

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра Металургії
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота (проект)

перший (бакалаврський)
(рівень вищої освіти)

на тему Удосконалення технології виробництва хромоарганцевої-калевої сталі в кнепавашу конвертері з комбінованими дутцями

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-17-1Бз
спеціальності 136 «Металургія»
(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

освітньої програми Металургія
(назва освітньої програми)

Клиш Р. В
(ініціали та прізвище)

Керівник ст. викл. Мішкопенко Н. В
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент к.т.н. доцент Березка О. Р
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра Металургія
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
Спеціальність 136 Металургія II
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)
Освітня програма Металургія

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

М. Думань
«20» січня року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ

Клишук Руслану Володимировичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Удосконалення технології виробництва
хромомарганцевих сталей в кисневому конвертері з комбінуванням
дугового
керувник роботи ст. викл. Міщенко Н.В.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від «17» січня 2022 року № 91-С

2 Строк подання студентом роботи 17 травня 2022р.

3 Вихідні дані до роботи науково технічна література перекладні
видання за арахом, виробничі технологічні інструкції

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме, вступ, характеристика сталі марки ЗХГН,
матеріальний баланс виплавки сталі в кисневому конвертері, тепловий
баланс плавки, технологія виплавки сталі в кисневому конвертері
з комбінувальною продувкою, розробка обробки і розливки сталі,
висновки.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Хімічний склад сталі та механічні властивості, Апаратурно-технологічна схема конвертерного виробництва, схема кислого конвертера, Фізико-хімічні процеси виробництва сталі в кисловому конвертері, матеріальний баланс та хімічний склад феросплавів, Тепловий баланс кислого конвертерної плавки, характеристика фероідезаваної ванни та режим її функціонування, залежність ступеня десульфурзації сталі, ШВЛЗ кривошійної типу

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Характеристика сталі	ст. викл. Міщенко Н.В.		17.03.22
2. Матеріальний баланс	ст. викл. Міщенко Н.В.		1.03.22
3. Тепловий баланс плавки	ст. викл. Міщенко Н.В.		1.04.22
4. Технологічна газника	ст. викл. Міщенко Н.В.		1.04.22

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Робота з отриманням інформації	17.01 - 1.03.22	
2.	Характеристика властивостей сталі	2.03 - 15.03.22	
3.	Розрахунок матеріального балансу	16.03 - 1.04.22	
4.	Розрахунок теплового балансу	2.04 - 10.04.22	
5.	Розробка технології плавки в конвертері з комбінованим дуттям.	11.04. - 25.04.22	
6.	Оформлення пояснювальної записки	26.04 - 10.05.22	
7.	Підготовка графічної частини	11.05. - 17.05.22	

Студент Киши (підпис) Киши Р.В. (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) [підпис] (підпис) Міщенко Н.В. (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер [підпис] (підпис) Кириченко О.Г. (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 77 с., 24 табл., 12 рис., 22 джерела.

ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, ДЕФОСФОРАЦІЯ,
ДУТТЯ, КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ,
ЛЕГУВАННЯ, МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС, МБЛЗ, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА,
ПОКРАЩЕННЯ, ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС

Тема кваліфікаційної роботи: Удосконалення виробництва хромомарганцевонікелевої конструкційної сталі в кисневому конвертері з комбінованим дуттям.

Мета роботи – удосконалення технології позапічної обробки сталі 38ХГН із застосуванням флюїдизованого вапна для більш глибокої десульфурації.

У розділі «Загальна частина» надано характеристику сталі марки 38ХГН, розглянуто способи та теоретичні основи виробництва сталі даної марки.

У розділі «Розрахунок матеріального балансу» визначено вихід і склад продуктів плавки, кількість шлакоутворюючих і легуючих матеріалів при отриманні 1 т сталі марки 38ХГН.

У розділі «Тепловий баланс плавки» наведено опис конструкції кисневого конвертеру з комбінованою продувкою та виконано розрахунок теплового балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» розроблено апаратурно-технологічну схему виробництва сталі марки 38ХГН «конвертер – позапічна обробка – МБЛЗ». Надано загальну характеристику основним прольотам та обладнанню сталеплавильного цеху.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	
1.1 Конструкційні покращувані сталі.....	9
1.2 Характеристика сталі марки 38ХГН.....	10
1.3 Способи виробництва конструкційних сталей.....	13
1.4 Фізико-хімічні основи виробництва сталі марки 38ХГН.....	14
2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 38ХГН В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТЕРІ З КОМБІНОВАНИМ ДУТТЯМ	
2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки.....	20
2.2 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки....	24
3 РОЗРАХУНОК ТЕПЛОВОГО БАЛАНСУ ПЛАВКИ	
3.1 Опис конструкції кисневого конвертера комбінованого дуття.....	33
3.2 Тепловий баланс виплавки сталі в кисневому конвертері.....	40
3.3 Розрахунок теплового балансу плавки	43
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	45
4.1 Загальна характеристика роботи киснево-конвертерного цеху.....	46
4.2 Технологія виплавки сталі марки 38ХГН в кисневому конвертері з комбінованою продувкою.....	53
4.2.1 Вимоги до вихідних матеріалів конвертерного процесу.....	53
4.2.2 Шихтовка плавки.....	55
4.2.3 Режим ведення продувки киснем зверху.....	56
4.2.4 Продувка нейтральними газами через днище.....	60
4.2.5 Випуск плавки і відсікання шлаку.....	61
4.2.6 Розкислення й легування сталі.....	62
4.3 Позапічна обробка сталі.....	63
4.4 Удосконалення технології позапічної обробки сталі марки 38ХГН.....	67
4.5 Характеристика криволінійної МБЛЗ	71
ВИСНОВКИ.....	74
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ	76

ВСТУП

Металургія є однією з найважливіших галузей промисловості в Україні. Продукція, що вироблена металургійними підприємствами, складає 30% від загального обсягу промислового виробництва і 25% від загального обсягу експорту України. В 2013 р. Україна займала 10 місце в світовому рейтингу основних виробників сталі з показниками: виплавка чавуну – 29,1 млн.т, сталі – 32,7 млн.т, прокату – 29,1 млн.т, що склало 76% від докризисного 2007 р. Експорт чорних металів в 2013 р. приніс країні 14,43 млрд. дол. США. На жаль, за підсумками 2021 р. країна в світовому рейтингу за даними *World Steel Association* погіршила свої показники, зайнявши тільки 14-е місце у порівнянні з 12 місцем у 2021 р. В 2021 р. в Україні виплавили 21,4 млн.т сталі [1,2].

Отож, у сучасній металургійній галузі України нагромадилось багато суперечливих проблем, без рішення яких українським металургам навряд чи вдасться утримати досить престижні позиції по обсягах виробництва й реалізації сталі на світовому ринку. Уразливість чорної металургії України пояснюється її несучасною структурою виробництва і роботою переважно на експорт (80%).

Найбільш серйозні проблеми створює технологічне й технічне відставання ряду підприємств галузі від відомих світових аналогів, у першу чергу за рахунок високої частки мартенівського способу виробництва сталі з розливанням у зливки.

В даний час знаходяться в експлуатації 8 і з 9 мартенівських печей, 15 із 16 конвертерів, 6 із 15 електропечей і 15 машин безперервного розливання сталі, що насамперед пов'язане із споживанням сталі на внутрішньому і зовнішньому ринках металу [1]. Але з 11 великих металургійних заводів України тільки п'ять у більшому або меншому ступені оснащені установками безперервного розливання сталі.

Інноваційні програми українських металургійних підприємств повинні бути направлені на залучення кращих технологій світового рівня, сприяючих скороченню забруднення навколишнього середовища і зниженню енерговитрат.

Виробництво сталі в конвертерах із комбінованою продувкою є найбільш ефективною системою технологій, що не просто забезпечують виплавку сталі з високою продуктивністю плавильного агрегату, але і дозволяють гармонізувати роботу всього технологічного ланцюга від виробництва чавуну до розливання сталі і отримання заготовки включно.

Цей процес має низку переваг перед мартенівським і електросталеплавильним процесами:

1) більше висока продуктивність одного агрегату (годинна продуктивність мартенівських і електродугових печей не перевищує 140 т, а у велико-вантажних конвертерів досягає 400-500 т);

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

3) менші витрати по переділу, у число яких входить вартість електроенергії, палива, вогнетривів, змінного устаткування, зарплати;

4) процес більш зручний для автоматизації керування ходом плавки;

5) завдяки чіткому ритму випуску плавок робота конвертерів легко сполучається з безперервним розливанням [3].

У цей час конвертерним способом одержують досить широкий марочний сортамент сталей – низьковуглецеві, вуглецеві зі вмістом вуглецю до 0,30%, низьколеговані сталі. Завдяки продувці чистим киснем сталь містить 0,002-0,005% азоту, тобто не більше, ніж мартенівська. А наявний надлишок тепла дозволяє переробляти в конвертері значну кількість брухту, що забезпечує зниження вартості сталі.

Таким чином, для нашої країни найбільш виправданою і економічно доцільною є заміна мартенівського способу виплавки сталі за рахунок

будівництва або реконструкції цехів з установкою кисневих конвертерів і комплексів позапічної обробки й безперервного розливання сталі.

Тому метою даної кваліфікаційної роботи є удосконалення технології виплавки конструкційної сталі в кисневому конвертері з комбінованим дуттям.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Конструкційні покращувані сталі

Для виготовлення різноманітних деталей, що працюють в складних напружених умовах (під впливом навантажень, в тому числі змінних і динамічних), застосовують сталі, що піддають термічному покращенню. При цьому сталі набувають структури сорбіту, що добре сприймає ударні навантаження. Важливе значення має також опір крихкому руйнуванню. Покращенню підлягають середньовуглецеві сталі із вмістом вуглецю 0,3-0,5%.

В залежності від рівня властивостей, якій вимагається від конкретної сталі, обирають температуру відпуску. Низький відпуск (до 200-250 °С) забезпечує високі міцнісні властивості і низькі значення пластичності і в'язкості. Однак частіше в машинобудуванні застосовують гартування з високим відпуском при 550-680 °С. Така термічна обробка при раціонально обраному складі сталі забезпечує найбільш високу конструктивну міцність деталей і виробів – достатню міцність у сполученні з високою пластичністю, в'язкістю і низькою схильністю до крихких руйнувань.

В покращуваних сталях легуючі елементи повинні перш за все забезпечувати необхідну прокалюваність і механічні властивості після відпуску.

Властивості покращуваної сталі залежать від прокалюваності, тобто від структури по перетину виробу після закалювання. При повній (наскрізній) прокалюваності структура по всьому перетину – мартенсит. При неповній (не наскрізній) прокалюваності поряд з мартенситом утворюються верхній і нижній бейніт, ферито-перлітна суміш.

Найкраща прокалюваність сталі досягається при комплексному легуванні сталі. Всі легуючі елементи крім кобальту підвищують прокалюваність сталі. Але вплив легуючих елементів на прокалюваність не є адитивним, тобто не

може бути просумованим, а ефективність дії будь-якого елемента залежить від комбінації і кількості легуючих в конкретній сталі.

На основі багато численних випробувань можна стверджувати, що найбільш високі механічні властивості досягаються при високому відпуску вихідної структури мартенситу. Якщо сталь має іншу структуру, то деякі властивості можуть погіршуватись. Якщо в загартованих виробках отримують структуру мартенситу з нижнім бейнітом (до 50%), то властивості сталі при цьому не погіршуються. Якщо ж наряду з мартенситом і нижнім бейнітом з'являються верхній бейніт і ферито-перлітна суміш, то це знижує показники опору сталі крихкому і в'язкому руйнуванню [4].

Залежно від вимог до прокалюваності і необхідного рівня механічних властивостей промисловості знайшли застосування багато марок легованих конструкційних сталей. Основними легуючими елементами в покращуваних сталях є хром, марганець, нікель, молібден, бор, ванадій тощо. Вміст вуглецю знаходиться в межах 0,25-0,50%.

1.2 Характеристика сталі марки 38ХГН

Хімічний склад і властивості сталі 38ХГН наведено в табл. 1.1-1.6 [5].

Таблиця 1.1 – Хімічний склад матеріалу, % (ДСТУ 7806-2015)

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
0,35- 0,43	0,17- 0,37	0,80- 1,10	0,70-1,0	<0,035	<0,035	0,50- 0,80	<0,30

Замінник: 38ХГНМ.

Вид постачання: прокат гарячекатаний та кований діаметром або завтовшки 250 мм, калібрований та зі спеціальним обробленням поверхні, який застосовують у стані після термічної обробки.

Клас: Сталь конструкційна легована, хромомарганцевонікелева.

Використання в промисловості: деталі екскаваторів, крепеж, вали, вісі, зубчаті колеса та інші відповідальні деталі, до яких пред'являються вимоги підвищеної міцності.

Технологічні властивості сталі марки 38ХГН:

Термообробка: Гартування і відпуск

Температура кування, °С: початку 1200, кінця 800. Перетин до 250 мм охолоджується на повітрі, 251-350 – в ямі.

Твердість матеріалу: НВ $10^{-1} = 229$ МПа

Зварюваність матеріалу: важко зварювана. Для отримання якісних зварних з'єднань потребує додаткових операцій: підігрів до 200-300 °С при зварюванні, Термообробка після зварювання – відпал. Спосіб зварювання – РДС.

Флокеночутєвість: чуттєва.

Схильність до відпускнуї крихкості: схильна.

Таблиця 1.2 – Механічні властивості при 20 °С сталі марки 38ХГН

Сортамент	σ_B , МПа	σ_T , МПа	δ_5 , %	ψ , %	КСУ, кДж/м ²
Пруток d=25 мм	780	685	12	45	980

Таблиця 1.3 – Механічні властивості сталі 38ХГН залежно від температури відпуску (гартування – 850 °С, масло)

Температура відпуску, °С	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ_5 , %	ψ , %	КСУ, кДж/м ²	НВ
200	1580	1780	15	36	28	499
300	1470	1670	16	40	19	478
400	1290	1370	16	41	47	415
500	1150	1200	16	46	78	350
600	950	1040	19	54	157	269

Таблиця 1.4 – Температура критичних точок сталі марки 38ХГН

$A_{c1} = 725$	$A_{c3} (A_{c_m}) = 830$	$A_{r3} (A_{r_m}) = 690$	$A_{r1} = 600$	$M_n = 320$
----------------	--------------------------	--------------------------	----------------	-------------

Таблиця 1.5 – Механічні властивості сталі марки 38ХГН при підвищених температурах

Зразок діаметром 10 мм, довжиною 50 мм, кований і відпалений. Швидкість деформування 5 мм/хв., швидкість деформації 0,002 1/с				
Температура випробувань, °С	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ_5 , %	ψ , %
700	185	200	34	93
800	89	135	57	98
900	52	76	68	100
1000	27	50	75	100
1100	18	35	66	100
1200	10	20	66	100

Таблиця 1.6 – Механічні властивості сталі марки 38ХГН залежно від перетину

Перетин, мм	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ_5 , %	ψ , %	КСУ, Дж/см ²	НВ
250	700	850	15	54	69	269
	660	810	16	51	64	255
	700	860	17	48	59	241
350	730	840	17	59	83	262
	660	800	16	50	54	255
	690	870	14	43	49	248
450	730	890	15	54	73	262
	690	840	15	47	49	248
	590	810	15	32	35	235
550	800	930	16	52	69	275
	660	870	14	52	54	275
	490	730	15	30	60	229

Наведемо **режими термообробки** сталі марки 38ХГН згідно рекомендацій ДСТУ 7806-2015 [5]:

- перше гартування або нормалізація – 850 °С;
- середовище охолодження — олива;
- відпуск – 570 °С;
- середовище охолодження – вода чи олива.

1.3 Способи виробництва конструкційних сталей

Сталеплавильне виробництво – це отримання сталі з чавуну і сталевих брухтів в сталеплавильних агрегатах металургійних заводів. Сталеплавильне виробництво є другим етапом в загальному виробничому циклі чорної металургії. В сучасній металургії для виробництва конструкційних сталей основні способи виплавки – киснево-конверторний, мартенівський і електросталеплавильний процеси. Співвідношення між цими способами постійно змінюється.

Сутність мартенівського процесу полягає у переробці чавуну і брухту на поду відбивальної печі. В мартенівському процесі для плавлення твердої шихти, для покриття значних теплових втрат і нагрівання сталі до температури випуску в піч підводиться додаткове тепло від спалювання в печі палива в струмені повітря, нагрітого до високих температур. Для інтенсифікації процесу плавлення частка повітря може замінюватись на кисень. Кисень може також подаватись безпосередньо в ванну. Шихтові матеріали мартенівського процесу складаються, як і в інших процесах, із металевої частини шихти (чавун, сталевий брухт, розкислювачі, легуючі) та неметалевої частини (залізна руда, агломерат, вапняк, вапно, боксит тощо).

Виплавка сталі в електропечах заснована на використанні електроенергії для нагріву металу. Тепло в електропечах виділяється в результаті перетворення електроенергії в теплову при горінні електричної дуги, або в спеціальних нагрівальних елементах, або за рахунок дії магнітного поля.

Електросталеплавильне виробництво – це отримання якісних і високоякісних легованих сталей в електричних печах, які мають окремі переваги у порівнянні з іншими агрегатами: висока точність регулювання температури; можливість швидкісного нагріву; менший обсяг викидів та ін.

На відміну від конвертерного і мартенівського виробництва виділення тепла в електропечах не пов'язано зі споживанням окислювача. Тому електроплавку можна вести в будь-якому середовищі – окислювальному,

відновлювальному, нейтральному, вакуумі тощо. Сталь, призначену для подальшого переділу виплавляють головним чином в дугових печах змінного струму або індукційних тигельних печах.

1.4 Фізико-хімічні основи виробництва сталі марки 38ХГН

Основою конвертерного процесу є обробка розплаву газоподібним окисником без додаткового підведення тепла ззовні. Процес плавки здійснюється за рахунок хімічної теплоти екзотермічних реакцій і фізичного тепла, що вноситься рідким чавуном.

Форма робочого простору конвертера, яка склалася за роки існування процесу, забезпечує обробку розплаву газом-окисником з дуже великою інтенсивністю, без значних втрат металу. На великій реакційній поверхні, що виникає в процесі продування, з високою швидкістю проходять реакції окислення домішок і відповідно досягається висока продуктивність агрегату.

Розглянемо коротко фізико-хімічні реакції, що супроводжують процес отримання сталі – окислення домішок, шлакоутворення, десульфурація, дефосфорація, розкислення та легування.

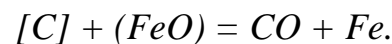
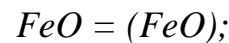
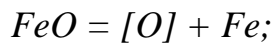
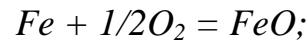
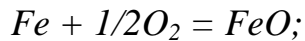
Окислення домішок і шлакоутворення

У перші періоди плавки, коли концентрації домішок (С, Si, Mn, P) достатньо високі, інтенсивність (швидкість) окиснення цих домішок визначається інтенсивністю подачі кисню (тобто лімітується зовнішнім масопереносом). Чим більше інтенсивність продування, тим вище швидкість окиснення домішок.

Протягом продування за рахунок кисню окислюється надлишковий вуглець, а також кремній, більша частина марганцю та деяка кількість заліза. Але треба мати на увазі, що за рахунок безпосередньої взаємодії з газоподібним киснем окислюється незначна частина домішок.

Окислення більшості домішок протікає за складнішою схемою – по-перше, у зоні контакту кисневого струменя з металом окислюється залізо

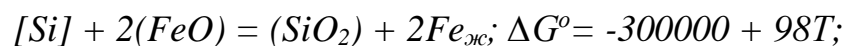
$Fe + 1/2O_2 = FeO$; це пов'язано з тим, що концентрація заліза набагато більша, ніж концентрація решти елементів. Закис заліза частково розчиняється у металі: $FeO = [O] + Fe$ та частково у шлаку $FeO = (FeO)$, а вже потім за рахунок розчиненого у металі і шлаку кисню окислюються інші складові рідкого чавуну. Окислювання, наприклад, вуглецю відбувається за такими схемами:



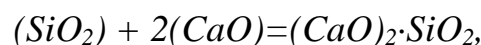
Таким чином, для продування у конвертері характерне пряме окислення заліза у зоні контакту кисневого струменю з металом (у «первинній реакційній зоні») та окислення решти складових металу за рахунок вторинних реакцій на межі з первинною реакційною зоною та у іншому об'ємі ванни.

Окислення кремнію

Кремній завдяки високій спорідненості до кисню інтенсивно окиснюється у перші хвилини продування киснем за реакціями:



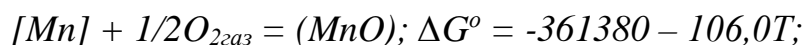
Кремнезем, що утворюється, взаємодіє з CaO, утворюючи силікати:



У результаті збільшення основності шлаку, зростання міцності силікатів кальцію і падіння концентрації у шлаку вільної SiO₂, кремній окислюється практично повністю у перші 3-5 хвилин продування і в процесі продування помітно не відновлюється зі шлаку в метал навіть у період інтенсивного зневуглицювання.

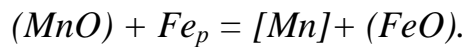
Окислення марганцю

До 3-5 хвилини продування окислюється близько 70 % марганцю, що міститься у чавуні за реакціями:





Зростання величини ΔG° при підвищенні температури свідчить про можливість перебігу зворотного процесу – відновлення марганцю:



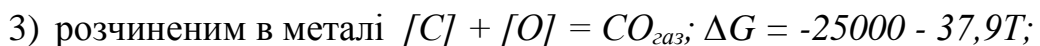
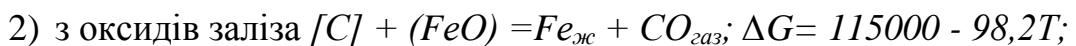
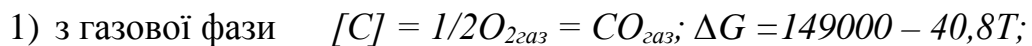
Цей процес одержав назву «марганцевий горб». Наприкінці продування, коли окислення заліза посилюється, вміст оксидів заліза у шлаку зростає, спостерігається вторинне окиснення марганцю.

Кінцевий вміст марганцю у металі залежить насамперед від його вмісту у чавуні та зростає при збільшенні температури металу наприкінці продування та зниженні окисленості шлаку. Тобто відновлення марганцю найбільш помітно у другій половині плавки, коли інтенсивно окислюється вуглець, а температура ванни та основність шлаку високі.

Окислення вуглецю

Окислення вуглецю у кисневому конвертері відбувається переважно до CO; до CO₂ окислюється менше 10-15% вуглецю, що міститься у чавуні.

Вуглець, розчинений в металі, окислюватиметься киснем:

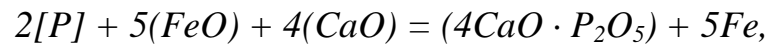


На початку продування, коли інтенсивно окислюються кремній та марганець, а температура ванни невисока, швидкість окислення вуглецю відносно невелика (0,10-0,15 %/хв.). У подальшому, внаслідок підвищення спорідненості вуглецю до кисню при підвищенні температури та зменшенні витрати кисню на окиснення марганцю та кремнію, швидкість окиснення вуглецю зростає, досягаючи всередині тривалості продування максимуму (0,35-0,45 %/хв.). Наприкінці продування вона знову знижується внаслідок зменшення вмісту вуглецю у металі. Роль реакції зневуглецювання у киснево-конверторній плавці надзвичайна висока, тому що тривалість окиснення вуглецю визначає тривалість продування, а також бульбашки CO, які виділяються, забезпечують видалення з металу азоту, водню й інтенсивне

перемішування металу та шлаку, що сприяє покращенню дефосфорації та десульфурації.

Дефосфорація

Дефосфорація, тобто видалення з металу у шлак фосфору, здійснюється за екзотермічною реакцією (виділяється 767 290 Дж/моль)



$$\lg K = 40067/T - 15,06$$

для вдалого протікання якої необхідно підвищена основність і окисленість шлаку та невисока температура. У кисневому конвертері складаються сприятливі умови для видалення у шлак фосфору.

Дефосфорація починається відразу після початку продування, що пояснюється швидким початком формування лужного шлаку з великим вмістом заліза. Через те, що реакція видалення фосфору супроводжується виділенням тепла, дефосфорація найбільш інтенсивно протікає у першій половині продування при відносно низькій температурі.

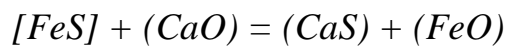
Кінцевий вміст фосфору у металі залежить від кількості шлаку та повноти протікання реакції дефосфорації, яку зазвичай характеризують величиною коефіцієнта розподілення фосфору між шлаком та металом $(P_2O_5)/[P]$. Ця величина в умовах киснево-конвертерного змінюється від 40 до 80-100 і в цих межах зазвичай тим вище, чим вище лужність та окисленість шлаку і чим нижче температура металу в кінці продування. Крім того, більш повному протіканню реакції дефосфорації та підвищенню значення $(P_2O_5)/[P]$ сприяє покращення перемішування металу зі шлаком, що досягається при зниженні в'язкості шлаку та при більш ранньому шлакоутворенні, через те що в цьому випадку збільшується тривалість контакту металу зі шлаком.

Велике значення має також кількість шлаку. Чим більше маса шлаку, тим повніше буде проходити дефосфорація, тобто більша кількість фосфору буде переходити у шлак при одній і тій же величині коефіцієнту розподілення фосфору. Тому при підвищеному вмісті фосфору у чавуні зазвичай збільшують кількість конвертерного шлаку.

Як правило, при вмісті фосфору у чавуні менше 0,15-0,20% метал наприкінці продування містить менше 0,02% фосфору.

Десульфурація

Десульфурація у кисневому конвертері відбувається протягом усього процесу продування і, головним чином, шляхом видалення сірки з металу у шлак. Разом з тим, частка сірки (5-10 %) видаляється у вигляді SO₂ в результаті її окислення киснем продувки.



$$\lg K = - 5693/T + 1,528$$

Для видалення сірки необхідні висока основність шлаку та низький вміст у ньому оксидів заліза. Конвертерний шлак містить значну кількість FeO (7-20 %), тому десульфурація отримує обмежений розвиток (30-40 %). Тому переробка чавунів звичайного складу забезпечує отримання наприкінці операції металу з вмістом сірки 0,02-0,040 %. Для рядових марок сталі такий показник можна визнати задовільним. У випадку плавки якісних сталей вміст сірки не повинен перевищувати 0,035 %, тому операцію десульфурації необхідно продовжити в процесі випуску металу з конвертера у ковші та надалі методами позапічної обробки. По-друге, ступінь десульфурації зростає при збільшенні кількості шлаку, також сприяє десульфурації прискорення утворення шлаку та підвищення тривалості продування, адже при цьому зростає час взаємодії металу з утвореним шлаком.

Вплив температури на ступінь десульфурації полягає у такому: через те, що реакція видалення сірки супроводжується дуже малим тепловим ефектом, зміна температури не має помітного впливу на зсув її рівноваги. Але збільшення температури конвертерної ванни помітно покращує її десульфурацію, тому що це викликає зниження в'язкості шлаку, прискорюючи тим самим дифузію компонентів, які беруть участь у реакції видалення сірки.

Розкислення сталі

Наприкінці плавки у конвертерній сталі розчинена велика кількість кисню. Тому необхідною операцією, після доведення складу металу до заданого

хімічного складу за вуглецем, є операція розкислення, тобто видалення кисню, що розчинений у рідкій сталі, а також звільненню придатного металу від продуктів розкислення.

Розкислення сталі виконують глибинним методом у ковші під час випуску металу. При плавленні спокійної сталі розкислювачі вводять у ковш на струмінь металу у такій послідовності: спочатку феромарганець або силікомарганець, далі феросиліцій і в останню чергу додають алюміній.

Додавання розкислювачів починають після наповнення ковша рідким металом приблизно на $\frac{1}{4}$, а закінчують у момент заповнення ковша на $\frac{2}{3}$. Це дозволяє запобігти потрапляння розкислювачів у шлак та їх вигару. При розрахунку кількості розкислювачів необхідно враховувати вигар, який складає при розкисленні спокійної сталі – марганцю 10-25 %, кремнію 15-25 %. Витрата алюмінію складає 0,15-0,20 кг на 1 т сталі.

2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 38ХГН В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТЕРІ

2.1 Шихтові матеріали конвертерної плавки

Основними шихтовими матеріалами киснево-конвертерного процесу є рідкий чавун, сталевий брухт, шлакоутворюючі матеріали (вапно, плавиківий шпат тощо), тверді окислювачі (залізна руда, агломерат), додаткове паливо.

Рідкий чавун в сталеплавильних агрегатах, як правило, використовується в рідкому вигляді і надходить безпосередньо з доменного цеху або після додаткової оптимізації його хімічного складу в процесі позапічної обробки.

Конвертерна плавка у значній мірі залежить від температури чавуну, а також його хімічного складу. Для киснево-конвертерного процесу застосовують чавун такого складу: 3,9-4,5% С; 0,5-1,0% Si; 0,1-1,5% Mn; 0,03-0,06% S; 0,05-0,15% P [8].

Згідно ДСТУ 805-80 переробний чавун поділяється на дві марки П1 (Si 0,5-0,9) і П2 (Si <0,5%). Кожну марку підрозділяють на три групи по вмісту марганцю (<0,5; 0,5-1; 1-1,5% відповідно в групах I, II, III); на три класи по вмісту фосфору (не більше 0,1; 0,2 і 0,3% відповідно в класах А, Б, В) і на п'ять категорій по вмісту сірки (не більше 0,01, 0,02, 0,03, 0,04, і 0,05 відповідно в категоріях I, II, III, IV, V) [6].

Концентрація *вуглецю* у чавуні в умовах доменної плавки практично не піддається регулюванню. Для практичних цілей її можна визначити за вмістом інших елементів (за даними В.Г. Воскобойникова):

$$C = 4,8 + 0,03[\%Mn] - 0,27[\%Si] - 0,32[\%P] - 0,032[\%S]$$

При надмірно високому вмісті *кремнію* зростає витрата вапна для ошлакування SiO₂ і збільшується кількість шлаку в конвертері, що веде до зростання втрат заліза і тепловтрат зі шлаком; знижується також стійкість футеровки конвертера. Разом з тим при дуже низькому (менше 0,3%) вмісті

кремнію сповільнюється шлакоутворення у зв'язку з повільним розчиненням вапна через занадто низький вміст SiO_2 в первинних шлаках.

Позитивною стороною підвищеного вмісту кремнію є те, що зростає кількість тепла від його окислення. Це дозволяє збільшити витрату брухту. Більшість вітчизняних заводів працюють на рідких чавунах з вмістом кремнію 0,6-0,9%, що, очевидно, близько до оптимальної величиною.

Оптимальною величиною вмісту *марганцю* в чавуні протягом багатьох років вважали 0,7-1,1%. Однак більша частина марганцю при конвертерній плавці окислюється і безповоротно втрачається зі шлаком у вигляді MnO . З урахуванням цього, а також того, що виплавка чавуну з підвищеним (0,5-0,7% і більше) вмістом марганцю вимагає добавки в шихту доменних печей дефіцитної марганцевої руди, в останні роки виплавляють маломарганцеві чавуни (0,5-0,1% Mn).

Вміст *фосфору* в рідкому чавуні не повинен перевищувати 0,2-0,3%, оскільки при більшому його вмісті необхідний проміжне скачування шлаку під час продувки і наведення нового, що знижує продуктивність конвертера.

Вміст *сірки* в чавунах, призначених для виплавки якісних сталей, не повинен перевищувати 0,035%, а для рядових сталей 0,05%. Таке обмеження пояснюється тим, що через високий вміст оксидів заліза в конвертерних шлаках видалення в них сірки при плавці відбувається слабо; ступінь десульфурації не перевищує 30%. На багатьох заводах організована позадоменна десульфурація чавуну.

Сталевий брухт є охолоджувачем конвертерної плавки, збільшення його витрат економить чавун, знижуючи собівартість сталі. До брухту ставиться вимога про неприпустимість високого вмісту фосфору, сірки, домішок кольорових металів та іржі. Кількість міді та нікелю, які не окислюються в умовах конвертерної плавки, не повинна перевищувати їх допустимого вмісту в виплавленій сталі (менше 0,2%).

Сталевий брухт підрозділяють на дві категорії: вуглецевий (група А) і легований (група Б). За якістю категорії А і Б розділяють на 28 видів (брухт

кусковий, дрібний кусковий, пакети, брикети зі стружки, негабаритний брухт тощо); крім того, категорію Б розділяють на 67 груп по вмісту легуючих елементів. На заводах брухт розділяють на оборотний (прокатна обріз і відходи інших цехів металургійного заводу) і привозний; склад останнього, як правило, не відомий.

Обмежують максимальний розмір шматків сталевого брухту, оскільки занадто великі шматки можуть не встигати розчинитися в металі за час продувки конвертерної плавки, а під час завантаження можуть пошкодити футеровку конвертера. Довжина кускового брухту не повинна перевищувати 0,8 м [9].

Вапно впливає на шлакоутворення, дефосфорацію, десульфурацію металу і, в остаточному підсумку, на його якість. Вапно повинно бути свіжо обпаленим і містити > 92% CaO, менше 2% SiO₂ і 0,05-0,08% S. При вмісті сірки >0,1% можливий перехід сірки з шлаку в метал під час плавки. Шматки вапна повинні мати розміри 10-50 мм.

Найвища реакційна здатність вапна досягається при м'якому випалі вапняку, в результаті якого утворюються дрібні кристали розміром менше 2 мкм, забезпечує значну пористість кусків. При порівняно високотемпературному («мертвому») випалі значної тривалості пористість вапна незначна, тому що зрощені кристали мають великі розміри. Висока якість вапна забезпечується при випалюванні вапняку в обертових печах чи в агрегатах киплячого шару. Мінімальна кількість сірки досягається при випалюванні вапняку природним газом, максимальна (0,3 % і більше) – при використанні для випалу коксу, антрациту і не очищеного від сірки коксового газу в шахтних печах [6].

Плавиковий шпат є ефективним розріджувачем шлаку. Він містить 75-92% CaF₂, основною домішкою є SiO₂.

Боксит іноді застосовують замість плавикового шпату для прискорення розчинення вапна на початку продувки, але його вплив у багато разів слабкіший, ніж плавикового шпату. У сталеплавильному виробництві

передбачене застосування бокситу марки МБ, що містить $>28\%$ Al_2O_3 , $<0,2\%$ S і $<0,6\%$ P_2O_5 . Недоліком бокситу є високий вміст SiO_2 , для ошлакування якої необхідно збільшити витрату вапна, що викликає збільшення кількості шлаку [6-8].

Також недоліком бокситу є високий вміст (до 20%) води, який приводить до підвищення вмісту водню в металі. Тому при виплавці високоякісної сталі його необхідно просушувати і добре прожарювати.

Залізна руда повинна мати наступний хімічний склад: високий вміст заліза (55-65%), низький вміст кремнезему (не більше 5-10%), сірки (не більше 0,05%) і фосфору (не більше 0,1%). Вологість руди має бути не вище 5%, оскільки окрім насичення металу воднем, вона вимагає додаткових витрат тепла на випар. Велике значення має також фізичний стан руди. Розмір кусків її має бути в межах 50-150 мм [7]. Розмір шматків руди повинен бути 10-80 мм.

Для економії чавуну й збільшення частки брухту в шихті в конвертер по ходу продувки або до її початку присаджують *вуглецевмісні матеріали* (кокс, кам'яне вугілля і його різновид – антрацит тощо). Основні складові кам'яного вугілля – горюча (органічна) маса, волога (4-14 %), зола (8-12 %); вугілля містить 0,5-4 % S (шкідливої домішки). Склад горючої маси: 75-97 % C; 1,5-5,7 % H_2 ; 2-15 % O_2 ; 0,5-4 % S, $<1,5\%$ N_2 . Основні складові золи: Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3 , CaO. Вугілля розрізняють також по вмісту летючих – H_2 , CH_4 і небагато CO, CmHn і N_2 , що виділяються з горючої маси при нагріванні без доступу повітря (від 9 до 45 % горючої маси). Антрацит характеризується меншим вмістом води (4-6 %), летючих ($<9\%$) і більшим вмістом вуглецю в горючій масі (93-97%). Кокс містить 75-88% C; 0,6-1,7% летючих; 8-12% золи; 2-9% води; 0,5-2,0 % S.

Рекомендований розмір кусків палива, що завантажують в конвертер, становить 6-25 мм. Ці матеріали повинні містити не більше 12% золи, 5% води, 12% летючих і 0,5% S [9].

2.2 Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки

Плавка ведеться в один захід без випуску проміжного шлаку. Розрахунок ведеться на 100 кг металічної шихти.

Хімічний склад металічної і неметалічної частини шихти наведено в табл. 2.1 і 2.2, склад готової сталі – в табл. 2.3.

Таблиця 2.1 – Склад шихти

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	4,45	0,72	0,52	0,06	0,05
Скрап	0,28	0,30	0,40	0,05	0,04

Таблиця 2.2 – Склад неметалічної шихти і футеровки

Матеріал	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	H ₂ O	CO ₂
Вапно	1,8	-	1,7	86,0	2,0	-	-	1,9	6,6
Плавиковий шпат	5,0	-	1,0	8,0	-	-	79,5	0,5	6,0
Футерівка	5,0	8,0	3,0	2,0	70,0	12,0	-	-	-

Таблиця 2.3 - Склад готової сталі 38ХГН

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,35-0,43	0,17-0,37	0,80-1,10	≤0,035	≤0,035	0,50-0,80	0,7-1,0	≤0,30

За умови переробки 74% чавуну і 26 % скрапу металічною шихтою вноситься:

Таблиця 2.4 – Кількість елементів, що вноситься чавуном і скрапом

Матеріал	C	Si	Mn	P	S
Чавун	3,293	0,533	0,385	0,044	0,037
Скрап	0,072	0,078	0,104	0,013	0,01
Всього	3,37	0,611	0,489	0,057	0,047

Розрахуємо **кількість і склад шлаку**, використовуючи данні, отримані на практиці. Приймаємо: зношення футерівки складає 0,3% маси металічної шихти; витрата CaF_2 складає 0,3%; з металічної шихти в шлак перейде 100% Si, 90% P, 80% Mn, 50% S. Приймаємо, що з неметалічної частини шихти в шлак перейдуть всі оксиди, за виключенням H_2O і CO_2 .

Витрати вапна. Щоб забезпечити хорошу десульфурації і дефосфорацію металу основність шлаку (CaO/SiO_2) повинна бути від 2,9. Для розрахунку приймаємо основність шлаку – 2,9. Тоді флюсуючи здібність вапна складає:

$$0,86 - 2,9 \cdot 0,018 = 0,8078 \text{ кг CaO}$$

Шихтою (без вапна) і футерівкою вноситься кремнезему у шлак, кг:

а) металічною частиною шихти $0,611 \cdot 60/28 = 1,309$

б) футерівкою $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

в) плавиковим шпатом $0,05 \cdot 0,3 = 0,015$

Всього буде внесено кремнезему, кг:

$$1,309 + 0,015 + 0,015 = 1,339$$

Для ошлакування цієї кількості SiO_2 необхідно оксиду кальцію, кг

$$1,339 \cdot 2,9 = 3,883$$

Визначаємо кількість оксиду кальцію, що вноситься шихтою, кг

а) плавиковим шпатом $0,3 \cdot 0,008 = 0,024$

б) футеровкою $0,3 \cdot 0,02 = 0,006$

Необхідно вапна без урахування CaO , що вноситься шихтою, кг:

$$(3,883 - 0,024 - 0,006)/0,8078 = 4,7697$$

Складові шлаку.

Вноситься кремнезему вапном, кг: $4,7697 \cdot 0,018 = 0,0859$

Вноситься оксиду кальцію вапном, кг: $4,7697 \cdot 0,86 = 4,1019$

Вноситься оксиду магнію, кг:

а) вапном $4,7697 \cdot 0,02 = 0,0954$

б) футерівкою $0,3 \cdot 0,7 = 0,21$

Вноситься глинозему, кг:

а) вапном $4,7697 \cdot 0,017 = 0,081$

б) плавиковим шпатом $0,3 \cdot 0,01 = 0,003$

в) футерівкою $0,3 \cdot 0,03 = 0,009$

Вноситься оксидів хрому футерівкою, кг: $0,3 \cdot 0,12 = 0,36$

Вноситься оксидів марганцю металічною частиною шихти, кг

$$0,489 \cdot 0,8 \cdot 71/55 = 0,505$$

Вноситься оксидів фосфору металічною частиною шихти, кг

$$0,057 \cdot 0,9 \cdot 142/62 = 0,1175$$

Вноситься оксидів заліза футерівкою, кг: $0,3 \cdot 0,08 = 0,024$

Вноситься CaF_2 плавиковим шпатом, кг: $0,3 \cdot 0,795 = 0,2385$

Склад шлаку розраховуємо і заносимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Складові шлаку

Джерела шлаку	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S
Металічна шихта	1,309	-	-	-	-	0,0235
Вапно	0,0859	4,1019	0,0954	0,081	-	-
Плавиковий шпат	0,015	0,024	-	0,003	-	-
Футерівка	0,015	0,006	0,21	0,009	0,036	-
Всього	1,4249	4,1319	0,3054	0,093	0,036	0,0235
Джерела шлаку	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	CaF_2	Всього	
Металічна шихта	0,505	0,1175	-	-	1,955	
Вапно	-	-	-	-	4,3642	
Плавиковий шпат	-	-	-	0,2385	0,2805	
Футерівка	-	-	0,024	-	0,300	
Всього	0,505	0,1175	0,024	0,2385	6,8997	

Виходячи із практичних даних приймаємо, що у шлаку міститься 4% Fe_2O_3 і 12% FeO . Тоді маса шлаку без оксидів заліза складає: $100 - 4 - 12 = 84\%$

Маса шлаку з оксидами заліза складає, кг $6,8997/0,84 = 8,2139$

- в тому числі сумарна кількість оксидів заліза, кг:

$$8,2139 - 6,8997 = 1,3142$$

- з них Fe_2O_3 буде: $1,3142 \cdot 0,25 = 0,3285$

- кількість FeO : $1,3142 - 0,3285 = 0,9857$

За даними практики приймаємо, що кількість заліза, що залишилася у шлаку у вигляді корольків, втрати з викидами і угар заліза складає 3%, тобто 3,00 кг.

Втрачається залізі на угар з утворенням Fe_2O_3 , кг:

$$\text{Fe}_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = (0,3285 - 0,024) \cdot 112/160 = 0,2132$$

Втрачається заліза на угар з утворенням FeO , кг:

$$\text{Fe}_{\text{FeO}} = 0,9857 \cdot 56/72 = 0,7667$$

Втрати заліза у вигляді корольків і викидів складає, кг:

$$3,0 - 0,7667 - 0,2132 = 2,0201$$

Вихід рідкої сталі з урахуванням 0,20 кг вуглецю і за винятком угару елементів складає, кг:

$$100 - [(3,37 - 0,38) + 0,611 + 0,489 \cdot 0,8 + 0,057 \cdot 0,9 + 0,047 \cdot 0,5 + 3,0] = 92,933$$

Кількість домішок, що залишились в металі, кг:

Вуглець – 0,38 Кремній – сліди Марганець – 0,0978

Фосфор – 0,0057 Сірка – 0,0235

Склад металу представимо у табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Склад металу

C	Si	Mn	P	S
0,4088	сліди	0,1052	0,0061	0,0253

Кількість CO_2 і CO , що утворюється при окисленні вуглецю металошихти.

На основі практичних даних приймаємо, що 10%С, який вигорів окислюється до CO_2 і 90% С до CO , тоді:

- вигорить вуглецю $3,37 - 0,38 = 2,99$ кг

- окислиться до CO_2 $2,99 \cdot 0,1 = 0,299$ кг

- окислиться до CO $2,99 \cdot 0,9 = 2,691$ кг

- утвориться CO_2 $0,299 \cdot 44/12 = 1,0963$ кг
- утвориться CO $2,691 \cdot 28/12 = 6,2789$ кг

Кількість дуття.

Потрібно кисню на окислення заліза до утворення $\% \text{Fe}_2\text{O}_3$ і 1FeO , кг:

для утворення Fe_2O_3 : $\text{O}_{2\text{Fe}_2\text{O}_3} = (0,3285 - 0,024) \cdot 48/160 = 0,0914$ кг

для утворення FeO : $\text{O}_{2\text{FeO}} = 0,9857 \cdot 16/74 = 0,219$ кг

Всього потрібно кисню на окислення домішок

вуглецю до CO_2 $1,0963 \cdot 32/44 = 0,797$

вуглецю до CO $6,2789 \cdot 16/28 = 3,588$

марганцю до MnO $0,505 \cdot 16/31 = 0,1138$

кремнію до SiO_2 $1,309 \cdot 32/60 = 0,6981$

фосфору до P_2O_5 $0,1175 \cdot 80/142 = 0,0662$

Всього потрібно кисню на окислення заліза і домішок, кг

$0,0914 + 0,219 + 0,797 + 3,588 + 0,1138 + 0,6981 + 0,0662 = 5,5735$

Всього потрібно технічного кисню при 95% його засвоєння:

$$5,5735/0,95 = 5,8668$$

Потрібно дуття при чистоті кисню 99,5%, кг: $V_d = 5,8668/0,995 = 5,8963$

Склад і кількість газів, що відходять.

Отримано CO_2

- від горіння вуглецю $1,0963$ кг

- з вапна $4,7697 \cdot 0,066 = 0,3148$ кг

- плавикувального шпату $0,3 \cdot 0,06 = 0,018$ кг

Всього CO_2 : $1,0963 + 0,3148 + 0,018 = 1,4291$ кг або

$$1,4291 \cdot 22,4/44 = 0,7275 \text{ м}^3$$

Утворюється парів води з вологи шихти:

$$4,7697 \cdot 0,019 + 0,3 \cdot 0,005 = 0,092 \text{ кг або}$$

$$0,092 \cdot 22,4/18 = 0,1145 \text{ м}^3$$

Утворюється азоту з дуття: $5,8963 \cdot 0,005 = 0,0295$ кг або

$$0,0295 \cdot 22,4/28 = 0,0236 \text{ м}^3$$

Кількість кисню дуття, що залишився: $\text{O}_{2 \text{ дуття}} = V_{\text{дуття}} - N_{2 \text{ дуття}}$

$$5,8963 - 0,0295 = 5,8668$$

Залишається незадіяного кисню:

$$O_{2\text{незад.}} = O_{2\text{дугтя}} - O_{2\text{Fe і домішок}} = 5,8668 - 5,5735 = 0,2933 \text{ або}$$

$$0,2933 \cdot 22,4/32 = 0,2053 \text{ м}^3$$

Таблиця 2.7 – Кількість і склад газу

Складові газу	Кількість, кг	Об'єм, м ³	Вміст, %
CO ₂	1,4291	0,7275	11,94
CO	6,2789	5,0231	82,43
H ₂ O	0,092	0,1145	1,88
N ₂	0,0295	0,0236	0,39
O ₂	0,2933	0,2053	3,36
Всього	8,1228	6,094	100

Матеріальний баланс плавки

Таблиця 2.8 – Матеріальний баланс

Надійшло	кг	Отримано	кг
Чавуну і брухту	100	Металу	92,933
Вапна	4,7697	Шлаку	8,2139
Плавикового шпату	0,3	Газів, що відходять	8,1228
Зруйнов. футерівки	0,3	Заліза, корольків і викидів	2,0201
Дугтя	5,8963		
Всього	111,266	Всього	111,2898

Розрахуємо нев'язку балансу:
$$H = \frac{1 \cdot 21 - 61,26 \cdot 81}{1 \cdot 21 \cdot 61} \cdot \frac{9}{6} \% = -0,8$$

Нев'язка допускається до 1%.

Розкислення сталі.

Таблиця 2.9 – Склад сталі перед розкисленням

Показник	C	Si	Mn	P	S
Маса, кг	0,38	-	0,0978	0,0057	0,0235
Склад, %	0,4088	-	0,1052	0,0061	0,0253

Виходячи зі складу сталі приймаємо, що в готовій сталі міститься 0,28% Si; 0,95% Mn; 0,65% Cr; 0,85% Ni. У відповідності з даними табл. 2.9, для отримання сталі заданого складу необхідно внести 0,28% Si; 0,8448% Mn; 0,65% Cr; 0,85% Ni. Розкислення металу проводиться феросплавами (табл. 2.10) при заливанні металу в сталерозливний ківш.

Таблиця 2.10 – Хімічний склад розкислювачів і легуючих

Марка феросплаву	Вміст елементів, %									
	Mn	Cu	C	Si	P		S	Al	Cr	Ni
Феромарганець ФМн 1.0А	Н.м. 85		1,0	1,5	0,1		0,03			
Феросиліцій ФС65	Н.б. 0,4		0,1	63-68	0,05		0,02	2,0	0,4	
Ферохром ФХ010			0,1	1,5	A	B	0,03		Н.м. 65	
					0,03	0,05				
Нікель Н4		1	0,15				0,04			98

Приймаємо за даними практики угар Si і Mn на рівні 20%. Тоді кількість феросплавів буде, кг:

$$\text{Феросиліцію :} \quad 92,933 \cdot 0,28 / (100 \cdot 0,65 \cdot 0,8) = 0,5004$$

$$\text{Феромарганцю:} \quad 92,933 \cdot 0,8448 / (100 \cdot 0,85 \cdot 0,8) = 1,1546$$

$$\text{Ферохрому:} \quad 92,933 \cdot 0,65 / (100 \cdot 0,65 \cdot 0,85) = 1,0933$$

$$\text{Феронікелю:} \quad 92,933 \cdot 0,85 / (100 \cdot 0,98 \cdot 0,99) = 0,8142$$

Маса сталі після розкислення, кг:

$$92,933 + 0,5004 \cdot 0,8 + 1,1546 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,85 + 0,8142 \cdot 0,99 = 94,992$$

Перейде в метал з феросплавів, кг:

$$\text{Вуглецю: } 0,5004 \cdot 0,001 \cdot 0,08 + 1,1546 \cdot 0,01 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,001 \cdot 0,85 + 0,8142 \cdot 0,99 \cdot 0,0015 = 0,01177$$

$$\text{Кремнію: } 0,5004 \cdot 0,65 \cdot 0,8 + 1,1546 \cdot 0,015 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,015 \cdot 0,85 = 0,288$$

$$\text{Фосфору: } 0,5004 \cdot 0,0005 \cdot 0,8 + 1,1546 \cdot 0,001 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,0003 \cdot 0,85 = 0,0014$$

$$\text{Сірки: } 0,5004 \cdot 0,0002 \cdot 0,8 + 1,1546 \cdot 0,0003 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,0003 \cdot 0,85 + 0,8142 \cdot 0,0004 \cdot 0,99 = 0,00095$$

$$\text{Хрому: } 0,5004 \cdot 0,004 \cdot 0,8 + 1,0933 \cdot 0,65 \cdot 0,85 = 0,60565$$

$$\text{Алюмінію: } 0,5004 \cdot 0,02 \cdot 0,8 = 0,008$$

$$\text{Марганцю: } 0,5004 \cdot 0,004 \cdot 0,8 + 1,1546 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 0,78673$$

$$\text{Нікелю: } 0,8142 \cdot 0,98 \cdot 0,99 = 0,7899$$

$$\text{Міді: } 0,8142 \cdot 0,01 \cdot 0,99 = 0,008$$

$$\text{Визначаємо кількість вуглецю в сталі, кг: } 0,38 + 0,01177 = 0,39177$$

$$\text{Визначаємо кількість марганцю в сталі, кг: } 0,0978 + 0,78673 = 0,88453$$

$$\text{Визначаємо кількість фосфору в сталі, кг: } 0,0057 + 0,0014 = 0,0071$$

$$\text{Визначаємо кількість сірки в сталі, кг: } 0,235 + 0,00095 = 0,23595$$

Таблиця 2.11 – Склад готової сталі після розкислення

Показники	Маса, кг	Склад, %
C	0,39177	0,4084
Si	0,288	0,3002
P	0,0071	0,0074
S	0,02445	0,0255
Cr	0,60565	0,6314
Al	0,008	0,0083
Mn	0,88453	0,9222
Ni	0,7899	0,8235
Cu	0,008	0,0083
Fe*	92,9146	96,8648
Сума	95,922	100,0

*Кількість заліза визначається з різниці:

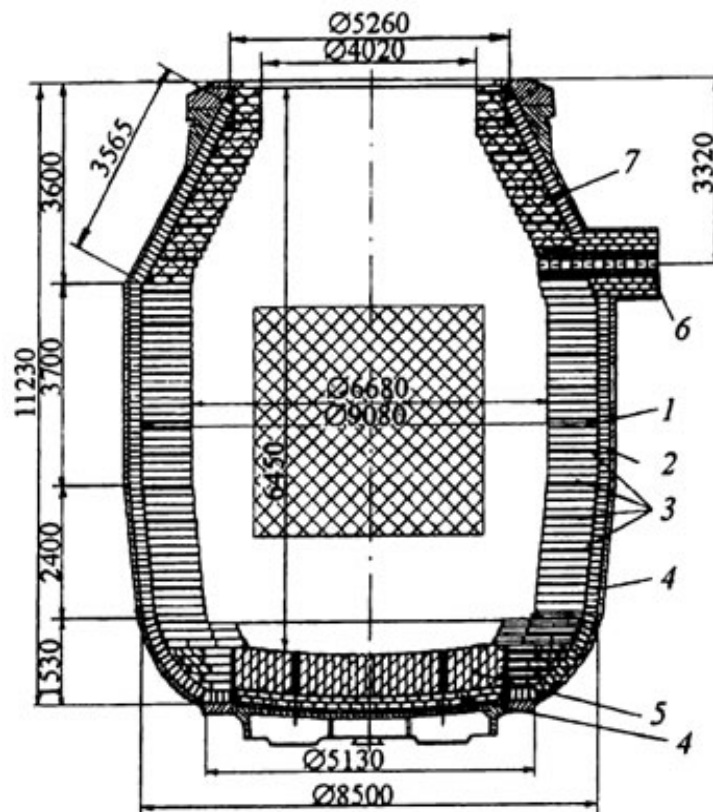
$$95,922 - (0,39177 + 0,288 + 0,0071 + 0,02445 + 0,60565 + 0,008 + 0,88453 + 0,7899 + 0,008) = 92,9146 \text{ кг}$$

Сталь отриманого складу відповідає вимогам ДСТУ для марки 38ХГН

3 РОЗРАХУНОК ТЕПЛООВОГО БАЛАНСУ ПЛАВКИ

3.1 Опис конструкції кисневого конвертера з комбінованою продувкою

У технічній літературі використовуються численні назви технологій комбінованих процесів. Найчастіше зустрічаються позначення LD-OB (LD + *Oxygen-Bottom-Blowing*), LD-AB (LD + *Argon-Bottom-Blowing*), LD-CB (LD + *Counter-Blowing*), BAP (*Bath-Agitation-Process*), STB (*Sumitomo-Teem-Bubbling*), ОТВ (*Oxygen-Top-and-Bottom*), LBE або LEB (*Lance-Equilibrium-Bubbling*). Пристрій кисневого конвертера показано на рис. 3.1.



- 1 – кожух; 2 – азбест; 3 – вогнетриви марки ПУСК (MgO до 90%);
4 – вогнетриви марки ХП (MgO до 46%, Cr₂O₃ до 22%); 5 – вогнетриви марки ПУСК;
6 – льоточні блоки марки ПУПЛБ (MgO до 96%); 7 – вогнетриви марки ПУПК, плавлений і спечений периклаз (MgO до 90%)

Рисунок 3.1 – Схема футеровки кожуха конвертера с комбінованою продувкою розплаву

Конвертер футерований зсередини вогнетривами і обладнаний льоткою для випуску сталі й отвором зверху для введення в порожнину кисневої фурми, відводу газів, заливання чавуну, завантаження брухту й шлакоутворюючих і зливу шлаку [13-14].

Типові конструкції кисневих конвертерів мають тонаж 100 т, 130 т, 160 т, 200 т, 250 т, 350 т і 400 т.

Розміри конвертеру повинні перш за все забезпечувати продувку без викидів металу через горловину, оскільки викиди зменшують вихід придатного і потребують періодичної зупинки конвертера для видалення настилів металу з горловини і вхідної частини котла-утилізатора. Основні параметри, що визначають можливість роботи конвертеру без викидів – питомий об'єм (об'єм робочої порожнини, що приходить на 1 т рідкої сталі, $\text{м}^3/\text{т}$) і відношення висоти робочої порожнини до її діаметру H/D [7].

Для конвертерів, що будують у останні роки, ємністю 100-350 т величину питомого об'єму приймають у межах 1-0,85 $\text{м}^3/\text{т}$, а H/D від 1.55 до 1.4-1,45, причому в цих межах вони повинні знижуватись по мірі збільшення ємності конвертеру.

Глибина ванни рідкого металу в спокійному стані вимірюється від 1,0 до 1,8-1,9 м, зростаючи зі збільшенням ємності конвертеру.

При виборі діаметру горловини D_f враховують, що горловина великого розміру дозволяє завантажувати сталевий брухт в один прийом. Разом з тим при більшенні діаметру виникають втрати тепла випромінюванням і трохи підвищується вміст азоту у сталі, оскільки через більший отвір надходить до конвертеру більше повітря, азот якого розчиняється у металі. Кут нахилу горловини до вертикалі в існуючих конвертерах змінюється від 20 до 35°. Із практичних даних визнано неефективним робити цей кут більше 26°, оскільки при більшому нахилі погіршується стійкість футеровки горловини. Кут в нижній частині конвертера частіше роблять 20-30°, у конвертів зі знімним днищем він досягає 35-40°.

Горловина, що звужується догори, примикає до циліндричної частини, нижче якої розташована звужуюча частина, яка закінчується сферичним днищем. Звуження нижньої частини й сферична форма днища запобігає утворенню застійних зон при циркуляції металу в конвертерах з верхньою продувкою.

Корпус конвертера виконують звареним з листової сталі товщиною 20-110 мм і роблять його або суцільнозварним, або з окремим днищем, що кріпиться болтами або кліновидними з'єднаннями. Розташування горловини в конвертері симетричне, що дозволяє вводити кисневу фурму строго по вісі конвертера. При цьому забезпечується рівне видалення кисневих струменів від стінок конвертера й тим самим - рівномірне зношування футеровки.

Горловина більшою мірою, ніж інші елементи кожуха, піддається впливу високих температур і шлакуванню й може бути ушкоджена при видаленні застиглих виплесків металу й у процесі зливу шлаку. Тому верх горловини захищають масивним шоломом.

Конвертер цапфами опирається на роликові опорні підшипники, закріплені в опорних станинах. Підшипники забезпечують можливість обертання конвертера навколо осі цапф; при цьому один підшипник фіксований, а інший "плаваючий", що дає можливість переміщення уздовж осі цапф на 15-30 мм.

Кисневий конвертер оснащено окремим опорним кільцем, до якого кріпляться цапфи й у якому із зазором в 150-200 мм закріплений кожух. Завдяки зазору виникаючі при термічному розширенні кожуха деформації не передаються опорному кільцю й перекис цапф не виникає. Опорне кільце являє собою конструкцію, що складається із двох півкільць і закріплених між ними двох цапфових плит; півкільця й плити скріплені шпильками. Півкільця виконують звареними порожніми прямокутного (коробчатого) перетину. Для захисту кільця від перегріву й від влучення крапель металу й шлаків над ними приварюють до корпусу конвертера захисний кожух. Цапфи звичайно кріплять до опорного кільця шляхом запресовування в цапфову плиту.

Механізм повороту забезпечує обертання конвертера навколо осі цапф на 360° зі швидкістю від 0,1 до 1 м/хв. Поворот конвертера необхідний для виконання технологічних операцій: заливання чавуну, завалки брухту, зливу сталі й шлаків [13].

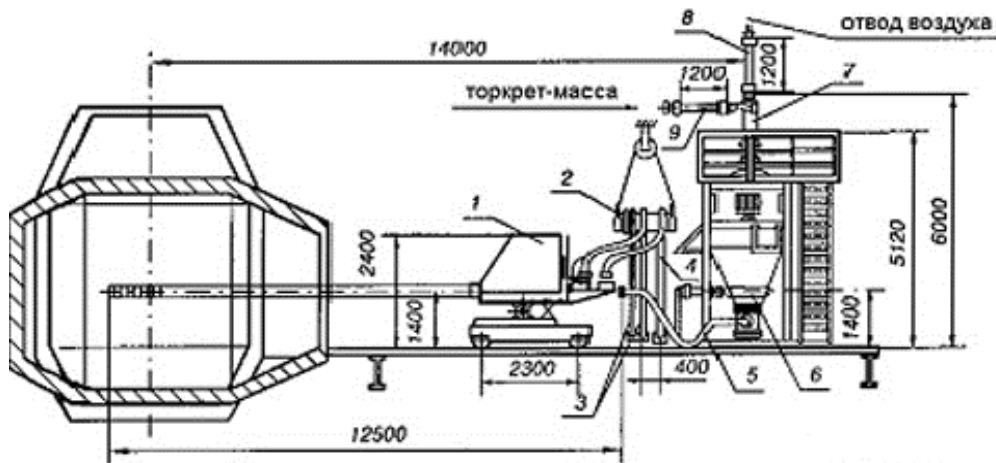
Футеровка конвертера працює в тяжких умовах, піддаючись впливу високих температур, дії металу і шлаків, що розмивають її, термічних напруг, що виникають при коливаннях температури футеровки, ударів шматків шихти при завантаженні й знакозмінних навантаженнях, що виникають при обертанні конвертера.

Футеровку виконують із двох шарів: арматурного й робочого. Арматурний шар, що примикає до корпусу, товщиною 110-250 мм, зменшує тепловтрати й захищає кожух у випадку прогару робочого шару. Арматурний шар виконують із магнезитової або магнезитохромитової цегли, він не вимагає заміни дуже тривалий час. Внутрішній або робочий шар зношується під час роботи і його заміняють при ремонтах футеровки. Для кладки робочого шару використовують периклазовуглецеві вироби. Його товщина залежно від ємності конвертера становить 500-800 мм.

Футеровку льотки роблять з урахуванням того, що через швидке зношування її доводиться заміняти частіше, ніж іншу футеровку. Льотку викладають блоками із плавленого магнезиту, що мають наскрізні отвори, які утворюють канал льотки. Стійкість льотки становить 60-120 плавок.

Стійкість футеровки визначається стійкістю ділянок найбільшого зношування. Для підвищення стійкості футеровки застосовують метод диференційованої кладки (місця її підвищеного зношування викладають із вогнетривів підвищеної стійкості); намагаються уникати перегріву металу, домагатися раннього формування високоосновного шлаку, зменшувати число додувок; застосовують гарячі ремонти методом ошлакування й смолоскипового й напівсухого торкретування [14].

Сутність його складається в відновленні пошкоджених ділянок футеровки шляхом нанесення на неї вогнетривкої маси, яке виконується за допомогою торкрет-машин (рис. 3.2).



- 1 – торкрет-машина; 2 – підвіска шлангів; 3 – гнучкі рукава подачі води;
 4 – гнучкий рукав подачі кисню; 5 – гнучкий рукав подачі торкрет-маси;
 6 – камерний живильник; 7 – циклон; 8 – трубопровід збросу тиску;
 9 – трубопровід подачі торкрет-маси

Рисунок 3.2 – Обладнання для факельного торкретування

Торкретування починають після зношування футеровки приблизно на половину її припустимої величини, його тривалість становить 4-20 хв., періодичність проведення – через 2-18 плавок, товщина шару, якій наносять шляхом торкретування, становить 5-100 мм. Стійкість футеровки може бути доведена до 4-5 тис. плавок [14].

Продувка плавки киснем і нейтральними газами в сучасних цехах обов'язкова. Над кожним конвертером розміщують дві кисневі фурми: робочу, через яку ведуть продувку й резервну, підключену до системи подачі кисню й води. Привод підйому фурм розміщений на пересувній платформі, переміщення якої забезпечує швидку заміну згорілої фурми на резервну. Після того, як нова фурма зайняла робоче місце, ту, що згоріла, зачіпають краном і переставляють на стенд, де від неї від'єднують шланги, звідки фурму переносять краном на ремонтну ділянку, де обрізають настилі й заміняють наконечник. На її місце на

стенд подають придатну фурму, до якої приєднують шланги й потім установлюють на платформу. Швидкість переміщення фурми можна змінювати від 0,1 до 1 м/с. Така схема підготовки фурм пов'язана з необхідністю установки у верхній частині конвертерного прольоту високопідйомного крану, а на підлозі цеху розміщення ремонтної ділянки.

Важлива характеристика технології виплавки сталі – інтенсивність продувки металу, під якою мається на увазі хвилинна витрата кисню на тонну рідкої сталі. В основному інтенсивність продувки становить 3-4 м³/(хв*т), однак вона може досягати й більших значень. Збільшення інтенсивності продувки скорочує її тривалість, але одночасно приводить до росту хвилинного виходу газів з конвертера. Це, у свою чергу, збільшує габарити й вартість газовідводячого тракту, витрати на очищення газів [6,9].

Фурму охолоджують водою, що подають за допомогою насосів під тиском 0, 8-1,6 МПа. Вода підводиться до фурми й виділяється від неї по гнучких металевих шлангах, що дає можливість фурмі вільно переміщатися.

Кисень подається від магістралі під тиском 1,6-2,5 МПа за допомогою гнучких гофрованих шлангів (металорукавів) з нержавіючої сталі, покритих захисним металевим дротовим обплетенням. Внаслідок втрати тиску на місцеві опори перед соплом фурми він становить 1,0-2,0 МПа.

Кисневу фурму роблять із трьох сталевих з'єднано витягнутих труб, розміщених концентрично. Порожнечі між трубами використовують для подачі кисню й води. Найчастіше кисень подають по центральній трубі. Воду для охолодження фурми при цьому підводять по середній трубі, а відводять по зовнішній. Використовують також фурми з подачею води по центральній трубі, а кисню по середній. Витрата води складає до 500 м³/год.

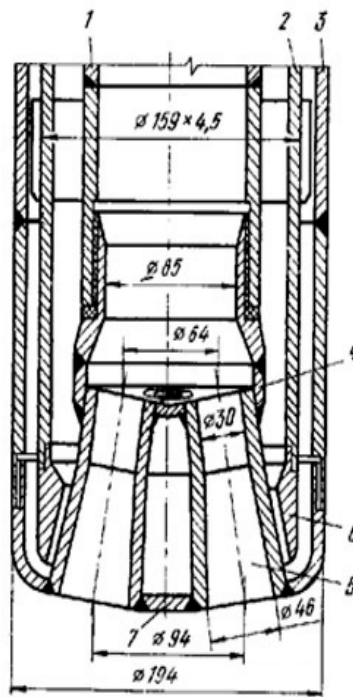
Стійкість корпусу фурми становить 50-250 плавок залежно від конструкції, типу системи, інтенсивності охолодження й умов експлуатації. Наконечник фурми, що перебуває в зоні теплових потоків $t_{\max} \approx 2600^{\circ}\text{C}$, звичайно виготовляють змінним з міді й з'єднують за допомогою різьблення або зварюють із внутрішньою й зовнішньою трубами. У наконечнику

розміщено декілька сопел типу сопла Лаваля (від 3-4 до 6-7, збільшуючись при підвищенні ємності конвертера), які розходяться веероподібно. Кут нахилу сопел до вісі фурми зменшується по мірі зменшення ємності (від 19° у 7-сопловій фурми до 9° у фурми з трьома соплами).

Висоту фурми над ванною можна змінювати по ходу плавки від 1,0 до 4,8 м над рівнем спокійного металу. Це значення збільшується із збільшенням ємності конвертерів.

Довжина фурми 300-т конвертеру складає 27 м [6,9].

Сопла Лаваля (рис. 3.3) застосовують тому, що вони, перетворюючи енергію тиску в кінетичну, забезпечують швидкість витікання кисню із сопла - понад 500 м/с; це необхідно для заглиблення струменів у ванну й повне засвоєння нею кисню [14].



1 – 3 – сталеві труби; 4 – сопловий колектор; 5 – сопло;
6 – розподілювач води; 7 – торець головки фурми

Рисунок 3.3 – Головка чотирьох соплової кисневої фурми

Загальне компонування конвертера як сталеплавильного агрегату визначається технологічними особливостями плавки, що забезпечують макси-

мальну продуктивність. Для зниження втрат часу при здійсненні окремих технологічних операцій, пов'язаних із завантаженням шихтових матеріалів, процесом продувки, необхідністю введення шлакоутворюючих і додаткових матеріалів по ходу плавки, а також відведення газів, випуску металу і зливу шлаку робочий простір конвертера виконано рухливим і може займати по мірі необхідності різні положення, обертаючись навколо своєї вісі на 360°. Тому комплекс конвертерної установки включає в себе наступні складові частини: корпус конвертера з опорно-поворотними цапфами і механізмом повороту, систему подачі окислювальних і нейтральних газів, систему відведення, охолодження і очищення димових газів, систему подачі шлакотворних і додаткових матеріалів, а також пристрої для обслуговування і ремонту футеровки конвертеру.

3.2 Тепловий баланс виплавки сталі в кисневому конвертері

Склад шихти конвертерної плавки визначається вимогами технології і тепловим балансом. Основні складові *приходної частини* теплового балансу наступні:

а) Фізичне тепло чавуну, $Q_{\text{чав}}$, кДж/кг чавуну, визначають як:

$$Q_{\text{чав}} = 0,74t_{\text{пл}} + 217 + 0,87(t_{\text{факт}} - t_{\text{пл}}),$$

де 0,74 і 0,87 – теплоємність відповідно твердого і рідкого чавуну, кДж/(кг К); 0,74 $t_{\text{пл}}$ – ентальпія твердого чавуну, нагрітого до температури плавлення; 217 – прихована теплота плавлення чавуну, кДж/кг; 0,87($t_{\text{факт}} - t_{\text{пл}}$) – ентальпія рідкого чавуну при даній температурі.

Температура плавлення чавуну залежить від його складу. Будь-які методи, направлені на підвищення температури чавуну $t_{\text{факт}}$, помітно збільшують прихід тепла;

б) Тепло окислення домішок. Основну частку тепла в цій частині складає тепло реакцій окислення С, Si, Mn и Fe; організація допалювання СО в полості конвертера до СО₂ також помітно збільшує прихід тепла.

Крім цих двох основних статей приходу тепла враховують також тепло процесів шлакоутворення, фізичне тепло міксерного шлаку, що потрапляє в конвертер, тепло підігрітого металобрухту.

Основні *статті витрати тепла* в конвертерному процесі наступні:

а) Тепло нагріву сталі. Фізичне тепло сталі, $Q_{ст}$, визначають як суму:

$$Q_{ст} = 0,7 t_{пл} + 260 + 0,84(t_{факт} - t_{пл}),$$

де 0,7 і 0,84 – теплоємність відповідно твердої і рідкої сталі, кДж/(кг•К); $0,7t_{пл}$ – ентальпія твердої сталі, нагрітої до температури плавлення; 260 – прихована теплота плавлення сталі, кДж/кг; $0,84(t_{факт} - t_{пл})$ – ентальпія рідкої сталі, нагрітої в процесі плавки до визначеної температури.

Наведені дані свідчать про те, що отримання високих значень температури нагріву металу $t_{факт}$ пов'язане з помітним підвищенням витрат тепла;

б) Тепло нагріву шлаку. Фізичне тепло, кДж/кг шлаку, визначають як наступну суму:

$$Q_{наг.шл.} = c_{шл} t_{шл} + Q_{пл.шл.}$$

де $c_{шл}t_{шл}$ – ентальпія шлаку; $c_{шл}$ – питома теплоємність шлаку при даній температурі, кДж/(кг•К); $t_{шл}$ – температура шлаку; $Q_{пл.шл.}$ – теплота плавлення шлаку.

Значення питомої теплоємності шлаку і теплоти його плавлення для шлаків різного складу суттєво неоднакові. В розрахунках часто приймають $t_{шл}=1650^{\circ}\text{C}$, $c_{шл} = 1,21$ кДж/(кг • К), $Q_{пл.шл.} = 210$ кДж/кг;

в) Фізичне тепло димових газів. Значення теплоємності складових газу (CO , CO_2 , H_2O , N_2) суттєво розрізняються, тому для конкретних розрахунків необхідно точно знати склад газу. Чим більша доза CO догорає в порожнині конвертера до CO_2 , тим більше прихід тепла. Однак при цьому зростає температура газів і відповідно – витрата тепла на нагрів димових газів;

г) Втрати тепла через футеровку конвертера, через горловину, на нагрів води, що охолоджує фурми тощо. Ці втрати залежать від ступеню раз

гару футеровки, організації ведення плавки, тривалості продувки та ін. і складають 2-4 % від загального приходу тепла.

Крім перерахованих основних витрат для точних розрахунків враховують тепло: 1) витрати на розкладання оксидів заліза, що вносяться з шихтою, і карбонаті вапна; 2) витрати на нагрів і випаровування вологи шихти; 3) втрати тепла з бризками металу і шлаку, що вилітають з конвертеру (викидах).

Якщо шихта складається тільки з чавуну, то прихід тепла суттєво перевищує витрати. Для уникнення перегрівання футеровки і металу в ванну вводять охолоджувачі - металобрухт, залізну руду, а також (іноді водяну пару).

Орієнтовно можна прийняти для розрахунків, що на розплавлення і нагрів до 1600 °С 1 кг брухту витрачається ~ 1,4 МДж тепла.

Розподіл основних статей теплового балансу показано в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 - Тепловий баланс киснево-конвертерної плавки

Статті балансу	% від загального
Прихід тепла:	
а. Фізичне тепло рідкого чавуну	51-55
б. Тепло екзотермічних реакцій. В тому числі:	45-50
окислення вуглецю	25-30
окислення інших домішок (крім вуглецю)	12-15
окислення заліза	5-6
в. Тепло шлакоутворення	4-5
Усього:	100
Витрата тепла:	
а. Тепло готової сталі	60-65
б. Тепло кінцевого шлаку	12-17
в. Виноситься димовими газами	8-10
г. Нагрів і відновлення оксидів заліза руди	5-10
д. Тепло, що виноситься плавильним пилом і викидами	0,5-1,5
е. Нагрів води, що охолоджує фурму	1,0
ж. Втрати тепла через кладку и горловину	2-3
Усього:	100

3.3 Розрахунок теплового балансу плавки

Визначимо прихід тепла за основними статтями.

Фізичне тепло чавуну при 1350°C:

$$Q_1 = [0,745 \cdot 1150 + 217,67 + 0,837 \cdot (1410 - 1150)] \cdot 74 = 95610,96 \text{ кДж}$$

де 0,745 – середня теплоємність чавуну $T_{пл}$, °C; 217,7 – теплота плавлення чавуну, кДж/кг; 0,837 – середня теплоємність рідкого чавуну, кДж/кг·град

Теплота екзотермічних реакцій окислення домішок, кДж:

$$C \rightarrow CO_2 \quad 34061 \cdot 0,299 = 10184,239$$

$$C \rightarrow CO \quad 10457 \cdot 2,691 = 28139,787$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 31073 (0,611 + 0,5004 \cdot 0,2 \cdot 0,65 + 1,1546 \cdot 0,015 \cdot 0,2 + 1,0933 \cdot 0,015 \cdot 0,15) = 21191,03$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 7359 \cdot (0,489 \cdot 0,8 + 0,5004 \cdot 0,2 \cdot 0,004 + 1,1546 \cdot 0,85 \cdot 0,2) = 4326,23$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 24982 \cdot 0,0071 \cdot 0,9 = 159,63$$

$$Q_2 = 10184,239 + 28139,787 + 21191,03 + 4326,23 + 159,63 = 64000,916 \text{ кДж}$$

Виділяється тепла за реакцією утворення силікатів кальцію з умов, що всі оксиди кремнію і фосфору пов'язані з оксидами кальцію:

$$2CaO + SiO_2 = (CaO)_2 \cdot SiO_2 + 141545,4 \text{ кДж}$$

$$4CaO + P_2O_5 = (CaO)_4 \cdot P_2O_5 + 673326,5 \text{ кДж}$$

$$Q_3 = (141545,4 \cdot 1,4249/60 + 673326,5 \cdot 0,1175/142) = 3918,62 \text{ кДж}$$

Розрахуємо витрати тепла зі сталлю:

$$Q_1 = [0,699 \cdot 1500 + 272,1 + 0,837(1656,176 - 1521,176)] \cdot 92,933 = 133228,3 \text{ кДж}$$

Витрати тепла зі шлаком визначаються з умов, що температура шлаку дорівнює температурі сталі на випуску °C.

$$Q_2 = [1,331 \cdot 1300 + 351,62 + 2,469 \cdot (1656 - 1300)] \cdot 8,2139 = 24323,97 \text{ кДж}$$

Кількість тепла, що уноситься газами, які відходять. Приймаємо температуру газів, що відходять 1450°C. Тоді з газами втрачається тепла:

$$CO_2 \quad 3407,4 \cdot 0,7275 = 2478,88 \text{ кДж} // CO \quad 2118,12 \cdot 5,0231 = 10639,92 \text{ кДж}$$

$$H_2O \quad 2645,55 \cdot 0,1145 = 302,92 \text{ кДж}$$

$$O_2 \quad 2210,21 \cdot 0,2053 = 453,76 \text{ кДж}$$

$$N_2 \quad 2088,8 \cdot 0,0236 = 49,3 \text{ кДж}$$

$$Q_3 = 2478,88 + 10639,53 + 302,92 + 453,76 + 49,3 = 13924,39 \text{ кДж}$$

Тепло, що втрачається з корольками заліза і викидами:

$$Q_4 = 0,837 \cdot 1656,176 \cdot 2,0201 = 2800,3 \text{ кДж}$$

Статті прибутку і витрат тепла зводимо до таблиці теплового балансу.

Таблиця 3.2 – Тепловий баланс

№ п/п	Прихід тепла	кДж	%	№ п/п	Витрати тепла	кДж	%
1	Фізичне тепло чавуну Q_1	95610,96	54,84	1	Фізичне тепло сталі Q_1	133288,3	76,45
2	Окислення домішок Q_2	64000,916	36,71	2	Фізичне тепло шлаку Q_2	24323,97	13,95
3	Шлакоутворення Q_3	39,862	2,29	3	З газами, що відходять Q_3	13924,39	7,99
4	Додаткове паливо Q_4	10806,464	6,16	4	З корольками заліза і викидами Q_4	2800,3	1,61
	(Всього)	(163530,496)					
	Всього	174336,96	100,0		Всього	174336,96	100,0

В даному випадку прихід тепла менше ніж витрата. Нестача тепла складає:

$$174336,96 - 163530,496 = 10806,464 \text{ кДж}$$

Заносимо цю величину в приходну частину теплового балансу як статтю «Додаткове паливо». Розраховуємо необхідну кількість коксую:

$$K_{\text{дод.}} = \frac{10806,464}{25116} = 0,4303 \text{ кг}$$

де 25116 – теплота згорання коксового дріб'язку.

Таким чином, на 100 кг металічної шихти необхідно внести у якості додаткового палива 0,4303 кг коксового дріб'язку. На 1 т сталі це складе $10 \cdot 0,4303 = 4,303$ кг. На всю плавку при ємності конвертера 200 т необхідно коксового дріб'язку: $200 \cdot 4,303 = 860,6$ кг

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

Специфікою металургійного комплексу є непорівнянний з іншими галузями масштаб виробництва й складність технологічного циклу. Для виробництва багатьох видів продукції необхідно 15-18 переділів, починаючи з видобутку руди й інших видів сировини [6].

Основними споживачами продукції металургійних підприємств є:

- по товстолистовому прокату і штрипсам – трубні заводи, заводи хімічного, нафтового, важкого і енергетичного обладнання;
- по крупносортовому прокату і конструкційній сталі – підприємства машинобудівного комплексу, металургійні підприємства, капітальне будівництво.

Киснево-конвертерні цехи спеціалізуються на виплавці конструкційних вуглецевих і низьколегованих марок сталей. Таким чином, в киснево-конвертерному цеху доцільно виплавляти наступні марки сталі:

- сталь, що використовують для виробництва товстого листа: низьколегована марок 10-15ХСНД, легована – 30Х, 40Г тощо, вуглецева марок 0–6сп;
- сталь вуглецевих марок типу 10-50сп, 14Г2, 35ГС и 25Г2С для виробництва заготовок прокату;
- конструкційні сталі різних марок з підвищеними нормами по фосфору і сірці (10-20ХСНДА, 18ХГ, 18Г2 16ХСН, 18ХН2М, 20ХГСА тощо).

Технологією передбачена виплавка напівпродукту в конвертері з комбінованим дуттям з подальшим доведенням плавки з використанням УПК і вакууматора, з розливанням металу на МБЛЗ, передачею заготовок на обтискний стан, і далі на термообробку і на склад готової продукції.

4.1 Загальна характеристика роботи киснево-конвертерного цеху

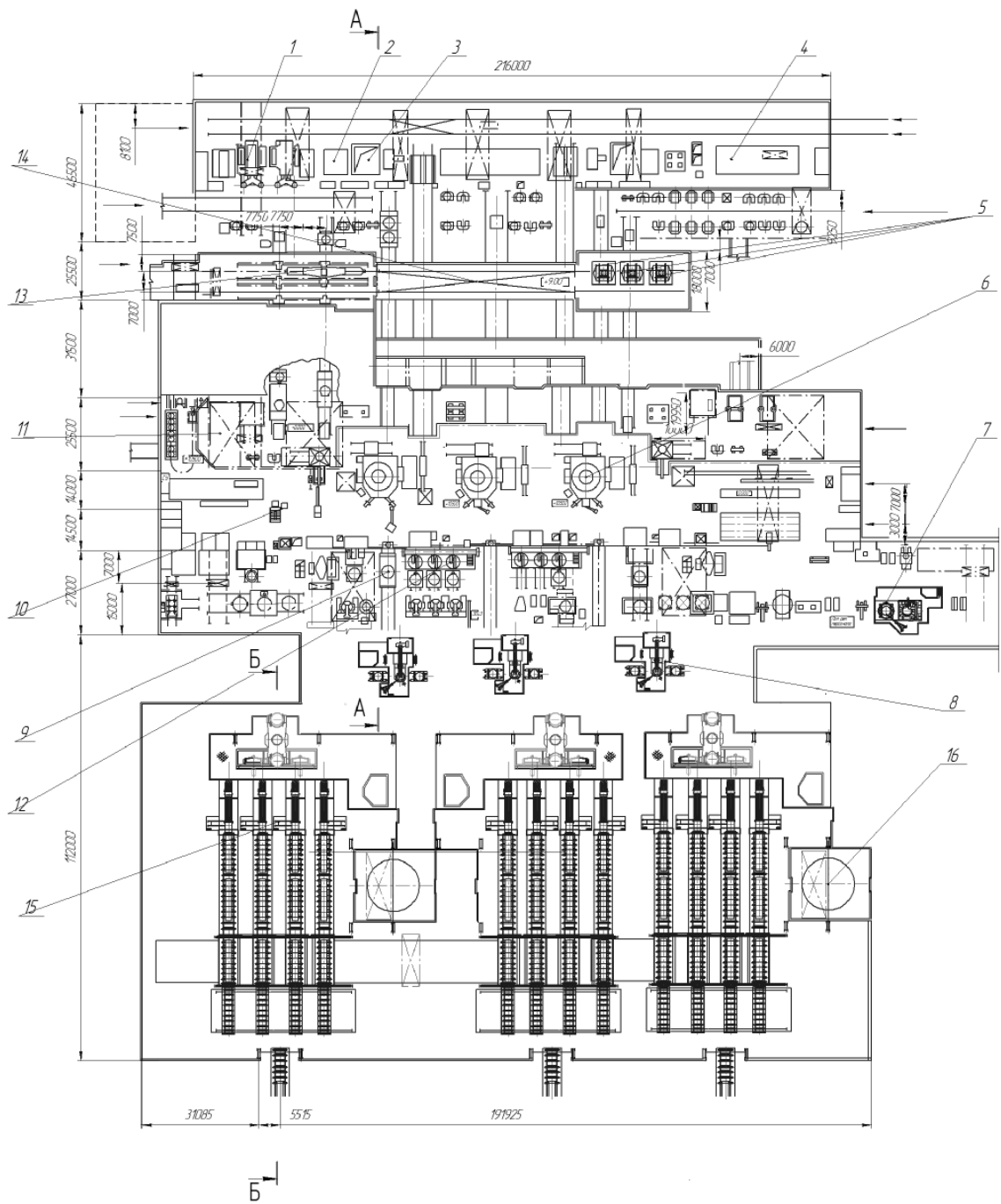
Киснево-конвертерні цехи складаються звичайно з декількох основних відділень: 1) шихтового; 2) конвертерного (це відділення часто називають головною будівлею цеху); 3) розливального. Крім цих основних, до складу ККЦ входять також міксерне, відділення підготовки ковшів та ін.

Планування типового ККЦ показане на рис. 4.1 і 4.2.

Основні вантажопотоки: 1) доставка й заливання рідкого чавуну; 2) подача й завантаження металобрухту в конвертер; 3) подача й завантаження шлакоутворюючих матеріалів; 4) подача кисню; 5) подача феросплавів у сталерозливні ковші; 6) прийом, транспортування й розливання рідкої сталі; 7) прийом і транспортування шлаку; 8) вивіз із цеху заготовок безперервного розливання; 9) подача до місця ремонту конвертерів і ковшів вогнетривких матеріалів і вивіз вогнетривів, що були у вживанні.

Шихтове відділення складається з відділень магнітних матеріалів, немагнітних матеріалів і міксерного.

У шихтовому прольоті встановлені магнітні крани, мостові крани (130 т) ямні бункери для брухту. Сталевий брухт доставляють у відділення шихтових матеріалів зі скрапорозроблювального цеху. Близько 20% брухту привозять розсипом і розвантажують магнітними кранами в прийомні бункери, основну частину брухту – у совках, розміщених на платформі в поздовжньому положенні. Совки піднімають, зважують і встановлюють на скраповоз. Після довантаження брухту з бункерів магнітним краном, совки перевозить скраповоз по поперечному шляху в завантажувальний проліт, де їх через виріз у робочій площадці піднімає напівпортальна машина, перевозить до конвертера й по черзі завантажує в конвертер. Для зменшення тривалості завалки й зниження втрат тепла кладкою брухт бажано вмістити в один совок, тому дуже важливо одержувати заздалегідь підготовлений, якісний брухт.



- 1 – кран мостовий завальний, 2, 4 – стенд для совків, 3 – яма для скрапу,
 5 – міксер, 6 – конвертер, 7 – вакууматор, 8 – піч-ківш, 9 – сталевоз,
 10 – сатуратор, 11, 14 – кран мостовий, 12 – устаткування для сушки ковшів,
 13 – чавуновоз, 15 – МБЛЗ, 16 - кристалізатор

Рисунок 4.1 – Типовий план киснево-конвертерного цеху

Рідкий чавун надходить у конвертер з міксерного відділення. У міксерному відділенні встановлено три міксери місткістю 1300 т. Чавун з доменного цеху доставляють в 90-т чавуновозних ковшах, з яких кранами міксерного відділення чавун зливають у міксер. Основною перевагою міксерів є усереднення в них складу й температури чавуну, що сприяє стабільності технології плавки в конвертері.

По робочій площадці конвертерного відділення ковші з рідким чавуном переміщуються за допомогою самохідних чавуновозів. Заливальний ківш піднімають за допомогою мостового заливального крана і чавун заливають у конвертер.

У сучасних ККЦ використовують двосторонню систему подачі сипучих матеріалів. У допоміжному прольоті конвертерного відділення з кожної сторони конвертера встановлені по чотири видаткових бункери, у які матеріали доставляють із шихтового прольоту конвеєрами. Запас матеріалів у видаткових бункерах повинен забезпечувати 8-12 годин безперервної роботи конвертерів. На кожних два видаткових бункери встановлені ваги-дозатор, з них матеріали видають у конвертерний проліт і потім по похилій тічці завантажують у конвертер.

Система подачі феросплавів сполучена із системою подачі сипучих матеріалів. У цій загальній системі завантаження сипучих матеріалів частина видаткових бункерів служить для приймання й зберігання феросплавів. Із цих бункерів феросплави через дозатори й тічки надходять у печі для прожарювання, а потім по тічках у ківш.

У завантажувальному прольоті встановлені два заливальних крани (400+100/16), дві напівпортальні машини (2x130 т) для завантаження лома; на робочій площадці прокладена опорна рейка напівпортальних машин.

У конвертерному прольоті розташовані конвертери, відстань між якими 24 м, машини для подачі кисню з фурмами, система завантаження сипучих, частина газовідводящего тракту й 80-т мостовий кран для обслуговування ремонту конвертерів, фурм і ОКГ. У цеху застосовується

система відводу й очищення газів без допалювання. Газоочистні апарати розташовані в прибудовах над електромашинним приміщенням. Пульти керування конвертерами розташовані між міксерним відділенням і конвертерним прольотом. На робочій площадці змонтована установка для відправлення проб металу й шлаків по комунікаціях пневмопошти, що з'єднує робочу площадку з експрес-лабораторією.

Сталь випускають у ківш, установлений на сталевозі, що по поперечному шляху переїжджає в розливальне відділення. На шляху сталевозу розташований проліт позапічної обробки сталі, у якому перебувають установки піч-ківш і вакууматор.

Залежно від необхідності рідка сталь у ковші піддається різній обробці перед розливанням. Метал у ковші обробляється аргоном на одній з установок продувки металу. Аргон вдмхують через фурму, що занурюється в метал на $2/3$ його глибини, або через пористу вставку, установлювану попередньо в дні ковша. При такій обробці знижується й усереднюється температура металу, забезпечується рівномірність його хімічного складу, підвищується якість сталі. Тут же можливе коректування складу металу по вуглецю й інших елементах. Тривалість обробки становить 5-40 хв. При необхідності більш інтенсивного охолодження сталі в ківш подають здрібнений брухт або занурюють на певний час металевий сляб. Температуру сталі після обробки аргоном контролюють термопарою занурення. Якщо потрібна глибока дегазація, то ківш подають до вакууматора. Потім метал розливають на МБЛЗ.

Шлак зливають у ковші самохідного шлаковоза, що переїжджає з-під конвертера по шляху в шлаковий проліт; тут ковші зі шлаком переставляють краном на несамохідні шлаковози й вивозять у шлакове відділення. Шлаковий проліт, обладнаний двома мостовими кранами (125/30 т).

Сталерозливні ковші підготовляють у ковшовому прольоті. Тут міняють стакан в дні ковша, ставлять новий шиберний затвор. У прольоті є кілька ям для ремонту ковшів, відділення підготовки шиберів. Переміщення

ковшів усередині прольоту здійснюється мостовими кранами вантажопідйомністю 125+30 т. У прольоті є залізнична колія для підведення вогнетривів і вивозу сміття. Для допоміжних робіт установлюються два консольних крани вантажопідйомністю 5 т.

Відділення безперервного розливання сталі.

Комплекс устаткування МБЛЗ призначений для одержання литих слябів товщиною 200 мм і шириною 1500 мм із конструкційних вуглецевих і низьколегованих сталей.

Будівля ВБРС складається з п'яти прольотів – позапічної обробки, передаточного, розлиального, машин газового різання, транспортного. Основне устаткування ВБРС підрозділяється умовно на устаткування розлиального майданчика й устаткування технологічної лінії [9].

Сталерозливний ківш подають сталевозом у відділення безперервного розливання й за допомогою розлиального крану встановлюють на розлиальний стенд. Заготовку, що відливається, ріжуть на мірні довжини, оглядають і передають безпосередньо в прокатний цех.

У таблиці 4.1 наведені техніко-економічні показники киснево-конвертерного цеху на прикладі цеху річною потужністю 4,5 млн.т.

Таблиця 4.1 – Техніко-економічні показники ККЦ

Найменування	Одиниця виміру	Показники
Річна продуктивність цеху	млн. т	4,5
Кількість установлених конвертерів	шт.	3
у тому числі постійно працюючих	шт.	2
Число робочих діб в році	діб	365
Ємність конвертера по рідкій сталі	т	200
Вага плавки по придатному	т	171,2
Тривалість циклу плавки	хв.	44
у тому числі продувка	хв.	12-16
Кількість плавок у добу	шт.	65,7

Міксерне відділення шириною 18 м призначено для зберігання чавуну. Для подачі чавуну з доменного цеху в міксерне відділення використовуються чавуновози ЧС-150-3600 із шириною колії 3600 мм.

Міксер являє собою посудину бочкоподібної форми. Кожух міксера, зварений зі сталевго аркуша, футерований зсередини. Стійкість футеровки 0,5-1,5 роки. Незнижуваний запас чавуну в міксері становить 700 тонн.

З урахуванням резерву приймаємо до установки в цеху два заливальних крани вантажопідйомністю 180/50 т і дві установки для скачування шлаку.

Відділення шихтових матеріалів є однопрогонним будинком ($l=216$ м та $b=46,5$ м) вздовж якого проходить 3 залізничних шляхи: два для розвантаження і один – для завантаження брухту в совки. У відділенні встановлено 60-тонні залізничні ваги для зважування шихти.

Відділення обслуговується магнітними і магнітно-грейферними кранами.

Конвертерне відділення

Висота робочої площадки завантажувального прольоту знаходиться на рівні +8,18 м, над нею розташовано 2 залізничних шляхи для подачі шихтових матеріалів на плавку.

Для забезпечення заливання чавуну в конвертер за 1 прийом ємність заливального ковша приймаємо 180 т, і відповідно до цього вантажопідйомність заливального крана – 280/100+30 т [16].

Необхідна кількість розливальних кранів у цеху з урахуванням коефіцієнта загальної заборгованості крану 0,25-0,4 хв. – 4 крани.

Після випуску плавки ківш транспортують на сталевозі на позапічну обробку, а після неї – на розливання [6-7].

Для збирання шлаків необхідні шлаковози самохідні ШС-100-3600 з чашею ємністю 16 м³. Злив шлаку буде здійснюється в одну чашу (ківш).

Необхідно також два крани вантажопідйомністю 140/32 т для спорожнювання шлакових ковшів.

4.2 Технологія виплавки сталі марки 38ХГН в кисневому конвертері з комбінованою продувкою

Найбільш простим і найпоширенішим варіантом конвертерних процесів є проведення плавки в моношлаковому режимі. Це можливо при вмісті фосфору в чавуні не більше 0,3%. У цьому випадку технологічний цикл звичайно складається з декількох операцій, тривалість яких наведена нижче, хв.:

Завалка металобрухту.....	3-4
Заливання чавуну	3-4
Продувка	10-25
Взяття проби, очікування аналізу.....	3-4
Випуск металу.....	3-8
Злив шлаку	1-2
Гарячі простой	0-5
<i>Загальна тривалість циклу (плавки)</i>	<i>25-50</i>

Розглянемо вимоги до шихтових матеріалів і правила проведення окремих технологічних операцій конвертерної плавки з верхньою продувкою [10-12].

4.2.1 Вимоги до вихідних матеріалів конвертерного процесу

До складу шихти для киснево-конвертерної плавки входять рідкий чавун, металевий брухт, вапно, тверді окислювачі (залізна руда, обкатки, агломерат), плавиківий шпат. У наш час у конвертерних цехах витрата металевої частини шихти для виплавки 1 т сталі становить: чавуну 780-820 кг, металевого брухту 280-300 кг.

Хімічний склад *чавуну* в заливальних ковшах повинен задовольняти наступним вимогам, %: *C* 4, 0-4,7; *Si* 0, 2-0,9; *Mn* 0, 5-0,7; *S* н.б. 0,035; *P* н.б. 0,30.

Коливання вмісту кремнію й марганцю в чавуні від плавки до плавки не повинне перевищувати 0,1%.

Температура чавуну при використанні ковшів міксерного типу повинна бути не менш 1350°C, коливання температури допускаються ± 20 °C. Низька температура приводить не тільки до зниження витрати металевого брухту, але й до холодного ходу процесу в початковий період продувки, що обумовлює із процесу шлакоутворення й зниження швидкості окислювання вуглецю.

До *сталевого брухту* висувають вимоги, насамперед, по насипній масі, його розмірам, чистоті як по шкідливих домішках, так і по засміченості. Металобрухт, що засипається в конвертер, повинен відповідати вимогам технічних умов ТУ 10-38-92. Технологічними інструкціями передбачено, що сталевий брухт, що завантажується в конвертер, повинен мати розміри шматків не більше 300x300x1000 мм. Використання легкового лома небажано, тому що в цьому випадку відбувається не тільки збільшення тривалості його завантаження в конвертер, але й помітне зниження температури процесу в початковий період продувки.

До *розкислюючих і легуючих добавок* висувають наступні вимоги: високий вміст легуючого елемента, що зменшує витрати тепла на розплавлювання; обмеженість фракційного складу, тому що використання феросплавів у великих шматках утрудняє їхнє розплавлювання й приводить до перевитрати дорогих матеріалів; чистота від шкідливих домішок. Забороняється застосування розкислювачів і легуючих добавок невідомого хімічного складу, не зважених, змішаних між собою й з іншими матеріалами.

Неметалічні шихтові матеріали

У якості шлакоутворюючих матеріалів можуть бути використані вапно, м'якообпалений доломіт, високоосновні агломерати, озалізоване вапно, плавииковий шпат і інші матеріали.

Якість *металургійного вапна* визначає умови шлакоутворення, стійкість футеровки конвертерів, вихід рідкого металу й ступінь рафінування металу по сірці й фосфору [6]. Свіжообпалене вапно повинне містити ≥ 90 % CaO , < 3 % SiO_2 і можливо меншу кількість сірки. Одна з основних вимог до вапна -

мінімум вологи. Вапно повинне поставлятися в конвертерний цех не більш ніж через 8 годин після випалу. Час зберігання вапна в цеху - не більше доби. Розміри шматків вапна – 10-50 мм.

Вміст Ca_2F у *плавиковому шпаті* ньому повинен бути не менш 75 % і вологи не більше 10 %. Розмір шматків не повинен перевищувати 100 мм [7].

Залізну руду застосовують як твердий окислювач, а також для охолодження металу й прискорення шлакоутворення. До залізної руди висувають наступні вимоги: високий вміст оксидів заліза ($\geq 84\% Fe_2O_3 + FeO$) вміст кремнезему (Si_2O) $\leq 8\%$; P 0,2-0,3 %; $S \leq 0,05\%$; кількість фракцій <10 мм не більше 5 %, а розмір шматків залізної руди 20-50 мм. Вміст вологи в руді не повинен перевищувати 5 % [6].

Для збільшення частки брукхту в шихті присаджують по ходу продувки кускові *вуглецевмісні матеріали* зі вмістом золи н.б. 12%, 5% вологи, 12% летучих, 0,5% сірки (фракція 6-25 мм). Рекомендується використовувати вуглецевмісні матеріали з перевагою в золі CaO і MgO [12].

4.2.2 Шихтовка плавки

Шихтовка плавки проводиться майстром з розрахунку закінчення продувки при заданих вмістах вуглецю, температурі металу й основності кінцевих шлаків. Кількість присаджуваного вапна визначають АСУ ТП або по номограмах залежно від хімічного складу й витрати чавуну, якості брукхту, витрати охолоджувачів, вугілля й флюсів для одержання основності кінцевих шлаків у межах 2,8-3,5. Витрату флюсів, що містять MgO, вибирають таким чином, щоб забезпечити в шлаку 6-9 % MgO.

Завалку брукхту й заливання чавуну в конвертер рекомендується починати при температурі футеровки не нижче 1000 °С (яскраво червоне світіння). Металобрукхт повністю завантажується в конвертер до заливання чавуну. Щоб уникнути руйнування футеровки передня частина совка завантажується легковагим ломом, а потім великовагим. Чавун заливається

в конвертер при наявності підготовленої МБЛЗ, справності шлангів і фурм [11-12].

4.2.3 Режим ведення продувки киснем зверху

Продувка киснем зверху здійснюється по східчастому режиму:

- перші 3-5 хв. продувки витрата кисню – 1200 м³/хв,
- інший час продувки – 1000 м³/ хв.

Продувка металу киснем виконується:

- з частковим допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів з витратою кисню 1200 м³/хв.;
- з повним допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів з витратою кисню 1000 м³/хв.

Режим продувки з повним допалюванням газів повинен відповідати табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Режим продувки з повним допалюванням газів

№ плавки по кампанії футеровки конвертера	Положення фурми (Н) по періодам плавки, м (до дзеркала металу)		
	Запалювання і наводка шлаку 1-4 хв.	Основний час продувки 5-12 хв.	Останні 1-2 хв.
0-250	4,5-2,5	1,6-1,9	1,3-1,6
251-500	4,5-2,5	1,7-2,0	1,4-1,7
501-800	4,5-2,5	1,8-2,1	1,5-1,8
більш 800	4,5-2,5	1,9-2,3	1,6-1,9

Продувка із частковим допалюванням газів, що відходять, в охолоджувачі конвертерних газів є основним режимом роботи конвертера й виконується при опущеній «спідниці».

Машиніст дистриб'ютора починає продувку по команді майстра конвертера після того, як персонал, що обслуговує газовідвідний тракт, доповість про готовність устаткування.

Початок продувки виконується при верхнім положенні «спідниці». Опускання «спідниці» здійснюється тільки після стійкого «запалювання» плавки, але не пізніше, ніж через 1 хв. після початку продувки. Стійке «запалювання» плавки визначається візуально з обов'язковим контролем вмісту CO у газі (об'ємна частка CO у газі повинна бути не менш 15%).

Продувка здійснюється зі східчастою зміною положення фурми над ванною. Режим продувки показано в табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Режим продувки з неповним допалюванням газів, що відходять

№ плавки по кампанії футеровки конвертера	Положення фурми (H) по періодам плавки, м (до дзеркала металу)		
	Запалювання і наводка шлаку 1-4 хв.	Основний час продувки 5-12 хв.	Останні 1-2 хв.
0-250	4,5-2,5	1,7-2,0	1,4-1,7
251-500	4,5-2,5	1,8-2,1	1,5-1,8
501-800	4,5-2,5	1,9-2,2	1,6-1,9
більш 800	4,5-2,5	2,0-2,3	1,7-2,0

Положення кисневої фурми щодо рівня металу у ванні конвертера визначається на ЕОМ залежно від витрати кисню й від кількості плавки по кампанії конвертера. Вимір рівня сталі виконується фурмою-зондом з використанням проб типу VL (рівень ванни) один раз у добу.

Під час продувки машиніст дистриб'ютора зобов'язаний не допускати великих вибивань димових газів з-під «спідниці» і контролювати всі основні технологічні параметри, інформація про які виведена в головний пост керування, у т. ч.: запалювання факела пристрою, що допалює, витрата диму, показання газоаналізаторів.

В основний час продувки газоаналізатори повинні показувати об'ємну частку CO від 15 до 75 %, O₂ – не більше 2 %, H₂ – не більше 3 %.

При наявності ознак викидів шлаку з конвертера рекомендується опускати фурму на 100-200 мм, нижче рекомендованого для цього періоду рівня, скорочувати витрати кисню на 200-300 м³/хв., присаджувати вапно порціями 0,5-2,0 т.

Після усунення загрози викиду виконується плавний перехід на нормальний дуттєвий режим. У випадку неможливості усунення викидів продувка припиняється, шлак скачується.

При «жорсткій» продувці з виносамі металу з конвертера рекомендується робити короточасний підйом кисневої фурми на висоту 0,5-1,0 м від робочого положення. При неефективності зазначених прийомів присаджують плавиковий шпат порціями масою 0,3-0,5 т.

Момент закінчення продувки визначається по кількості витраченого кисню з урахуванням результатів попередніх плавок або відповідно до рекомендацій АСК ТП конвертерної плавки й вимірів параметрів плавки.

Вимір параметрів плавки (вимір температури ванни, визначення окисленості й відбір проби металу) виконується не раніше, ніж за 2-3 хв. до передбачуваного закінчення продувки фурмою-зондом. Фурма-зонд служить для виміру температури рідкої сталі в конвертері, визначення вмісту вуглецю й активності кисню в конвертері, а також виконується відбір проб сталі для визначення хімічного складу в експрес-лабораторії. Відбір проб фурмою-зондом виконується у вертикальному положенні конвертера, без переривання продувки киснем.

Залежно від виробничої необхідності використовуються різні типи проб: TSC (температура, проба, вуглець), TSO (температура, проба, кисень), Т (температура). Інтенсивність продувки ванни киснем під час виміру параметрів плавки знижують на 50 %.

Глибина занурення фурми-зонда (500 мм) визначається за показниками з урахуванням результатів виміру положення продувної фурми щодо рівня спокійної ванни. Вміст вуглецю в металі наприкінці продувки повинен бути не менш 0,62 %.

Продувка закінчується в такий спосіб:

– при об'ємній частці CO в димових газах більше 15 % перейти на режим з повним допалюванням газів. При зниженні вмісту окису вуглецю до нуля підняти «спідницю» і припинити продувку.

– при об'ємній частці CO в димових газах менш 15 % продувка киснем припиняється без зниження інтенсивності дуття.

Тривалість продувки становить 15 хв.

По закінченні продувки виконується вимір температури, визначення вмісту вуглецю й окисленості металу й відбирається проба для експрес-лабораторії фурмою-зондом. На підставі результатів цього виміру надається інформація про стан розплаву для випуску й коригувальних заходів.

Цикл виміру становить 1,5-2 хв. Вимір і відбір проб проводиться без повалки конвертера.

Відбирається проба шлаку.

У пробі металу визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки, фосфору, хрому, нікелю, міді й, при необхідності, азоту.

У пробі шлаку визначається CaO, SiO₂, MgO, Al₂O₃, P₂O₅, MnO, FeO, S. Шлак наприкінці плавки має такий склад, %: 43–50 CaO; 14–22 SiO₂; 7–20 Fe₂O₃; 7–14 MnO; 3–7 Al₂O₃; 1,5–4,0 MgO; 0,5–4,0 P₂O₅; 3 CaF₂; 1 CaS. Кількість шлаку, що утворюється під час плавки, дорівнює 10—17 % від маси сталі.

Додувки на температуру й вуглець виконуються при положенні фурми кінця продувки.

Додувки на фосфор, сірку й шлаки виконуються при підвищеному на 0,5-1,0 м положенні фурми від робочого рівня.

Режим закінчення продувки повинен забезпечувати одержання рідкоплинного шлаку без шматків шлакоутворюючих матеріалів, що не розчинилися.

Вміст FeO у шлаку на момент випуску не повинен перевищувати 30%.

Орієнтовне значення температури в конвертері перед випуском для сталі марки 50X складає 1660-1690 °С.

Плавки, які підлягають обробці на УПК, рекомендується випускати з температурою металу на 20 °С нижче. Плавки, які планується оброблювати вакуумом або ТШС, рекомендовано випускати з температурою на 20°С вище.

Охолодження перегрітого металу в конвертері виконується погойдуванням конвертера або присадкою вапняку, необпаленого доломіту. Після присадки охолоджувачів у конвертер перед повторним виміром температури металу роблять двох-трьохкратне погойдування конвертера.

Якщо температура металу після продувки нижче необхідної або продувка закінчена при високих вмістах вуглецю, сірки, фосфору, густих шлаках, то допускається додувка плавки.

На плавці повинне бути не більше однієї додувки на температуру, фосфор, сірку, шлаки. Кількість додувок на вуглець й їхню тривалість не регламентується.

Після додувки тривалістю більше 1 хв. повторно відбираються проби металу й шлаку для експрес-аналізу, і виміряється температура металу.

Додувки безпосередньо перед випуском є відхиленням від нормальної технології процесу й повинні відзначатися контролерами ОТК у паспорті плавки і машиністом дистриб'ютора в плавильному журналі із вказівкою причин.

Плавки, що мають дві й більше додувки для додаткового видалення сірки й фосфору або з метою коректування температури металу, повинні оброблятися в ківші інертним газом, після чого допускати по прямому призначенню.

Злив металу з конвертера виконується тільки після одержання результатів експрес-аналізу проби металу [7,10].

4.2.4 Продувка нейтральним газом через днище

Продувку знизу здійснюють через пористі периклазовуглецеві блоки.

Система вдування інертного газу через днище конвертера працює в трьох режимах:

1) перемішування вдуванням інертного газу. Режим використовують на протязі і після кисневої продувки. Рекомендований наступний режим подачі нейтральних газів:

– на початку продувки (використовується азот) витрата газу мінімальна на рівні 6,0-9,0 м³/хв.;

– в середині продувки витрата газу збільшується до 24,0 м³/хв.;

– в кінці продувки витрата газу зменшується до 6-9 м³/хв.;

– при додувках витрата аргону мінімальна - 6,0-9,0 м³/хв.

2) утримання рідкого металу. Режим застосовують для очистки продувальних елементів з метою попередження попадання в них рідкого металу (завалка, заливка чавуну, відбір проб, випуск сталі).

Витрата газу витримується в кількості 6,0 м³/хв.

3) охолодження. Режим застосовується для періодів зупинки, розігріву і очікування конвертера і призначений для охолодження продувальних елементів при підтриманні мінімальної витрати газу до 4,0 м³/хв. Не допускається наявність рідкої сталі в період охолодження.

При всіх режимах роботи можуть використовуватись аргон або азот [10].

4.2.5 Випуск плавки і відсікання шлаку

Випуск металу в ківш проводять тільки при підготовленій МБЛЗ і вільному сталевозі. Ківш для прийому сталі повинен бути добре просушений і очищений від настилів металу, шлаків і сміття. Подача нових ковшів під випуск сталей відповідального призначення не дозволяється. Тривалість випуску повинна бути для конвертерів ємністю 200 т від 3 до 8 хв. Кількість шлаку, що попадає в сталерозливний ківш, повинна бути обмежена, але разом з тим, забезпечувати товщину шару шлаків у ковші 150-200 мм [10].

При всіх способах обробки рідкого металу в ковші обов'язковим є відсікання шлаку у процесі випуску металу в ківш, а також загущення порцій шлаку, що потрапили в ківш, інакше в процесі позапічної обробки з конвертерного шлаку у метал буде переходити (відновлюватися) фосфор, а киснем оксидів заліза шлаку будуть окислятися розкислювачі й легуючі, підвищаться окисленість металу й вміст у ньому неметалічних включень.

На сьогоднішній день відомі різні варіанти способів для відсікання шлаку. Добре зарекомендував себе спосіб відсікання за допомогою кулі-стопора, розроблений на НЛМК.

Сталеву кулю-стопор діаметром 160-190 мм покривають шаром вогнетривкої обмазки з порошку MgO з добавкою шлаку ферохромового виробництва й рідкого скла (35% понад 100% вогнетривких складових), поверхня кулі має нерівності (приварені шипи) для поліпшення втримання маси. Щільність такої кулі менше, ніж у розплавленого металу, але більша, ніж шлаку. За 0,5-1 хв. до закінчення випуску за допомогою машини для ремонту льотки кулю-стопор скидають у район льотки й вона плаває на границі шлак-метал. З останніми порціями металу вона попадає до льотки, перекриваючи отвір і забезпечуючи відсікання шлаку.

4.2.6 Розкислення й легування сталі

Розкислення й легування сталі проводиться в ковші рідкими або твердими феросплавами. Феросплави, які використовують, повинні бути добре просушені, прожарені й роздроблені на шматки наступних розмірів:

- феромарганець, силікомарганець, металевий марганець, феросиліцій всіх марок, сплави кальцію й РЗМ – 5-50 мм;
- ферованадій, фероніобій, феротитан – 5-25 мм.

Алюміній, який присаджують у ківш під час випуску, застосовується в шматках не більше 4 кг. Навуглецювання сталі проводиться в ковші сухими вуглецьвміщуючими матеріалами (термоантрацит, мелений кокс, електродний порошок).

Присадка феросплавів у ківш починається після заповнення ковша металом на 1/5 висоти, проводиться рівномірно й закінчується при наповненні ковша на 2/3 висоти. Присадка сплавів і вуглецевих матеріалів на дно ковша й через шлаки забороняється.

Спокійна сталь розкислюється силікомарганцем, феромарганцем, 45% і 65% феросиліцієм, алюмінієм у зазначеній послідовності [10-12].

4.3 Позапічна обробка сталі

На сучасному етапі виробництва сталі в кисневих конвертерах необхідна її подальша ковшова обробка. Позапічна обробка дозволяє виплавляти в конвертерах широкий асортимент сталей, ідентичних по якості металу електропічного виробництва.

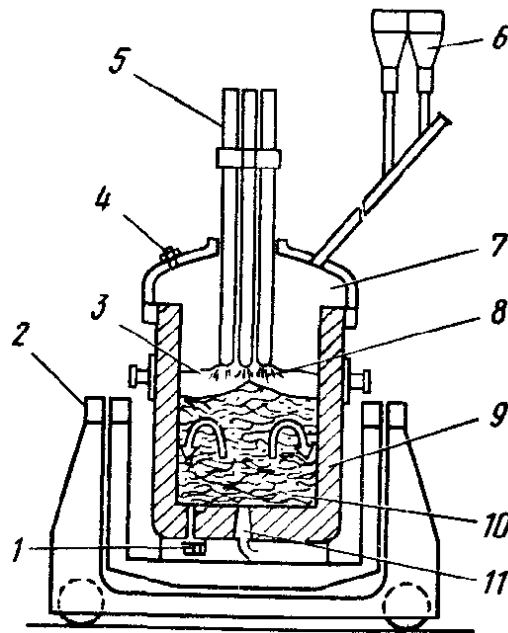
Видалення шкідливих домішок з металу в плавильних агрегатах до необхідних значень економічно недоцільно, а в ряді випадків і неможливо. При обробці ж сталі в ковшах, створюються оптимальні умови для десульфурзації, дефосфорації і видалення неметалічних включень.

Ділянка позапічної обробки сталі у проектному цеху складається з установки циркуляційного вакуумування сталі і агрегату «піч-ківш».

Конструкція установки «піч-ківш» показана на рис. 4.3. Агрегат має два стенди, які обслуговуються одним трансформатором і одним комплектом електродів. УКП включає в себе наступні групи устаткування, вузли та системи:

- каркас установки з постом управління і трансформатором;
- система зберігання, дозування і механізованої подачі сипких;
- тракт подачі сипучих;
- трайб-апарати для введення в метал алюмінієвого дроту;
- водоохолоджувальне склепіння і механізм підйому;
- поворотний портал з графітовими електродами;
- трансформатор;

- система високого струму (для передачі електроенергії від трансформатора до електродів);
- системи для донного продування;
- дві аварійні верхні фурми;
- маніпулятори для вимірювання температури і відбору проб металу;
- стенд нарощування електродів.



1 – шиберний затвор; 2 – візок; 3 – основний шлак; 4 – оглядове вікно;
 5 – електроди; 6 – бункери для зберігання легуючих добавок; 7 – інертна атмосфера усередині печі; 8 – підігрів зануреною дугою; 9 – рідка сталь;
 10 – перемішування інертним газом; 11 – пориста пробка

Рисунок 4.3 – Схема установки типу під-ківш

Установка передбачає можливість завершення процесу розкислення та легування сталі в більш сприятливих умовах, ніж у конвертерному агрегаті під час випуску плавки і регулювання температури металу. Під час обробки через днище ковша здійснюється продування металу інертним газом (аргон або азот) для перемішування металу з метою усереднення його за хімічним

складом і температурі, крім цього продування металу сприяє дегазації і виведенню неметалічних включень з металу.

Підвищення ефективності використання установки забезпечується удосконаленням конструкції електронагріву. Тобто обслуговування двох стендів одним трансформатором і одним комплектом електродів з поворотними електродотримачами (двопозиційна установка). У частині регулювання хімічного складу металу передбачені: продування металу аргоном через дві пористі пробки в дні ковша і через погрузну фурму; подача в ківш всіх матеріалів, необхідних для наведення шлаку, розкислення, легування і навуглецювання металу.

Процес обробки на УКП здійснюється в ковші з основною футеровкою, який закривається повністю водо охолоджуваним склепінням. Подача електроенергії здійснюється за допомогою трьох графітових електродів.

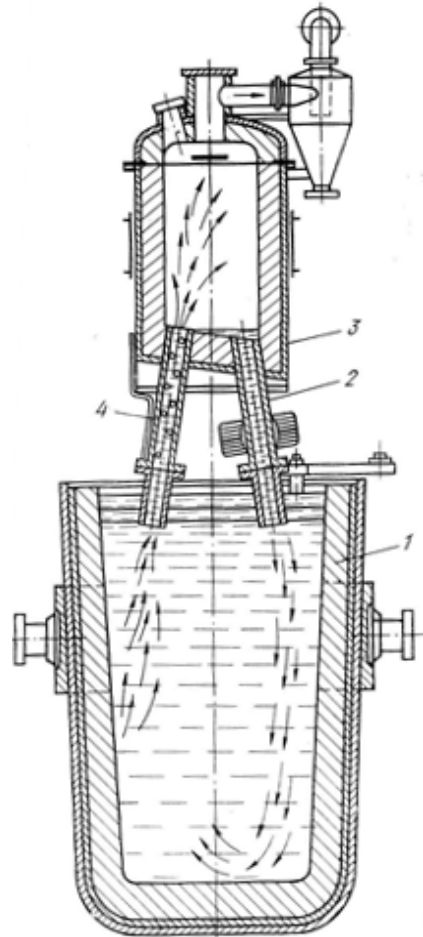
Використання даного агрегату дозволяє досягти таких техніко-економічних показників:

- підвищення продуктивності – 20-30%;
- скорочення витрат матеріалів для розкислення і легування – 5-25 кг/т;
- скорочення браку – 50-70%.

Після доведення металу за хімічним складом і температурою, ківш передають на установку циркуляційного вакуумування (рис. 4.4).

УЦВС складається з наступних основних вузлів і агрегатів: вакуумна камера з двома патрубками; система подачі нейтрального газу в патрубок вакуумної камери для продування металу; вакуумпровід з шарнірним з'єднанням і вакуумним затвором; вакуумний пароежекторний насосний агрегат; прилад вертикального переміщення вакуумкамери; система зберігання, дозування і завантаження феросплавів у вакуумну камеру; пульт управління з ЕОМ АСУ ТП, КВП і автоматики; стенд розігріву і сушіння футерівки, ремонтні стенди; прилад для контролю параметрів рідкого металу (замір температури, відбір проб).

Сутність циркуляційного способу вакуумування полягає в обробці вакуумом сталі, безперервно циркулюючої через вакуум-камеру. Для цього на днище вакуум-камери 3 розміщені два патрубкі - всмоктуючий 4 і зливний 2, які занурюють у ківш 1 в рідку сталь на глибину, достатню для запобігання підсосу повітря і попадання шлаку в вакуум-камеру.



1 - ківш; 2 - патрубок (зливний); 3 - днище вакуум-камери;
4 - патрубок (всмоктуючий)

Рисунок 4.4 – Схема циркуляційного вакуумування сталі

Установка циркуляційного вакуумування сталі призначена для видалення розчинених у металі газів (кисню, водню, азоту); вуглецевого розкислення сталі зі зменшенням вмісту вуглецю до 0,010 %; коригування за хімічним складом і по температурі.

4.4 Удосконалення позапічної обробки сталі марки 38ХГН

Для більш глибокої десульфурзації сталі запропоновано застосовувати її обробку із використанням флюїдизованого вапна. Така технологія успішно застосовується, наприклад, в киснево-конвертерному цеху ВАТ «ММК» [19]. Флюїдизоване вапно – це високоякісне тонкомолоте вапно фракцією менше 100 мкм круглої форми, оброблене поверхнево-активною речовиною – флюїдизатором (силіконовим маслом тощо). Тонкий помел вапна забезпечує високу реакційну здатність відносно сірки в металі, а спеціальна обробка флюїдизатором – високу текучість матеріалу, що дозволяє без перешкод проходити через технологічні пневмотранспортні системи, знижує його схильність до гідратації, збільшуючи термін зберігання в закритій тарі [20].

Порівняємо можливості ковшової десульфурзації конструкційної сталі з використанням флюїдизованого вапна (ФВ) і без нього. Для цього виконано дослідження масиву 44 плавок, із яких метал 27 плавок підлягав ковшовій обробці з вдмухуванням флюїдизованого вапна.

Загальна характеристика матеріалу ФВ наведена в табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Характеристика флюїдизованого вапна

Показник	Значення
Вміст фракції менше 100 мкм	не менш 96%
Вміст (CaO+MgO)	не менш 95%
Вміст вологи	не більше 2%
Втрати маси при прокалюванні	не більше 3%
Кут природнього відкосу часток	не більше 25°
Насипна щільність во флюїдизованому стані	0,7 г/см ³
Насипна щільність в осівшому стані	1,0 г/см ³

Перед вдмухуванням флюїдизованого вапна метал оброблювався білим шлаком (вапно 1,6 кг/т, плавиковий шпат 1,23 кг/т, алюміній 0,9 кг/т).

Вдмухування флюїдизованого вапна проводиться через фурму, яка складається із верхньої і нижньої трубок. Верхня трубка кріпиться до фланця для монтажу системи подачі інертного газу. Витрачаєма нижня трубка оснащена фіксаторами для кріплення вогнетривкого матеріалу. Вихідна частина наконечника фурми мала знизу вертикально розташований отвір.

Режим вдмухування представлено в табл. 4.5 [19].

Таблиця 4.5 – Параметри режиму вдмухування флюїдизованого вапна

Параметр	Значення параметру		
	Максимальне	Мінімальне	Середнє
Витрата флюїдизованого вапна, кг	1000	350	660
Тривалість вдмухування, хв	25,6	6,3	14,2
Швидкість вдмухування, кг/хв	73	31	46
Витрата аргону, м ³	7,6	2,3	3,0

Кореляційно-регресійний аналіз масиву плавок з вдмухуванням ФВ дозволив виявити залежності основності кінцевого шлаку (В), вміст сірки в металі після ковшової обробки ([S], %) і ступінь десульфурзації металу (η_S , %) від витрати ФВ ($g_{ФВ}$, кг). Дані залежності представлено на рис. 4.5-4.7 і характеризуються вони наступними рівняннями:

$$[S] = 0,003 - 2 * 10^{-6} g_{ФЛ} \quad r = 0,704$$

$$\eta_S = 0,032 g_{ФЛ} + 53,9 \quad r = 0,592$$

$$B = 0,006 g_{ФЛ} + 1,01 \quad r = 0,758$$

Досить високі значення коефіцієнтів кореляції свідчить про існування лінійних залежностей.

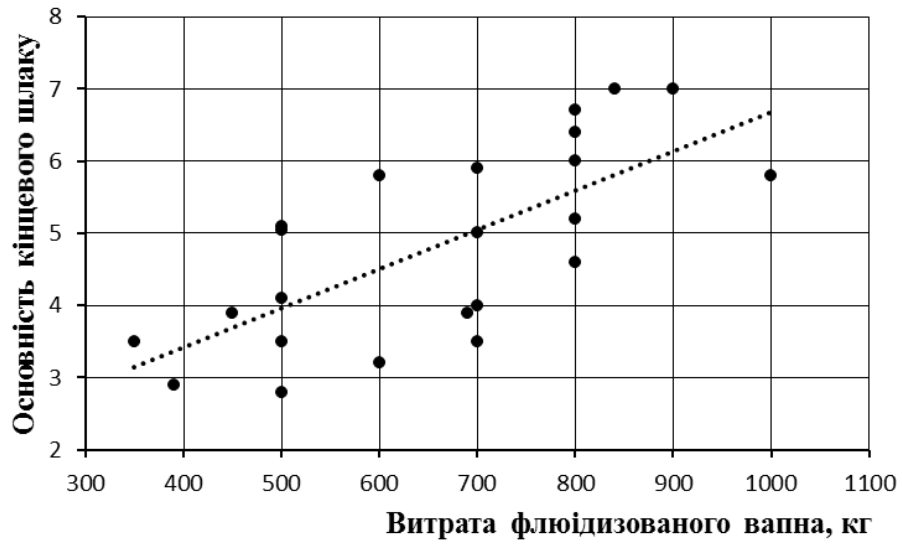


Рисунок 4.5 - Залежність основності кінцевого шлаку від витрати флюїдизованого вапна при ковшовій обробці сталі

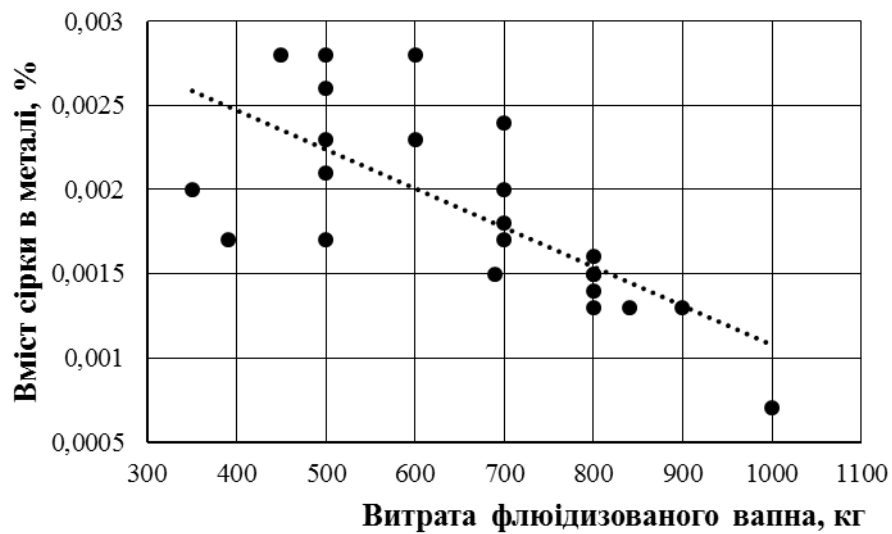


Рисунок 4.6 - Залежність вмісту сірки в сталі після ковшової обробки від витрати флюїдизованого вапна

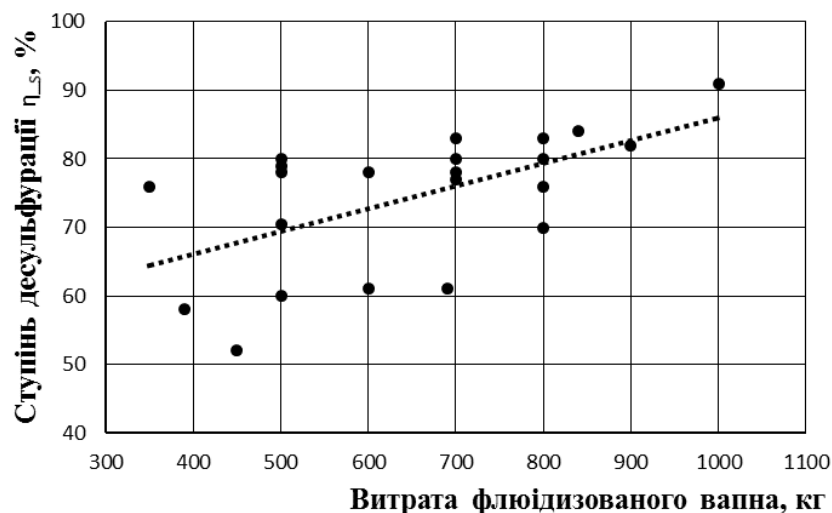


Рисунок 4.7 - Залежність ступеню десульфурації сталі при позапічній обробці від витрати флюїдизованого вапна

Результати ковшової обробки металу 27 плавок із застосуванням флюїдизованого вапна були порівняні з результатами обробки металу 17 плавок без використання вапна. На рис. 4.8 наведено дані про мінімальні, максимальні і середні значення ступеню десульфурації обробленого металу.

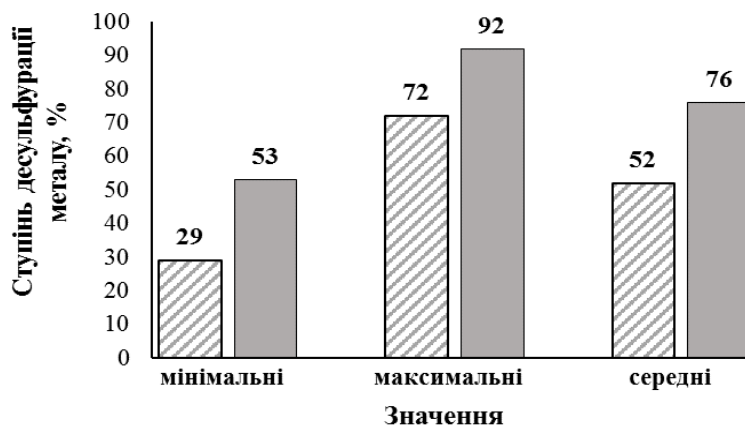


Рисунок 4.8 - Дані про ступінь десульфурації сталі при ковшовій обробці із вдмухуванням флюїдизованого вапна (сірі стовпчики) і без нього (білі)

Із рисунку видно, що використання для вдмухування в розплав флюїдизованого вапна аргонем суттєво підвищує ефективність десульфурації сталі на АКП (в середньому на 24%).

Таким чином, використання флюїдизованого вапна, що вдмухують в розплав в потоці аргону, суттєво підвищує ефективність десульфурації сталі при ковшовій обробці на агрегаті «ківш-піч» [21].

4.5 Характеристика криволінійної МБЛЗ

Безперервне розливання сталі в порівнянні з існуючою технологією розливання має наступні переваги: значно зменшуються капіталовкладення при будівництві металургійного підприємства, тому що в цьому випадку відпадає необхідність у будівництві ряду споруджень і встановленню додаткового устаткування; скорочується виробничий цикл і виключається ряд трудомістких процесів; знижуються відходи металу до 3-5 % замість 15-20 % при звичайному розливанні; завдяки механізації й автоматизації при безперервному розливанні забезпечується стандартність виробництва, підвищується продуктивність праці, збільшується вихід придатного [6,21].

Безперервне розливання сталі в спроектованому цеху здійснюється на криволінійних машинах безперервного лиття заготовок – МБЛЗ (рис. 4.9). Основні переваги цих машин у порівнянні з вертикальними: менша висота, що знижує вартість спорудження МБЛЗ і будинку цеху; можливість підвищення швидкості розливання, оскільки газорізку можна встановити далеко від кристалізатора й завдяки цьому припустимо істотне збільшення глибини лунки рідкого металу в зливку; можливість різання зливка на шматки великої довжини [18].

Зі сталерозливного ковша сталь надходить у проміжний ківш, що розподіляє метал у кристалізатори всіх струмків машини. Перед розливанням у кристалізатори попередньо вводять затравку, що утворить його тимчасове дно. При заповненні кристалізатора рідкою сталлю включають механізми їхнього

хитання й привода тягнучих клітей радіальної ділянки машини, що витягають у початковий період злиток. Коли затравка приходить у тянуще-правильну зону, кліті радіальної ділянки здійснюють тільки напрямні функції, а подальше витягування виконують тянуще-правильні кліті з одночасним виправленням при виході на горизонтальну ділянку. Після випрямлення суцільнолитий зливоч рухається по горизонтальному рольгангу й розрізається на мірні заготовки [6,9,18,21].

ВИСНОВКИ

1. В роботі наведено властивості і склад конструкційної сталі марки 38ХГН, яка використовується в промисловості для виготовлення деталей екскаваторів, крпезжу, валів, висей, зубчатих колес та інших відповідальних деталей, до яких пред'являються вимоги підвищеної міцності. Сталь марки 38ХГН має такі основні механічні властивості: межа міцності при розтягненні $\sigma_B = 780$ МПа, межа текучості $\sigma_T = 685$ МПа, відносне подовження після розриву $\delta_5 = 12$ %, відносне звуження $\psi = 45\%$, ударна в'язкість $KCU = 980$ кДж/м².

2. Розроблено технологію виплавки сталі марки 38ХГН в кисневому конвертері з комбінованою продувкою, яка включає наступні періоди: завалка брухту – 3...4хв.; заливання чавуну – 3...4 хв.; продувка – 10...25 хв.; взяття проби, очікування аналізу – 3...4 хв.; випуск металу – 3-8 хв.; злив шлаку – 1...2 хв.; гарячі простой – 0...5 хв. Загальна тривалість циклу (плавки) – до 50 хв.

3. Виконано розрахунок матеріального балансу плавки. За результатами розрахунку для отримання 1 т сталі марки 38ХГН потрібно 797 кг чавуну; 280 кг брухту; 54,5 кг шлакоутворюючих; 38,3 кг феросплавів; 4,12 м³ дуття. Під час плавки утворюється також 74,2 кг шлаку і 6,094 м³ димових газів.

4. Проаналізовано основні статті теплового балансу плавки та виконано розрахунок теплового балансу, який показав, що основну частину тепла вносить рідкий чавун (54,8%) та реакції окислювання домішок (36,7%). Тепло витрачається основним чином на нагрів сталі (76,5%), шлаку (13,95%) і димових газів (8%). Результати розрахунку співпадають з виробничими даними.

5. Виробництво якісного металу неможливо на сьогодні без сучасних методів позапічної обробки - установки піч-ківш і циркуляційного вакууматору. Використання агрегатів позапічної обробки дозволяє досягти

підвищення продуктивності на 20-30%; скорочення витрат матеріалів для розкислення і легування (до 5-25 кг/т) та скорочення браку на 50-70%.

6. Для більш глибокої десульфуратії сталі запропоновано застосовувати її обробку із використанням флюїдизованого вапна (ФВ) - тонкомолотого вапна із вмістом (CaO+MgO) не менш 95% фракцією <100 мкм круглої форми, обробленого ПАВ. Середня витрата вапна складала 660 кг, тривалість вдмухування – 14,2 хв.

Результати обробки свідчать, що вдмухування в розплав флюїдизованого вапна аргоном суттєво підвищує ефективність десульфуратії сталі на УПК (в середньому на 24%). Максимальна ступінь десульфуратії без обробки складає 72%, а за обробкою ФВ – 92%.

7. Вся виплавлена сталь буде розливатися безперервним способом на слябових МБЛЗ криволінійного типу. Розливання сталі з використанням МБЛЗ дає наступні переваги: значне скорочення витрат металу на 1т готовій продукції в результаті зменшення відходів донної й головної частини зливків з 12-35% до 3-5%; підвищення якості поверхні і стабільності механічних властивостей сталі; поліпшення умов праці; зниження капітальних і експлуатаційних витрат.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Результаты деятельности ГМК Украины в декабре и за 12 месяцев 2021 года. *Укрметаллургпром* : веб-сайт. URL: <https://www.ukrmetprom.org> (дата звернення 10.04.2022).
2. 18 стальных фактов о металлургии Украины. *BusinessViews* : веб-сайт. URL: <https://www.businessviews.com.ua> (дата звернення 12.04.2022).
3. Смирнов А. Н., Дюдкин Д. А. Мировые тенденции развития технологии производства и разливки стали. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2017. № 2. С. 55-58
4. Гольдштейн М. И. Специальные стали: ученик для вузов. Москва, 1999. 408 с.
5. ДСТУ 7806-2015 Прокат із легованої конструкційної сталі. Технічні умови [Чинний від 1.04.2016]. Київ : ДП УкрНДЦ, 2016. 46 с.
6. Кудрин В. А. Металлургия стали. Москва : Металлургия, 1989. 560 с.
7. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия: учебник для вузов. 6-изд, перераб. и доп. Москва, 2002. 766 с.
8. Технология производства стали в современных конвертерных цехах: учебник для вузов / под ред. Колпакова С.В. Москва, 1991. 464 с.
9. Бойченко О. М., Охотський В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі : теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: підручник. Дніпропетровськ, 2004. 454 с.
10. Гаврилко С.О. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва. Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 120 с.
11. Якушев А. М. Справочник конвертерщика. Челябинск : Металлургия, 1990. 448 с.
12. Типовая технологическая инструкция по выплавке стали в кислородных конвертерах. Киев : Институт черной металлургии, 1986. 40 с.
13. Основы проектирования металлургических заводов: справочное издание / Авдеев В. А. И др. Москва : Интермет Инжиниринг, 2002. 464 с.

14. Целиков А. И., Полухин П. И., Гребеник В. М. Машины и агрегаты металлургических заводов. Т.2. Машины и агрегаты сталеплавильных цехов: учебник для вузов . Москва : Металлургия, 1988. 432 с.

15. Огнеупоры для промышленных агрегатов и топок : справочник в 2-х томах. Т. 1. Производство огнеупоров / под ред. Кашеева И. Д. Москва, 2000. 663 с.

16. Воденников С. А. Гаврилко С. А. Основы проектирования металлургических цехов : методическое пособие для выполнения курсового проекта для студентов специальности 7.090401 «Металлургия черных металлов» дневной и заочной форм обучения. Запорожье : ЗГИА, 2003. 76 с.

17. Яковлев Ю. Н., Тарапай М. А. Расчет и проектирование кислородно-конверторных цехов. Днепропетровск, 1965. 67 с.

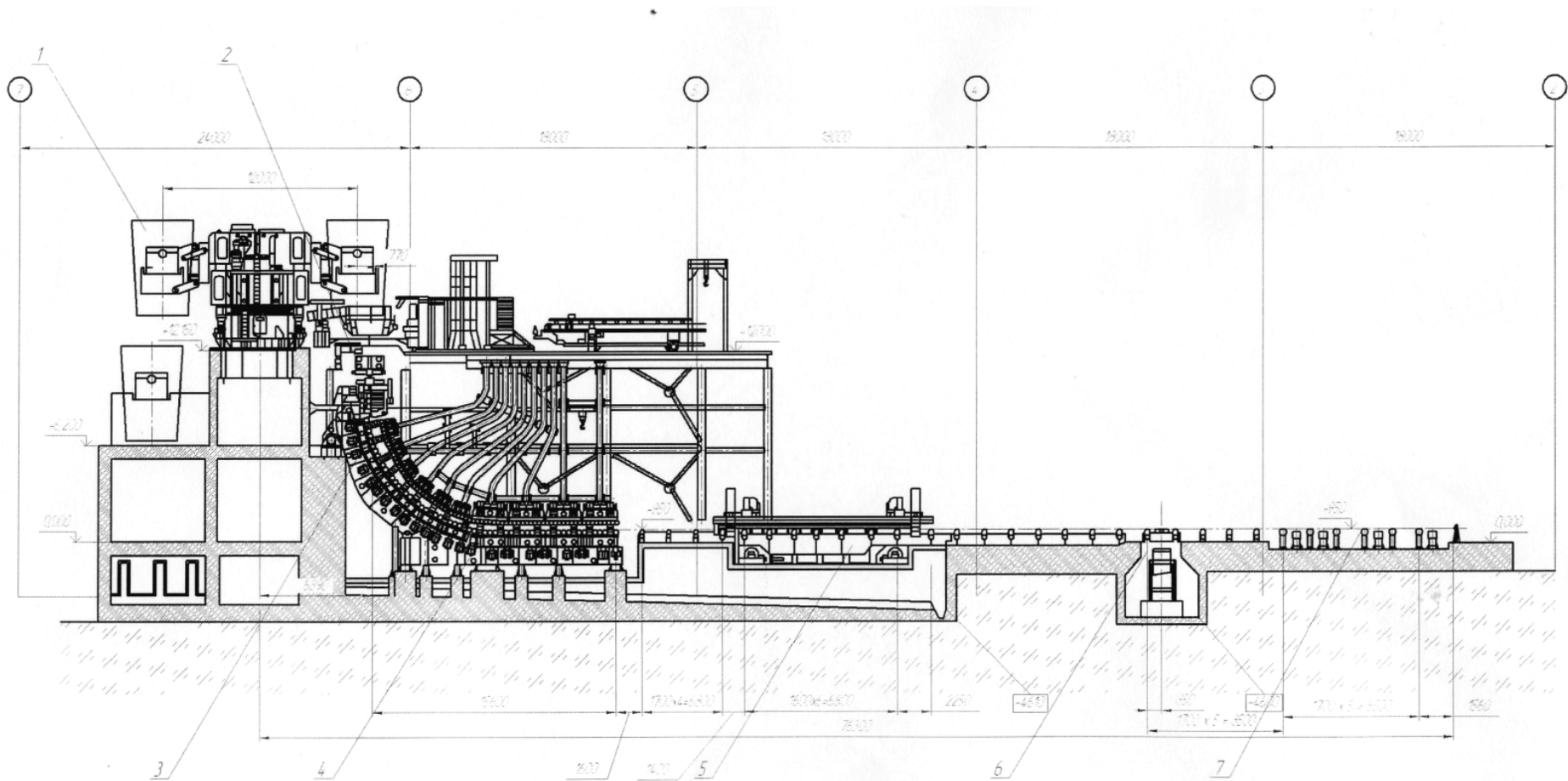
18. Воденніков С. А., Тарасов В. К., Воденнікова О. С. Конструкції агрегатів чорної металургії: навчальний посібник. Запоріжжя, 2012. 192 с.

19. Ушаков С. Н., Бигеев В. А., Столяров А. М., Мошкунов В. В. Ковшовая обработка стали с вдуванием флюидизированной извести. *Теория и технология металлургического производства*. 2016. № 2(19). С. 26-28.

20. Артамонов А. В., Гаркави М. С., Колодежная Е. В. Свойства извести центробежно-ударного измельчения. *Строительные материалы*. 2014. № 9. С. 28-30.

21. Смирнов А. Н., Пилюшенко В. Л., Минаев А. А. Процессы непрерывной разливки: учеб. пособие. Донецк, 2002. 536 с.

22. Воденніков С. А., Нестеренко Т. М., Воденнікова О. С. Бакалаврська робота: методичні вказівки до написання та оформлення випускної кваліфікаційної роботи бакалавра для студентів ЗДІА спеціальності 136 “Металургія” (спеціалізації “Металургія чорних металів”, “Металургія кольорових металів”) галузі знань 13 “Механічна інженерія” денної та заочної форм навчання. Запоріжжя, 2017. 68 с.



1 – поворотний стіл з розливними ковшами; 2 – кристалізатор;

3 – зона вторинного охолодження; 4 – правильна кліть; 5 – гільотина; 6 – розвантажувач; 7 - приймач

Рисунок 4.9 – Машина безперервного лиття заготовок

