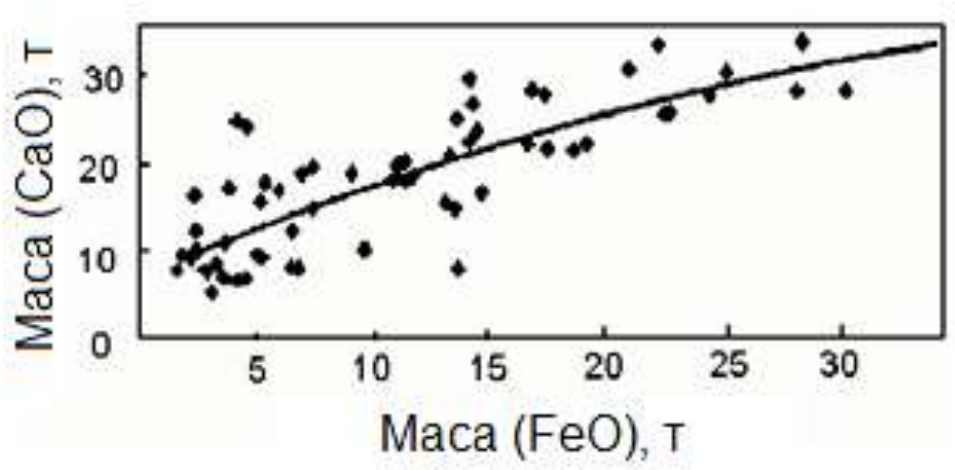


Рисунок 3.6 – Залежність маси оксиду кальцію
від маси оксидів заліза у шлаку

Встановлено залежність, яка підтверджує суттєвий вплив оксидів заліза на збільшення маси (CaO) у шлаку під час продування:

$$G_{(CaO)} = 2243{,}368+0{,}681O_2+0{,}406G_{(FeO)} \quad r^2=0{,}76,$$

де $G_{(CaO)}$ та $G_{(FeO)}$ - маса оксиду кальцію та оксидів заліза в шлаку, кг; O_2 - кількість витраченого кисню, $м^3$.

На початковому етапі продування рівень концентрації та маса сірки у шлаку залишаються невисокими: менше 0,04% і близько 15 кг відповідно. Протягом другої третини процесу ці показники суттєво не змінюються. Лише у фінальній частині продування створюються умови, які сприяють значному переходу сірки в шлак. До моменту завершення продування маса сірки у шлаку зростає в 3-4 рази, досягаючи майже 60 кг, а її концентрація підвищується до 0,12% (рис. 3.7).

Зміна концентрації і кількості оксиду фосфору під час продувки відображена на рисунку 3.8. У початковій фазі продувки спостерігається інтенсивне окислення фосфору через високу кількість оксидів заліза в шлаку, які постачають кисень. Збереження оксиду фосфору в шлаку в цей період сприяє збільшенню концентрації та кількості оксиду кальцію.

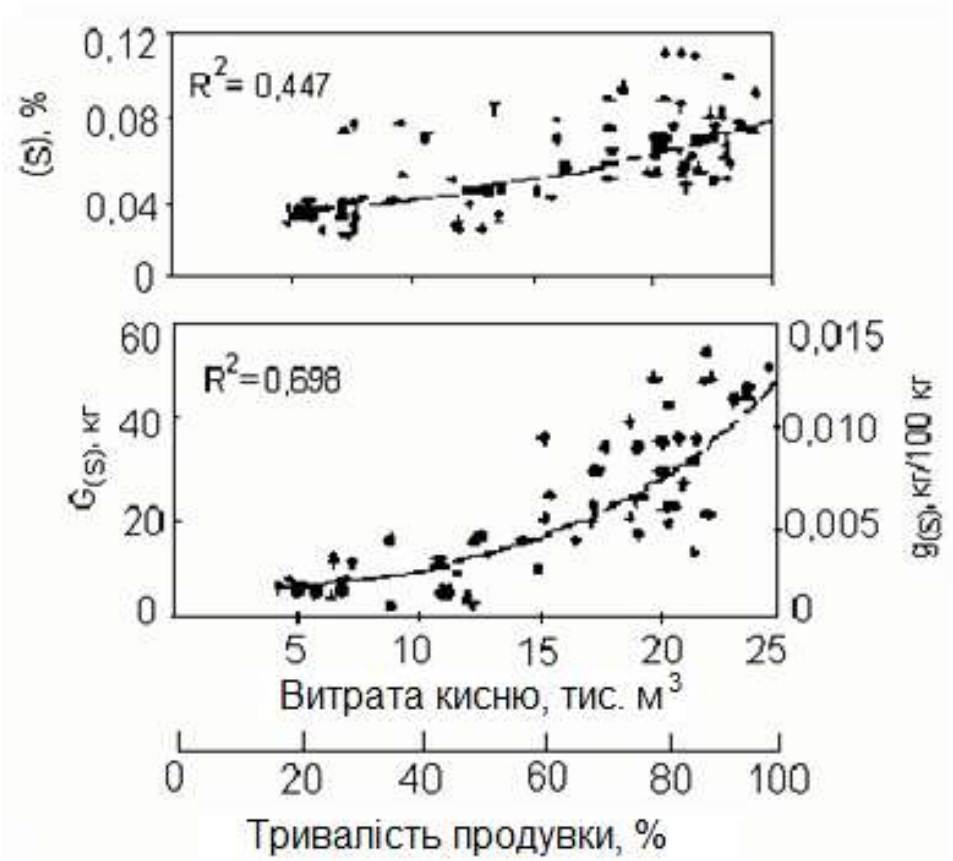


Рисунок 3.7 – Зміна концентрації та маси сірки в шлаку під час продування

Під час активного етапу зневуглецювання, як було зазначено раніше, виникає дефіцит оксидів заліза в шлаку, що уповільнює процес дефосфорації. У деяких ситуаціях це навіть призводить до часткового повернення фосфору зі шлаку в метал. Лише після завершення інтенсивного зневуглецювання концентрація оксиду фосфору в шлаку починає різко зростати. Це спостерігається до моменту, коли вміст вуглецю знижується до рівня близько 0,1 %. Далі, у зв’язку зі значним збільшенням концентрації оксидів заліза, вона стабілізується, а ближче до завершення продувки (при зменшенні вмісту вуглецю до 0,05 %) починає повільно знижуватися через розведення шлаку оксидами заліза.

Щодо маси оксиду фосфору в шлаку, вона продовжує збільшуватися аж до завершення процесу продувки завдяки наявності великої кількості оксидів заліза та кальцію і забезпеченню високої основності шлаку.

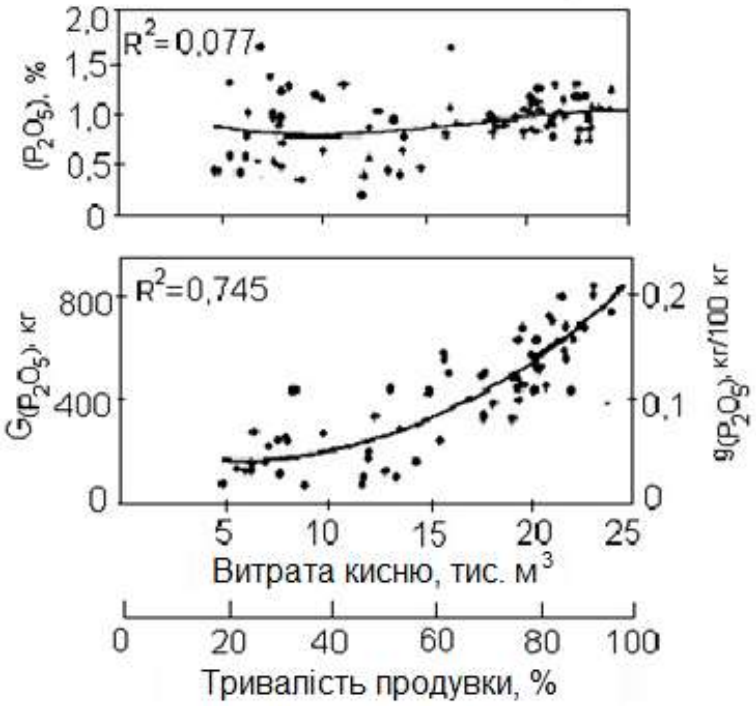


Рисунок 3.8 – Зміна концентрації та маси оксиду фосфору в шлаку під час продування

Обсяг шлаку, що утворюється під час сталевого виробництва, варіюється у значному діапазоні від 28 до 85 тонн на одну плавку (або 75-230 кг на тонну рідкої сталі). Його кількість поступово зростає практично протягом усього періоду продування (рис. 3.9).

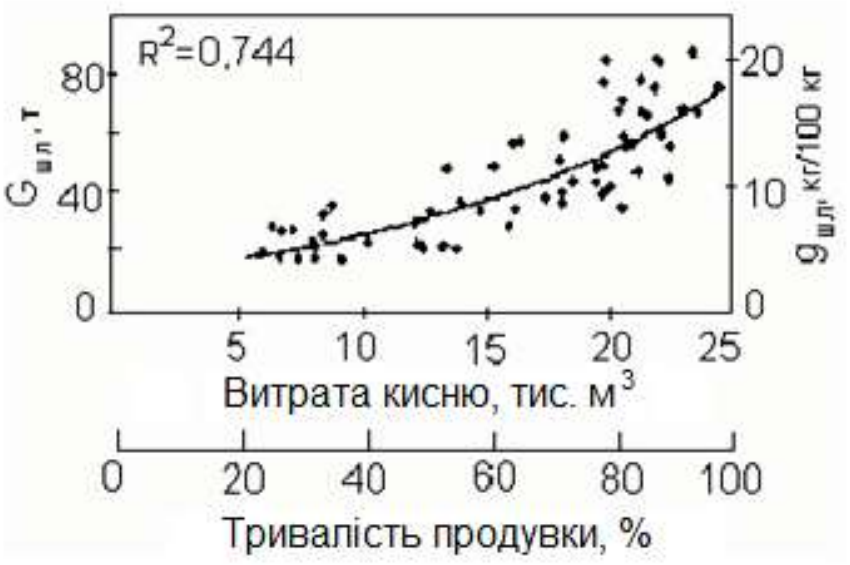


Рисунок 3.9 – Зміна маси шлаку під час продування

Початкове збільшення кількості шлакової фази пов’язане з окисленням компонентів чавуну, насамперед кремнію, марганцю та заліза. Цей процес активно протікає в першу третину продування, після чого приріст маси шлаку стає менш інтенсивним. Це пояснюється тим, що розвиток процесів зневуглецювання ванни уповільнює надходження оксидів заліза до шлаку. На початку періоду активного зневуглецювання в конвертері утворюється рідкий шлак, який складається приблизно з однакових кількостей оксидів кальцію, кремнію та заліза, а також незначної кількості оксидів марганцю і магнію. На цьому етапі зростання маси оксидів заліза припиняється, а іноді їх кількість навіть зменшується, що може бути зумовлено неправильно вибраним положенням фурми. У такий момент загальна маса шлаку також істотно знижується.

Лише у фінальній третині продування, коли інтенсивне окислення вуглецю завершено, шлак знову починає накопичувати значну кількість оксидів заліза. Завдяки теплоті, що виділяється під час окислювальних процесів, ключовим чинником у збільшенні маси шлаку стає розчинення вапна та доломіту. Цей процес триває до самого завершення продування, забезпечуючи поступове підвищення як маси шлаку, так і його основності (рис. 3.10). Зростання основності шлаку позитивно позначається на збільшенні маси сірки та оксиду фосфору, які в ньому накопичуються.

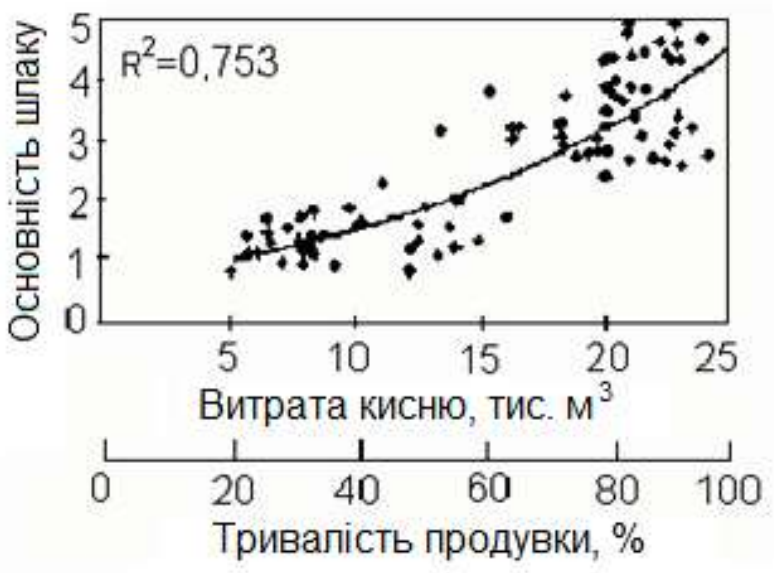


Рисунок 3.10 – Зміна основності шлаку під час продування

Запропонована методика забезпечує можливість з достатньою точністю відстежувати зміни в складі та кількості шлаку протягом кисневого продування під час плавки в конвертері на маломарганцевистому чавуні. Її впровадження дозволяє ефективно оптимізувати шлаковий режим у процесі конвертерної плавки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Основні шкідливості та небезпеки в конвертерному цеху

Під час виплавки сталі в конвертерних печах виникають негативні виробничі фактори, які впливають на рівень безпеки. До них належать теплове та світлове випромінювання, виділення пилу й газу в атмосферу виробничого приміщення, а також шум і вібрації.

У таблиці 4.1 подано перелік найбільш шкідливих факторів виробничого середовища.

Таблиця 4.1 – Карта умов праці

Найменування фактора	**ГДК**	**Фактичне значення**	**Одиниці виміру**
Хромовий ангідрид	0,01	0,005	мг/м^3
Оксиди марганцю	0,05	0,20	мг/м^3
Діоксид азоту	2,0	1,2	мг/м^3
Оксид вуглецю	20,0	10,2	мг/м^3
Пил, що містить силікати	4,0	19,4	мг/м^3
Шум еквівалентний	80	81	дБ
Температура повітря	15 – 26	40,5	^{0}С
Швидкість руху повітря	0,2 – 0,4	0,27	м/сек
Відносна вологість повітря	55	42	%
Інфрачервоне випромінювання	140	5270	Вт/м^2

Основним джерелом факторів, наведених у таблиці 4.1, є процес плавлення сталі в конвертерних печах, що супроводжується значним виділенням газів і пилу оксидів заліза, а також підвищенням температури

навколишнього повітря. Додатково, під час випуску та розливу сталі також виділяються пил, гази та теплове випромінювання.

Джерелами випромінювання є нагріте до високих температур вогнетривке футерування внутрішніх поверхонь печі, а також поверхні розплавленого металу і шлаку. Окрім того, випромінювання виникає від чавуну, який заливають до печі, рідкого шлаку та розплавленого металу в процесі випуску та розливу сталі. Усі ці джерела характеризуються температурою понад 500 °С, через що спектр випромінювання включає як видиме світло, так і інфрачервоне випромінювання.

Теплове випромінювання, якого зазнає персонал біля печей, варіюється у дуже широких межах (від 698 до 6990 Вт/м²). При цьому нормоване значення рівня теплового опромінення становить 140 Вт/м².

У сталеплавильному цеху найбільше впливу теплового опромінення зазнають сталевари та їхні підручні. Інфрачервоні випромінювання впливають на функціональний стан організму людини, насамперед на центральну нервову систему та серцево-судинну діяльність. Це може викликати різке почастішання серцебиття, підвищення систолічного та зниження діастолічного артеріального тиску, частіше дихання, підвищення температури тіла, інтенсивне потовиділення, а також збільшення ризику захворювань серцево-судинної системи й органів травлення.

Світлове випромінювання може спричиняти низку патологічних змін в очах: кон’юнктивіт, помутніння рогівки, депігментацію райдужної оболонки, спазми зіниць, помутніння кришталика, опіки сітківки та інші ураження.

Тривалий вплив інфрачервоного випромінювання чи систематичний контакт із високими температурами порушує водно-сольовий баланс організму, викликаючи явище, відоме як судомна хвороба. Збій теплового балансу може спричиняти захворювання на теплову гіпертермію або перегрівання.

У ході технологічного процесу викидаються газоподібні шкідливі речовини, основним джерелом яких є сталеплавильна піч. Порушення

газодинамічних режимів під час випуску та розкислення сталі в ковші призводить до викиду газів із робочого простору печі. Також гази можуть виділятися через пошкодження або втрату герметичності газових комунікацій.

У повітря робочої зони проникають такі шкідливі речовини, як оксид вуглецю (CO), сірчаний ангідрид (SO_2) та оксид азоту (NO). Оксид вуглецю (II) утворюється внаслідок неповного згоряння палива або фізико-хімічних реакцій під час плавлення сталі. Він проникає в організм людини через органи дихання і, утворюючи карбоксигемоглобін, зменшує здатність крові переносити кисень до тканин. Це викликає гіпоксію, що може насамперед впливати на функції центральної нервової системи. Гранично допустима концентрація оксиду вуглецю в повітрі робочої зони становить 20 мг/м³, він відноситься до 4-го класу небезпеки.

Сірчаний ангідрид має подразнюючу дію: при контакті з біологічними організмами провокує запалення, яке насамперед шкодить органам дихання, а також слизовим оболонкам очей і шкірним покривам.

Оксид азоту (II), потрапляючи в організм дихальними шляхами, утворює в крові метгемоглобін. Це може спричиняти кашель, задуху, утруднене дихання, а в тяжких випадках — навіть набряк легень. Додатково спостерігаються головний біль і серцева слабкість. Відповідно до нормативів, гранично допустима концентрація оксиду азоту (II) у повітрі робочої зони не повинна перевищувати 10 мг/м³.

Хоч природний газ і нетоксичний, він усе ж може негативно впливати на організм людини, спричиняючи задуху під час його витоку.

У сталеплавильному цеху також утворюється значна кількість пилу, який потім потрапляє у виробниче середовище. Високотемпературні умови сприяють випаровуванню металу та шлаку, з подальшою їх конденсацією у вигляді дрібних фракцій пилу. Постійний надлишковий тиск у печі призводить до того, що гази разом із пилом проникають через нещільності конструкції. Окрім цього, багато операцій, як-от засипання подини, ущільнення швів чи

підсипка порогів, супроводжуються додатковим виділенням пилу та забрудненням повітря у виробничому приміщенні.

Під час заливання чавуну в піч, його випуску, розкислення та розливання сталі у повітря виділяється значна кількість пилу. У зоні пічного прольоту його концентрація досягає 143 мг/м³. Основним джерелом потрапляння пилу в робочу зону є негерметичність обладнання під час операцій із завантаження шихти.

Кількість пилу, його хімічний та гранулометричний склад залежать від характеристик шихтових і заправних матеріалів, використовуваного палива, кисню, а також від властивостей вогнетривких матеріалів для футерування.

Пил, що присутній у повітрі та містить оксиди кремнію, заліза та інші мінеральні компоненти, негативно впливає на здоров'я працівників і може спричиняти розвиток професійних захворювань, відомих під загальною назвою "пневмоконіоз". Ці захворювання викликають структурні зміни в легеневій тканині: зниження еластичності легенів, погіршення їх функціонування та кровообігу, що призводить до виникнення кисневого голодування організму. Гранично допустима концентрація пилу в повітрі виробничих приміщень становить 4 мг/м³.

Під час виконання деяких технологічних операцій також генерується шум механічного, аеродинамічного або термічного походження. Основними джерелами постійного шумового навантаження є рух електро-мостових кранів, робота мотор-генераторів у машинних залах, витік повітря, горіння палива тощо. Норма шуму на робочому місці не повинна перевищувати 80 дБ.

Окрім шумового навантаження, на організм людини негативно впливає вібрація. Шум сприяє розвитку безсоння, зниженню працездатності та можливому виникненню професійного захворювання – приглухуватості. Вібрація, своєю чергою, впливає на нервову систему, викликаючи її дисфункцію. Цей фактор звужує просвіт капілярів кровоносних судин, порушує функції вегетативної нервової системи та кістково-суглобового апарату. За тривалого впливу вібрації можливий розвиток загального

захворювання – так званої вібраційної хвороби. Допустимий рівень вібрації на робочому місці становить 101 дБ.

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів у конвертерному прольоті

Для зниження негативного впливу високих температур на організм людини необхідно обмежити виділення тепла у виробничих приміщеннях. З цією метою запроваджуються заходи, такі як термоізоляція печей, встановлення стаціонарних або переносних вентиляційних систем, обладнаних розпилювачами води.

Важливу роль у створенні комфортних умов праці відіграє належно організований повітрообмін. Надходження свіжого зовнішнього повітря в цех здійснюється через отвори у стінах, вікна та виїзні залізничні ворота. Отвори в стінах варто обладнати поворотними панелями, а вікна – фрамугами, які можна відкривати для регулювання потоку зовнішнього повітря. У теплу пору року свіже повітря надходить через отвори припливу, розташовані на рівні робочої зони, тоді як у холодний період воно подається через отвори, розміщені на висоті не менше 4 метрів від рівня робочих майданчиків. Витяжка відпрацьованого повітря забезпечується витяжними шахтами та аераційним ліхтарем. Для зниження температури та мінімізації негативного впливу надлишкового тепла можливе застосування дрібнодисперсного розпилення води.

Додаткове значення в цеху має обдування працівників повітряним потоком (повітряне душування). При цьому методі вентилятори подають прохолодніше повітря, яке струменем охоплює працюючих, сприяючи пришвидшенню випаровування вологи та охолодженню їхніх тіл.

На робочому місці сталеплавильника необхідно знизити рівень теплового опромінення шляхом використання теплозахисних водоохолоджуваних екранів. Ці екрани встановлюються поруч із стінами та

склепіннями печей, рамами робочих вікон і біля канав для розливу сталі. Екрани допомагають локалізувати джерела променистого тепла, зменшити його вплив на працівників і сприяють зниженню температури поверхонь, що оточують робоче місце.

Для зменшення утворення пилу під час подрібнення та транспортування матеріалів пропонується використовувати систему пилопригнічення за допомогою води або пари (зволоження чи мокрий помел).

Заходи зниження рівня шуму та вібрації у виробничому цеху включають забезпечення герметичності повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Автоматизація й механізація виробничих процесів також відіграють вагому роль у боротьбі з шумовим та вібраційним впливом. Додатково знижувати шум і вібрацію допомагає використання амортизаторів, м’яких ущільнювачів у вентиляційних системах та амортизаційних кріплень на вібродвигунах.

Спеціальний одяг працівників виготовляється з бавовняних тканин із вогнетривким просоченням, а також із напіввовняних і суконних матеріалів. Для працівників, які працюють біля печей, жолобів або розливальних машин, доцільно використовувати металізовані вогнезахисні тканини на основі азбесту та скловолокна.

Робоче взуття включає чоботи з високими халявами, які щільно фіксуються на нозі або оснащені манжетами. Такі чоботи мають теплозахисну підкладку у передній частині та в халявах, а також теплоізоляційний прошарок між верхом і підошвою для додаткового комфорту.

Для захисту очей і шкіри обличчя від впливу бризок розплавленого металу, шлаку, ультрафіолетового та інфрачервоного випромінювання використовуються захисні окуляри з ударостійкого скла, обладнані бічними щитками, а також сітчасті маски. Для працівників плавильних печей рекомендується застосовувати захисне скло марки СС-14.

Руки захищаються за допомогою рукавичок із сукна, покритого шкірою. Для запобігання перегріву та опікам голови використовуються капелюхи з

широкими полями, виготовлені зі щільної повсті, фетру або грубошерстого сукна.

Захист шкіри рук, обличчя та шиї забезпечується використанням спеціальних паст, кремів і мазей. Органи дихання оберігаються від шкідливого впливу газів, парів і пилу за допомогою респіраторів (ШБ-1, У-2К, РП-К, «Астра-2») та промислових протигазів.

Для боротьби з виробничим шумом у сталеплавильному цеху використовуються протишумні вкладки з матеріалу ФПП-Ш, які придатні для одноденного використання (беруші). Також можливо застосування шумозахисних навушників МІОП.

Вібраційний вплив зменшується завдяки рукавичкам із подвійним шаром поролону. Додатково можна застосовувати антивібраційні пояси, спеціальні подушки, прокладки, віброгасне взуття та захисні килимки.

4.3 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів у розливному прольоті

Всі операції необхідно виконувати відповідно до Правил безпеки у сталеплавильному виробництві, а також інших актуальних нормативних документів, які регламентують дотримання безпечних умов праці, санітарних і гігієнічних норм. Крім того, слід керуватися чинними на підприємстві інструкціями з охорони праці.

Злитки, які приварені до виливниць, дозволяється звільняти лише після їхнього повного затвердіння. Категорично забороняється видаляти такі злитки шляхом розхитування, ударів виливниць об якісь предмети або скидання виливниць з висоти на підлогу приміщення.

Газоподібний аргон повинен відповідати стандарту ГОСТ 10157-79. Аргон є задушливим газом, вдихання якого у чистому вигляді може призвести до втрати свідомості, а подальше перебування у такому середовищі — до летального результату. Оскільки аргон важчий за повітря, він може

накопичуватися у слабо вентильованих приміщеннях, поблизу підлоги, у приямках, а також усередині обладнання, призначеного для його використання. У місцях потенційного накопичення аргону необхідний постійний контроль рівня кисню в повітрі. Об'ємна частка кисню повинна бути не нижче 19%. Під час роботи в умовах атмосфери аргону необхідно використовувати ізолюючі кисневі прилади або шлангові протигази. У разі планового ремонту мартенівських печей подачу аргону на ці печі слід припинити, а після закриття вентилів обов'язково встановити заглушки.

Затискачі та шланги мають бути справними та запобігати можливості ненавмисного роз'єднання або витоку аргону. У разі виявлення витоку аргону продування металу необхідно негайно припинити та вжити заходів для усунення несправності.

Розливник сталі повинен виконати підключення шлангів до аргонопроводу перед випуском плавки, а їхнє від'єднання — тільки після повного виведення металу і шлаку з печі та демонтажу жолоба.

Підключення аргону для продування металу дозволяється виконувати лише після повної перевірки готовності шлангів, аргонопроводу і продувного пристрою. Забороняється різко змінювати тиск у системі аргонопроводу або проводити розбирання з'єднань аргонопроводу під тиском.

Після завершення процесу продування металу необхідно переконатися у правильності закриття вентилів на основі свідчень тискомірів: стрілка манометра обов’язково має вказувати на нуль.

Демонтаж муфти продувного пристрою можна виконувати лише після доставки ковша на майданчик для розливу, центрування шиберних затворів над виливницями чи центровими елементами і за умови закритого затвору на розливному майданчику.

4.4 Електробезпека

Вплив електричного струму на організм людини може мати серйозні наслідки для здоров'я і навіть призвести до летального результату. Особливу небезпеку становить те, що напругу неможливо безпосередньо відчути органами чуття, а ймовірність смертельного ураження струмом є вищою у порівнянні з іншими причинами травматизму.

Електричний струм чинить на організм різноманітні дії: фізіологічні, термічні, хімічні та механічні. Зокрема, його вплив може виявлятися у нагріванні тіла до 50–60 °C, розриві шкіри через перегріте струмом повітря, мимовільному скороченні м'язів внаслідок їх збудження під дією струму, а також у станах, відомих як уявна смерть.

Роботи, які виконуються в електроустановках під напругою, поділяються на чотири групи залежно від рівня захищеності: роботи при повному знятті напруги, при частковому знятті напруги, а також без зняття напруги — поблизу чи на віддаленні від струмопровідних частин.

Для запобігання нещасним випадкам необхідно забезпечити належний захист від ризиків: появи надмірних струмів, доторкання до струмонесучих частин, а також контакту з неструмопровідними елементами, що можуть несподівано опинитися під напругою.

Щоб уникнути перевантаження мережі, слід правильно підбирати переріз провідників, не підключати до мережі додаткових пристроїв без розрахунку та запобігати перегріванню елементів електроустановок понад допустимі значення. Для захисту електрообладнання від надлишкових струмів використовуються плавкі запобіжники. Захист від прямого контакту з струмонесучими частинами електротехнічних пристроїв забезпечується завдяки застосуванню ізоляції, огорож, блокування, дистанційного керування або шляхом їх безпечного розташування. Для уникнення ризику напруги на металевих корпусах обладнання при пошкодженні ізоляції використовується захисне заземлення.

До основних засобів захисту належать спеціальні інструменти (ізолюючі штанги, кліщі, операційний та вимірювальний інструментарій), індивідуальні засоби захисту (гумові діелектричні рукавички, боти, калоші, брезентові рукавиці, протигази, запобіжні пояси тощо) та допоміжне обладнання (ізолюючі майданчики чи підкладки). Також використовуються покажчики напруги для визначення її наявності.

4.5 Протипожежна безпека цеху

Основними причинами виникнення пожеж на виробництві є необережне поводження з відкритим вогнем, порушення технологічного процесу, несправність обладнання, помилки під час монтажу або несправність електропроводки й електроприладів, а також іскри від виробничого устаткування, статична електрика тощо. Для попередження пожеж необхідно усунути всі ці фактори ризику.

В умовах гарячих металургійних цехів, де постійно присутні розплавлений і нагрітий метал, шлак, великі об'єми горючих газів, а також широке використання кисню, особливо важливо дотримуватись встановленого технологічного режиму і правил проведення робочих операцій. Будь-які порушення цих норм можуть призвести до серйозних наслідків.

Найпоширенішим і доступним засобом гасіння пожеж є вода. Однак, у деяких випадках її використання є недоцільним або небезпечним. У промисловості набули значного поширення засоби гасіння за допомогою піни. Для створення хімічної піни застосовують піногенераторні порошки типу ПГП і ПГПС, які складаються з кислотної та лужної компонент. Також використовується повітряно-механічна піна, що є сумішшю повітря, води та піноутворювача (наприклад, ПО-1, ПО-6, ПО-1А, ПО-1Д), який зазвичай містить гасовий контакт, столярний клей та етиловий спирт.

Додатково пожежі можна гасити за допомогою інертних газів, як-от азот, діоксид вуглецю, димові або відпрацьовані гази та водяна пара. Вони

знижують концентрацію кисню в зоні горіння, сповільнюють процес горіння і згодом повністю його зупиняють.

Для ліквідації невеликих загорянь застосовуються також тверді вогнегасні порошки. Їх використовують для боротьби із займанням різних горючих матеріалів і речовин, коли інші засоби виявляються неефективними або непридатними. Для цього були розроблені спеціальні склади, такі як ПС-1, ПС-2, СІ-2 та ПСБ.

Окрім цього, для гасіння різного роду пожеж застосовують різноманітні вогнегасники: рідинні, пінні (хімічні та повітряно-пінні), порошкові, вуглекислотні, а також хладонові.

4.6 Очищення відпрацьованих газів

Конвертери працюють із використанням кисню, який застосовується для продування металу. У результаті цього процесу утворюється значна кількість плавильного пилу, що негативно впливає на умови праці у цеху та завдає шкоди довкіллю. Основним компонентом такого пилу, який утворюється під час продування ванни киснем, є оксиди заліза. Усе пилове забруднення, яке міститься в газах, що виходять із системи, ефективно уловлюється за допомогою газоочисних установок.

Опис газоочисної установки

Запилені димові гази з температурою 700–800 °С, які надходять із димового борова печі, спрямовуються на очищення. Робочий режим установлений таким чином, щоб димові гази проходили через газоочищення, а потім направлялись через вентилятори до димової труби.

Спочатку димові гази надходять у батарею труб Вентурі, що складається з 10 труб з горловинами діаметром 250 мм. Тут гази зрошуються через тангенціальні форсунки, оснащені спеціальним конусом для кращого розпилення рідини. Остаточне очищення здійснюється в краплеуловлювачі та двох циклонах.

Очищені димові гази від циклона турбулентного промивача через систему газоходів спрямовуються до дроселів. За їх допомогою автоматично регулюється продуктивність вентиляторів залежно від тиску в робочій зоні печі. Шлам, накопичений у краплеуловлювачі та циклонах, відводиться через гідрозатвори по спеціальних лотках у приймальний бак насосної станції.

Живлення установки газоочищення забезпечується водою, яка постачається від оборотного циклу кисневого цеху. Усі основні елементи системи, включаючи циклони, краплеуловлювач, трійники, газохід чистого газу та розпилювальні труби, виготовлені з нержавіючої сталі для забезпечення довговічності та надійності роботи.

Для попереднього охолодження газів перед їхнім входом у трубки Вентурі встановлено 8 форсунок у спеціальному колекторі. Це сприяє покращенню ефективності очищення та оптимізації роботи установки.

4.7 Розрахунок вентиляції для видалення надлишкової теплоти

Для видалення тепла використовується система природної припливно-витяжної вентиляції. У холодну пору року, через часте відкривання і закривання воріт, температура повітря у приміщенні цеху значно знижується, що негативно впливає на комфорт і здоров'я обслуговуючого персоналу. Для протидії цьому фактору планується встановлення теплових повітряних завіс біля воріт.

Для захисту працівників від уламків окалини, яка утворюється під час прокатування злитків і заготовок, стани обладнані спеціальними захисними екранами.

Коефіцієнт теплопередачі стінки:

$$R= 1/ (1/\alpha_1+\delta/\lambda+ 1/\alpha_2);$$

де α_1;α_2– коефіцієнт тепловіддачі на внутрішній та зовнішній поверхнях печі;

λ- коефіцієнт теплопровідності шамотної цегли;

Тоді

$$R = 1/(1/397,6 + 0,39/44,4 + 1/221,0) = 66,6 \text{ Дж/с.}$$

Тепловиділення від печей:

$$Q_n = R\ (t_{вн} - t_{от})\ S;$$

де R – коефіцієнт теплопередачі стін печі, Дж/с;

S – сумарна площа тепловиділяючих поверхонь печі, м^2;

$t_{вн}$ - температура всередині печі, ^{0}C;

$t_{від}$ - температура повітря в цеху, ^{0}C.

$$Q_n = 66,6\ (1600 - 25) \cdot 104,9 = 8697993 \text{ Дж/с.}$$

Добуваємо тепловиділення металу, Дж/с:

$$Q_м = PC\ (t_{нар} - t_{кон});$$

де P – сумарна продуктивність печей, т/год;

C – теплоємність металу;

$t_{поч}$ - початкова температура розплавленого металу в ковші, ^{0}C;

$t_{кон}$ – температура металу на момент розливу, ^{0}C;

Тоді

$$Q_м = 9364 \cdot 0,14\ (1400\text{-}1350) = 261912 \text{ Дж.}$$

Далі відшукуємо загальну кількість теплоти, що видається в цех від печей при охолодженні металу.

$$Q_{заг} = Q_n + Q_м = 8697993 + 261912 = 8959905 \text{ Дж.}$$

Застосовуємо втрати теплоти через огородження цеху рівними 20% загального надходження теплоти. Тоді надмірна кількість теплоти буде

$$Q_{ізб} = Q_{заг} \cdot 0,8 = 8959905 \cdot 0,8 = 7167924 \text{Дж.}$$

Кількість повітря, яке потрібно ввести для видалення надлишкової теплоти, $м^3$/год:

$$V_{воз} = 3600 \cdot Q_{ізб} / C_в (t_{ух}-t_{нар}) = 3,6 \cdot 7167924 / 1,256 (35-26) = 2054500 \text{ м}^3 / \text{год}$$

де С – об'ємна теплоємність повітря, кДж/($м^3$·К);

$t_{ух}$ - температура повітря, що йде, ^{0}С;

$t_{нар}$ - температура зовнішнього повітря, ^{0}С;

Віднаходимо кратність повітрообміну:

$$К = V_{воз}/Vп_{ом} ;$$

де $V_{пом}$ - обсяг відділення, $м^3$.

$$К = 2054500 / 397360 = 5,2$$

Тобто, повітря у приміщенні обмінюється 5 разів.

ВИСНОВКИ

1. У межах кваліфікаційної роботи було розроблено проєкт конвертерного цеху, що передбачає встановлення трьох кисневих конвертерів. Річна продуктивність цеху становить 7,5 млн тонн придатної литої заготовки. Планується виплавлення вуглецевих, низьколегованих та легованих марок сталей.

2. До складу запроєктованого конвертерного цеху входять такі основні підрозділи: головний корпус, відділення безперервного розливання сталі (ОНРС), відділення сипких матеріалів, міксерне відділення та шихтовий двір магнітних матеріалів.

3. У конвертерному відділенні передбачено встановлення трьох конвертерів із місткістю 160 тонн кожен. Будівля відділення складається з трьох прольотів: завантажувального, конвертерного та ковшового.

4. У відділенні безперервного розливання сталі функціонуватимуть машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) криволінійного типу. Конструкція будівлі включає такі прольоти: проліт позапічної обробки сталі, розподільний проліт, проліт машин безперервного лиття заготовок, проліт газорізок, а також проліт транспортування й видачі литих заготовок.

5. Як шихтові матеріали планується використовувати рідкий чавун, сталевий лом, феросплави та додаткові компоненти.

6. Проєктування конвертерного цеху відбувається за такою послідовністю: спочатку визначається кількість і місткість конвертерів, розробляється технологічна схема роботи цеху. Наступним етапом є створення концептуального планування цеху з урахуванням особливостей генерального плану комбінату та певних контурів промислового майданчика, виділеного для будівництва цеху. Також визначаються характеристики та кількість основного технологічного обладнання, габаритні розміри індивідуальних прольотів і будівлі в цілому.

7. Продуктивність конвертера за проектом визначається низкою ключових чинників, серед яких: річний фонд часу роботи цеху, проектний

цикл плавки та синхронізація з машиною безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

8. Для аналізу динаміки змін маси й концентрації окремих компонентів, а також загальної маси шлаку, була розроблена методика, яка передбачає відбір проміжних проб шлаку (3-4 проби за одну плавку) з чіткою фіксацією часу та маси кожного внесеного шлакоутворюючого матеріалу. Після цього визначається надходження основного компонента шлаку — оксиду кальцію — з усіх матеріалів, а його концентрація в останній пробі використовується для розрахунку маси шлаку на момент завершення продування. Далі, ґрунтуючись на порівнянні концентрації оксиду кремнію в останній пробі й кожній попередній, визначається маса шлаку в моменти, що відповідають відбору проб. Основними припущеннями методики є те, що дослідження показали — у момент відбору першої проби шлаку (на 25–30 % тривалості продування) процес надходження оксиду кремнію до шлаків завершується, а ступінь засвоєння оксиду кальцію до моменту завершення продування сягає 95 %.

9. Застосування запропонованої методики забезпечує достатньо високу точність у відстеженні змін складу і кількості шлаку під час кисневого продування плавки в конвертері на низькомарганцевому чавуні. Використання цього підходу дає можливість оптимізувати шлаковий режим конвертерної плавки.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

2002, IDT).

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

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

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

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