

Центральноукраїнський національний технічний університет

Механіко-технологічний факультет

Кафедра «Матеріалознавства та ливарного виробництва»

«Допущено до захисту»

Завідувач кафедри МЛВ

к.т.н., доцент

_____ Олександр КУЗИК

« ____ » _____ 2025 р.

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

за першим (бакалаврським) рівнем вищої освіти

на тему:

**«Розробка технології плавки чавуну в
коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год»**

Виконав здобувач вищої освіти 4-го

курсу групи ПМ(ОЛ)-21

ОПП «Комп'ютерний інжиніринг

технологій, робототехніка і 3D друк»

спеціальності 131 «Прикладна

механіка»

_____ Іван КОЛІСНИК

Керівник роботи к.т.н., доцент

_____ Сергій КОНОНЧУК

Рецензент:

Кропивницький – 2025

Центральноукраїнський національний технічний університет
Факультет Механіко-технологічний .
Кафедра матеріалознавства та ливарного виробництва .
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський) .
Галузь знань 13 Механічна інженерія .
Спеціальність 131 Прикладна механіка .
Освітньо-професійна програма «Комп'ютерний інжиніринг технологій,
робототехніка і 3D друк» .

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри МЛВ

к.т.н., доцент

_____ Олександр КУЗИК

« ____ » _____ 2025 р.

**ЗАВДАННЯ НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ ЗА
ПЕРШИМ (БАКАЛАВРСЬКИМ) РІВНЕМ ВИЩОЇ ОСВІТИ
ЗДОБУВАЧА ВИЩОЇ ОСВІТИ**

_____ Колісник Іван Миколайович

1. Тема роботи: «Розробка технології плавки чавуну в коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год»
2. Керівник роботи: Конончук Сергій Васильович, канд. техн. наук, доцент
3. Строк подання роботи до захисту: 15.06.2025 р.
4. Мета та завдання кваліфікаційної роботи: Розробка технології плавки чавуну в коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год. Описати будову і принцип роботи коксової вагранки. Розрахувати основні розміри вагранки а також матеріальний і тепловий баланси плавки чавуну. Спроекувати креслення загального виду вагранки та відкидного днища.
5. Перелік графічного матеріалу: 1) Загальний вид вагранки, 2) Відкидне днище

6. Консультанти по роботі, із зазначенням розділів роботи

Розділ	Консультант	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
Оглядовий	Конончук С.В.		
Конструкторський	Конончук С.В.		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Огляд літератури по темі роботи	10.04.2025	
2	Розрахунки по конструкторській частині	30.04.2025	
3	Креслення по конструкторській частині	20.05.2025	
4	Оформлення пояснювальної записки	10.06.2025	
5	Оформлення презентації роботи	15.06.2025	
6	Здача роботи на кафедрі та перевірка на наявність запозичень	15.06.2025	
9	Захист кваліфікаційної роботи	25.06.2025	

Дата видачі завдання

« ____ » _____ 2025 р.

Підпис керівника

_____ Конончук С.В.

Завдання прийнято до виконання

« ____ » _____ 2025 р.

Підпис здобувача

_____ Колісник І.М.

Анотація

КОЛІСНИК Іван Миколайович. Розробка технології плавки чавуну в коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год. Кваліфікаційна робота за першим (бакалаврським) рівнем вищої освіти: ЦНТУ, 2025. 44 с.

Перелік графічного матеріалу: 1) Загальний вид вагранки, 2) Відкидне днище.

В першому розділі описано конструкцію вагранки, технологію плавки чавуну, та металургійні процеси, що протікають під час плавки.

В другому розділі розраховано основні розміри коксової вагранки для плавки чавуну продуктивністю 5 т/год, матеріальний і тепловий баланси плавки.

Розроблені креслення Загального виду вагранки та Відкидного днища.

Ключові слова: вагранка, сірий чавун, кокс, матеріальний баланс, тепловий баланс, металозавалка, продуктивність, дуття.

Abstract

KOLISNYK Ivan. Development of a technology for smelting cast iron in a coke oven with capacity of 5 t/h. Qualification work for the first (bachelor's) level of higher education: CUNTU, 2025. 44 p.

List of graphic material: 1) General view of the cupola, 2) Hinged bottom.

The first section describes the design of the cupola, the technology of smelting cast iron, and the metallurgical processes that occur during smelting.

The second section calculates the main dimensions of the coke oven for smelting cast iron with a capacity of 5 t/h, the material and heat balances of smelting.

Drawings of the General view of the cupola and the Hinged bottom have been developed.

Keywords: cupola, gray cast iron, coke, material balance, heat balance, metal filling, productivity, blowing.

ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	7
1. БУДОВА І ПРИНЦИП РОБОТИ ВАГРАНКИ	9
1.1. Конструкція вагранки	9
1.2. Робота вагранки	16
1.3. Металургійні процеси під час плавки у вагранці	18
2. РОЗРАХУНОК ВАГРАНКИ	24
2.1. Вихідні дані	24
2.2. Розрахунок основних розмірів вагранки	24
2.3. Розрахунок матеріального балансу	26
2.4. Розрахунок теплового балансу	34
ВИСНОВКИ	40
ЛІТЕРАТУРА	41
ДОДАТКИ	44

ВСТУП

Актуальність роботи. Вагранка – це найбільш поширений агрегат для плавки чавуну. У залежності від виду палива і характеру технологічного процесу плавки ваг-ранки можуть бути: коксові, коксогазові, газові, з підігрівом повітря для вдування, з водяним охолодженням, з кислотою чи основною футеровкою. [1]

Високолегований чавун і чавун з кулястим графітом одержують у дугових електричних печах.

Для накопичення і перегріву чавуна, виплавленого у вагранці, замість накоплювача, де метал не підігрівається і не доводиться за хімічним складом, у сучасних цехах застосовують індукційні каналні міксери. У міксерах метал накопичується, перегрівається до необхідної температури і феросплавами корегується за хімічним складом. Найбільш доцільно використовувати міксери, які забезпечують не менше чотирьох годин безперервної роботи цеху.

У деяких випадках процес розплавлення металу може бути більш раціонально вирішено з допомогою одного плавильного агрегату, а перегрів та рафінування – з допомогою іншого (наприклад, вагранка – дугова електрична піч, вагранка – індукційна піч, дугова піч – індукційна піч).

При виборі процесу плавки необхідно враховувати особливості печей.

Печами неперервної дії є тільки вагранки. Усі інші печі – це печі періодичної дії. Комбінуючи печі періодичної дії з вагранками, можна забезпечити безперервну подачу рідкого металу в цех.

Мета і задачі дослідження. Метою даної роботи є Розробка технології плавки чавуну в коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год.

Поставлена мета досягнута шляхом вирішення таких задач:

- Опис будови і принципу роботи вагранки;
- розрахунок матеріального балансу вагранкової плавки;
- розрахунок теплового балансу;
- розрахунок основних розмірів вагранки;
- розробка конструкції та креслення загального виду вагранки.

Об'єкт дослідження – технологічний процес плавки чавуну в коксовій вагранці.

Предмет дослідження – матеріальний і тепловий баланси плавки.

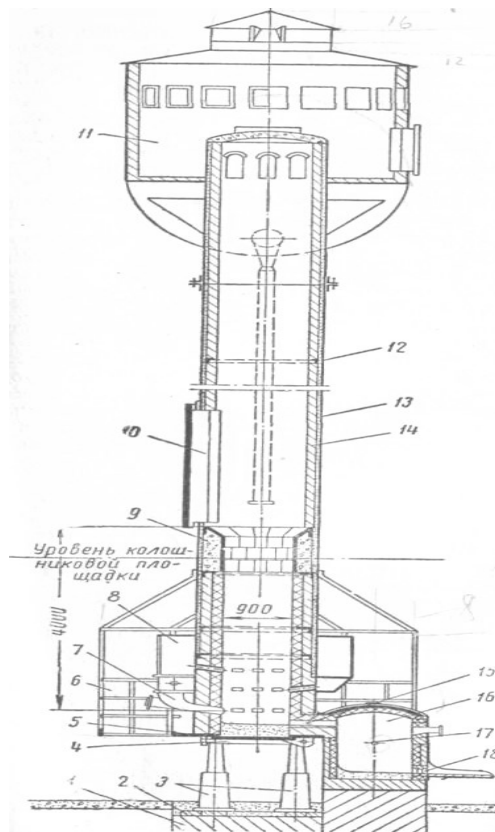
Практичне значення – розроблено конструкцію коксової вагранки для плавки сірого чавуну продуктивністю 5 т/год..

Особистий внесок – розраховано матеріальний і тепловий баланси плавки та спроектовано креслення загального виду печі.

1. БУДОВА І ПРИНЦИП РОБОТИ ВАГРАНКИ

1. Конструкція вагранки

Як приклад вагранки сучасної конструкції розглянемо вагранку продуктивністю 5 т/годину з ряду нормалізованих вагранок, конструкція яких розроблена Гіпромезом (рис. 1.1) [5].



- 1 - фундамент;
- 2 - фундаментна плита;
- 3 - колони;
- 4 - відкидне днище;
- 5 - подова плита;
- 6 - робоча площадка;
- 7 - фурменний рукав;
- 8 - повітряна коробка;
- 9 - захисні сегменти колошника;
- 10 - завантажувальне вікно;
- 11 - іскрогасник;
- 12 - опорне кільце;
- 13 - засипання;
- 14 - футеровка;
- 15 - перехідна льотка;
- 16 - копильник;
- 17 - випускний отвір для шлаків;
- 18 - випускний отвір для чавуну.

Рис. 1.1 Сучасна вагранка з копильником

Основні частини вагранки – горн (нижня частина вагранки до фурм), фурменний пояс, шахта, завантажувальне (колошникове) вікно, димар з іскрогасником.

Фундамент. Фундамент під вагранку споруджується з бетону або бутового мурування. Розміри фундаменту в плані визначаються виходячи із допустимого тиску на ґрунт. При розрахунку враховується вага вагранки, заповненої шихтовими матеріалами, а також частина ваги завантажувальних пристроїв, що опираються на вагранку. Глибина залягання фундаменту вибирається відповідно

до потреб будівельної техніки. Під вагранку й копильник виконується загальний фундамент, з ним зв'язується також обмуровування приямка для ковшів, що подаються під заливання. Опорна поверхня фундаменту під вагранкою розташовується на 100-200 мм нижче підлоги цеху. Утворюючі заглиблення, заповнюються піском для захисту фундаменту від впливу гарячих матеріалів, що випадають з вагранки при її вибивці. На фундамент вагранка може опиратися безпосередньо колонами. У фундамент заливаються анкерні болти, які входять у отвори в фланцях колон.

Фундаментна плита. Вагранки більших розмірів зазвичай опираються на фундамент не безпосередньо колонами, а фундаментною плитою. Фундаментна плита робиться звареною зі швелерів або литою із чавуну, товщиною близько 20 мм із посиленими ребрами. Вона кріпиться до фундаменту анкерними болтами, а колони, у свою чергу, кріпляться болтами до фундаментної плити. [6]

Колони. Колони вагранок виготовляються звареними із прокатних профілів і труб і литими зі сталі або чавуну порожнього циліндричного перетину. Перетин колон робиться з більшим запасом міцності. Для запобігання від нагрівання при вибивці вагранки колони оточуються залізними кожухами із зазором 20 - 30 мм на сторону. Зазор між кожухом та колоною заповнюється піском. Висота колон вибирається з міркувань зручності обслуговування нижньої частини вагранки. Вагранки із продуктивністю до 5 т/годину зазвичай мають висоту колон від 800 до 1250 мм. У вагранок продуктивністю в 10 т/година і більше ця висота збільшується. [6]

Подова плита. Подова плита кріпиться до колон болтами. Вона служить опорою для всієї вагранки й повинна мати достатню міцність і твердість. Подові плити виготовляються зазвичай квадратними. Це дає можливість установити колони по кутах плити й збільшити вільну площу під вагранкою. Подові плити виготовляються литими із чавуну або сталі товщиною 30 - 40 мм. Для більшої міцності вони підсилюються ребрами. Застосовуються також зварені подові плити. Основа звареної плити виконується зі швелера або двотавра, до якого зверху приварюється лист товщиною 16 - 20 мм із отвором відповідно до

внутрішнього діаметру вагранки. Вагранки більшого розміру вимагають механізованого закривання днища. Підйом днища здійснюється завалочним краном або спеціальними пристроями. При роботі вагранки днище повинно бути жорстко й міцно закріплене в закритому положенні. При вибивці вагранки повинно бути забезпечене миттєве й повне відкривання днища з деякої відстані щоб уникнути травмування робітника розпеченими матеріалами, які випадають.

Робоча площадка. Робоча площадка для обслуговування фурм устанавлюється на рівні подової плити на самостійних колонках або кріпиться до вагранки. Другий спосіб переважніший тому що колони загороджують підхід до вагранки. [6]

Кожух вагранки. Кожух вагранки виконується з листа товщиною від 6 до 12 мм залежно від розміру вагранки. Для підвищення міцності кожуха і підтримки футеровки по висоті вагранки до внутрішньої поверхні кожуха на відстані 0,5 - 1,0 м приварюються куточки, довжиною близько 400 мм із зазорами між ними, щоб не перешкоджати розширенню кожуха при нагріванні. На куточки кладуть литі чавунні або гнуті зі смугової сталі кільця товщиною 10 мм для підтримки футеровки. Ширина кільця повинна складати біля $\frac{3}{4}$ товщини футеровки [6].

У нижній частині кожуха прорізаються отвори для випускних льоток чавуну й шлаків, для фурм і розтопного або ремонтного вікна. Ремонтне вікно закривається литим або звареним люком. Іноді у люці ремонтного вікна виконується шлакова льотка.

У верхній частині кожуха прорізається завантажувальне вікно, розміри якого залежать від способу завантаження вагранки. При ручному завантаженні розміри вікна коливаються від 450*600 мм до 600*800 мм, а при механізованій від 1000*2500 мм до 1300*2700 мм. Більший розмір - більша висота вікна. Завантажувальне вікно закривається звареними дверми з футеровкою на внутрішній стороні. При механізованому завантаженні двері часто відсутні. Периметр завантажувального вікна підсилюється литою або звареною рамою, до якої кріпляться двері.

Футеровка вагранки. Зазвичай вагранки футеруються шамотною або напівкислою цеглою, а також терmostійкими основними матеріалами. Товщина футеровки приймається наступною залежно від діаметра вагранки:

Діаметр вагранки, мм ... до 500 до 1500 більше 1500

Товщина кладки, мм ... 125 – 180 200 – 250 300

Вагранка футерується у два шари, причому внутрішній шар виконується із цегли класу А, а зовнішній - із цегли класу Б. Між кожухом і футеровкою робиться зазор товщиною від 30 до 50 мм, що засипається піском або просіяним шлаком.

Для кладки застосовується спеціальна ваграночна (ДСТУ 3272 - 46) або стандартна цегла. Будівельний розчин повинен відповідати стійкості цегли, щоб попередити руйнування футеровки зі швів. Товщина шва не повинна перевищувати 1 мм. Останнім часом усе ширше застосовується набивна футеровка плавильної зони вагранки. Димар футерується в пів цегли. Під вагранки - набивний. [6]

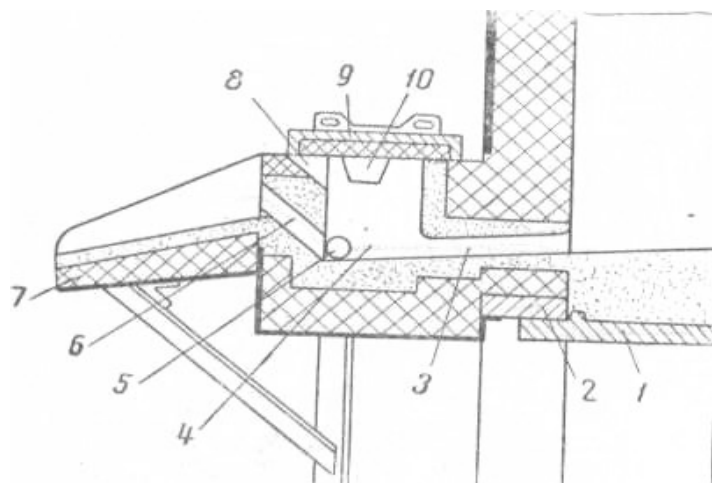
Верхня частина шахти безпосередньо біля завантажувального вікна піддається механічним ударам матеріалів що завантажуються. Тому в шахту на відстані 750 - 1000 мм нижче кромки завантажувального вікна встановлюються чавунні захисні сегменти з товщиною стінки до 40 мм. Захисні сегменти укладаються на опорне кільце з куточків або кріпляться болтами. Внутрішня порожнина захисних сегментів заповнюється кварцовим піском.

Фурменний пояс. Основна частина фурменного пояса — повітряна коробка прямокутного перетину. Найбільш рівномірний розподіл повітря по окружності вагранки виходить при підведенні повітря в коробку зверху двома патрубками, розташованими на діаметрально протилежних частинах коробки. Повітряна коробка, приклепана до кожуха, утруднює спостереження за його станом і ремонт при прогарі футеровки. Тому краще між повітряною коробкою й кожухом вагранки залишати проміжок в 100 - 200 мм. Рекомендується також верхню стінку коробки робити похилою, щоб на ній не збирався пил та сміття. Фурменні отвори можуть з'єднуватись безпосередньо з порожниною коробки або

набирати повітря через фурмені коліна, що відходять від її нижньої частини. У всіх випадках повинні бути передбачені пристрої для регулювання кількості повітря, що надходить у кожен фурму, і повного її перекриття. Регулювання дуття виконується за допомогою дросельних клапанів.

У задній частині копильника, поєднаного з вагранкою, виконано отвір, до якого приварюється перехідна льотка вагранки. льотка футерується й перекривається зверху цеглою, так щоб утворився замкнутий канал, по якому метал і шлаки безупинно стікають у копильник. У передній частині копильника є чавунні литі двері, що складаються по висоті із двох частин. Унизу вони починаються трохи нижче рівня поду, щоб при їхньому відкриванні з копильника могли витекти повністю залишки шлаків і чавуна. У нижній двері робиться льотка для випуску чавуну; до неї кріпиться жолоб. У верхньої двері на рівні перехідної льотки вагранки робиться оглядовий отвір для спостереження за витіканням чавуну й шлаків і прочищення льотки. Зверху копильник перекривається звареною або литою кришкою. Іноді в кришці копильника робиться люк, що закривається знімної чи круглої тією кришкою. У бічній частині копильника є отвір для випуску шлаків, оснащений шлаковою льоткою. Випускні жолоби футеруються цеглою й промащуються вогнетривкою глиною. Правильно підготовлена льотка повинна бути зовсім рівна, щоб метал стікав по ній спокійно. По закінченні випуску на ньому не повинно залишатися застиглих крапель чавуну. [6]

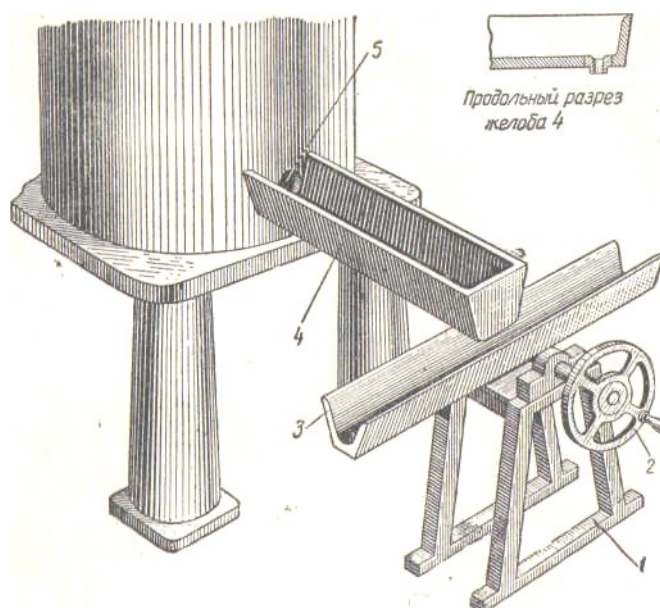
Поворотні копильники застосовуються, головним чином, у ливарних масового виробництва. Поворотний копильник являє собою барабанний ківш, установлений на спеціальних стійках під випускним отвором для чавуну. У поворотний копильник повинен стікати тільки метал без шлаків. Шлаки випускається через шлаковий випускний отвір або відокремлюється на жолобі за допомогою сифонного пристрою (рис. 1.2). В деяких конструкціях вагранок поворотний копильник перетворюється в невелику полум'яну піч, у якій здійснюється підігрів металу за допомогою газового пальника або мазутної форсунки [6].



1 – відкидне днище; 2 – подова плита; 3 – випускний отвір вагранки; 4 – коробка сифона; 5 – лютка для спуска залишку металу при зупинці вагранки; 6 – випускний отвір для чавуну; 7 – жолоб; 8 – аварійна щілина для виходу шлаків при переповненні коробки; 9 – кришка; 10 – отвір для спуска шлаків.

Рис. 1.2 Сифонний пристрій для відділення шлаків.

Безперервний випуск металу з вагранки може бути здійснений також за допомогою невеликого поворотного жолоба, як показано на рис. 1.3



1 – стійка; 2 – штурвал повороту жолоба; 3 – перекидний жолоб; 4 – жолоб вагранки; 5 – чавунна лютка.

Рис. 1.3 Перекидний жолоб вагранки.

Метал зливається в ківш, установлений на стенді під одним з кінців поворотного жолоба. На стенд під іншим кінцем жолоба ставиться порожній ківш. Коли один ківш наповниться, перекидний жолоб нахилиється убік іншого.

У ливарних цехах масового виробництва цей пристрій знаходить широке застосування, тому що він дозволяє зменшити кількість переливів металу й зберегти його температуру. [6]

Іскрогасник. Іскрогасник призначений для вловлювання твердих часток, що виносяться продуктами горіння через димар. При вильоті в атмосферу, ці розпечені частки, великий відсоток яких становить коксовий дріб'язок, загораються і створюють небезпеку для споруд, що перебувають поблизу. Тому жодна вагранка не повинна працювати без іскрогасника.

За принципом роботи іскрогасники діляться на сухі й мокрі. [6]

В сухих іскрогасниках осадження часток може відбуватися тільки під дією сили ваги (з потоку газів, що різко сповільнюють свій рух) або під впливом відцентрової сили.

Сухі іскрогасники виконуються трьох типів: вертикальні або циліндричні; горизонтальні або камерні та відцентрові (циклони). В іскрогасниках цього типу над димарем вагранки встановлюється відбивач або парасоль, литий із чавуну з вогнетривкою обмазкою або з жаротривких сплавів. Іноді труба перекривається цегельним склепінням. Призначення відбивача — поворот газів, що виходять із труби, на 90° . Це знижує швидкість газів. З-під відбивача газу попадають у порожнину іскрогасника, де знову роблять поворот на 90° і виходять через отвори в його верхній частині. Завдяки великому перетину іскрогасника й поворотам швидкість газів, що виходять із димаря, знижується, і тверді частки осідають на дно іскрогасника. Дно його робиться похилим для того, щоб осілий пил скочувався до випускної труби. Випускна труба (в іскрогасниках великих розмірів - дві труби) спускається до першого поверху, де пил висипається періодично в спеціальну вагонетку або ящик.

Вертикальні іскрогасники кріпляться на димарі вагранки. Цим обмежуються їхні розміри. Такі іскрогасники не завжди досить ефективні, особливо "наприкінці роботи вагранки, коли стовп матеріалів у шахті зменшуються й газу надходять у трубу більш гарячими й з більшими швидкостями.

Горизонтальний, або камерний, іскрогасник являє собою камеру, розділену на дві частини перегородкою, у нижній частині якої є прорізи для проходу газів. В одну частину камери виходить верхня частина димаря вагранки, друга частина має трубу, що повідомляється із зовнішньою атмосферою. Камерні іскрогасники споруджуються як частина будинку цеху й тому по розмірах можуть бути значно більше циліндричних. У камерних іскрогасниках здійснюється очищення продуктів горіння від пилу. Видалення пилу з камери здійснюється через спускную трубу.

У відцентрових іскрогасниках (циклонах) газам повідомляється рух по колу або спіралі. При цьому тверді частки під впливом сил інерції відкидаються до стінки циклона, гублять енергію внаслідок тертя об стінку й осідають на дно. При однаковому обсязі відцентрові іскрогасники трохи ефективніше циліндричних.

У мокрих іскрогасниках здійснюється охолодження ваграночних газів за допомогою води або пари. Прикладом може служити іскрогасник, показаний на рис. 1.14. Іскрогасник складається із двох водо охолоджених ковпаків. Вода надходить у верхній ковпак і зливається в нижній по трубці. Верхня частина ковпака 7 відкрита, і парка вода прохолоджує минаючі в щілину між ковпаками газу. Навколо ковпаків розташований відкритий зверху кожух, на дні якого є кільцева труба з отворами. Вода, що розприскує з її, змочує пил, що осідає на дні кожуха, звідки віддаляється через люк. [6]

Перевагою мокрих іскрогасників є малий розмір при високій ефективності дії. У той же час застосування води, особливо в областях країни з холодними зимами, ускладнюється внаслідок небезпеки замерзання води в трубах. Із цієї причини мокрі іскрогасники не одержали широкого поширення.

1.2. Робота вагранки

Перед початком роботи у вагранку через завантажувальне вікно завантажують кокс, що розпалюють дровами або природним газом. Коксу

завантажують стільки, щоб його рівень був вище осі фурм на 500—700 мм. Отриманий шар коксу називають холостою колошею. Для холостої колоші використовують найбільш великі куски коксу, що забезпечує одержання більш гарячого металу на початку роботи вагранки. Після розпалу холостої колоші дровами або природним газом у вагранку подається дуття, після чого фурми закриваються. У цей момент кокс починає інтенсивно горіти, і холоста колоша в районі фурм розігривається до температури 1400—1500 °С. Після продувки холостої колоші дуття припиняють, відкривають фурми і у вагранку при необхідності засипають кокс до одержання необхідної висоти холостої колоші. [6]

На підготовлену в такий спосіб холосту колошу завантажують першу металеву колошу, на неї першу робочу коксову колошу. Далі вагранку завантажують по черзі металевими й коксовими колошами аж до завантажувального вікна вагранки. У кожен металеву колошу додають флюс (вапняк, основні мартенівські шлаки, плавиковий шпат) для утворення необхідного хімічного складу ваграночних шлаків. Опшлаковується зола коксу, футеровка, пригар з ливників.

По закінченні завантаження вмикають повітряний вентилятор. Повітря надходить через фурми в холосту коксову колошу. Починається інтенсивний процес горіння з виділенням великої кількості теплоти. Перша чавунна колоша, розташована безпосередньо на розпеченому коксі, починає плавитися. Краплі й струмок рідкого металу стікають по кусках коксу і між ними до поду. Сюди ж стікають і шлаки, що утворилися. Через перехідну лютку метал і шлаки надходять у копильник. Коли рівень шлаків досягне необхідної висоти, відкривають шлакову лютку й шлаки випускають із копильника. Потім випускають метал через металеву лютку.

До моменту розплавлення першої металевої колоші рівень холостої колоші знижується. Для одержання чавуну з постійною температурою й постійним хімічним складом висота робочої коксової колоші повинна бути рівною висоті, на яку зменшилася холоста колоша. Тоді кожна наступна

металева колоша плавиться на одній і тій же висоті. Рух колош відбувається безупинно. [5]

Для підтримки постійної висоти стовпа матеріалів у шахту завантажують метал, кокс і флюс. У вагранці гарячі гази, що утворюються при горінні коксу, піднімаються, а матеріали опускаються (принцип протитечії). Внаслідок цього відбувається інтенсивна теплопередача між газами й матеріалами, що завантажують у піч. Металева колоша, опускаючись по шахті, поступово нагрівається до температури плавлення й плавиться.

Гарячі гази при русі нагору, зустрічаючись із усе більше холодними металевими колошами, охолоджуються. Використання теплоти газів підвищує КПД вагранки. У вагранці витрачається коксу 10-15% маси металозавалки.

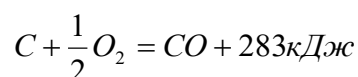
З умов техніки безпеки при кожному припиненні подачі дуття у вагранку негайно відкриваються фурми. Це виключає утворення в повітропроводі вибухонебезпечної газозовдушною суміші через проникання з вагранки газів, що містять оксид вуглецю. [6]

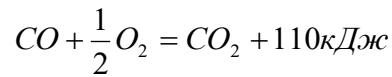
1.3. Металургійні процеси під час плавки у вагранці

У шахті вагранки постійно знаходяться дві групи матеріалів. Перша група - металева шихта, паливо, флюси, друга - ваграночні гази CO, CO₂, N₂ та ін. Холодна шихта опускається вниз, а нагріті до високої температури гази піднімаються уверх і нагрівають шихту. Крім процесу теплопередачі між газовою фазою і шихтою протікають хімічні процеси. [3]

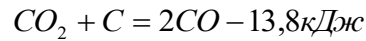
Після розплавлення металевої частини шихти рідкий чавун взаємодіє із шлаком і твердим паливом. При цьому у горні і накоплювачі протікають окислювально - відновлювальні процеси.

Основною згораючою складовою частиною коксу є вуглець, що згоряє:





При високих температурах оксид вуглецю CO_2 може вступити в реакцію з вуглецем коксу:



Ця реакція протікає з вбиранням теплоти, а тому шкідлива для вагранкового процесу. Про повноту згорання палива роблять висновок по співвідношенню кількості CO і CO_2 у газах, що відходять.

У процесі плавки чавуну у вагранці протікають складні фізико-хімічні процеси, що визначають якість рідкого металу.

Для полегшення аналізу вагранку умовно розділяють на п'ять зон (рис.1.3) : I - шахта вагранки; II - зона плавлення; III - редуційна зона (зона перегріву); IV - киснева зона (зона форм); V - горн вагранки [3].

У зоні I твердий метал нагрівається газами, що підіймаються знизу, і може вступати у реакцію з газовою фазою, яка містить CO , CO_2 , H_2 , H_2O і SO_2 . При взаємодії з CO і CO_2 залізо вбирає вуглець і на поверхні окислюється: $Fe + CO_2 = FeO + Co$.

У зв'язку з цим великі куски металу окислюються менше від малих. Особливо сильно окислюються дрібний лом і стружка.

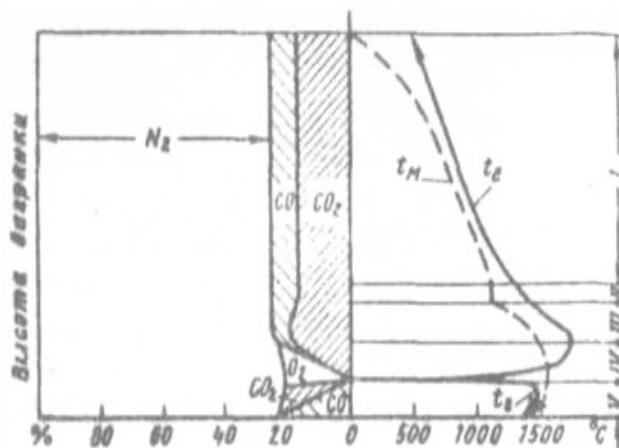


Рис. 1.3 Загальна схема вагранкового процесу при роботі з закритим накоплювачем або міксером : I, II, III, IV, V - зони вагранки (t_m - температура металу; t_r - температура газу).

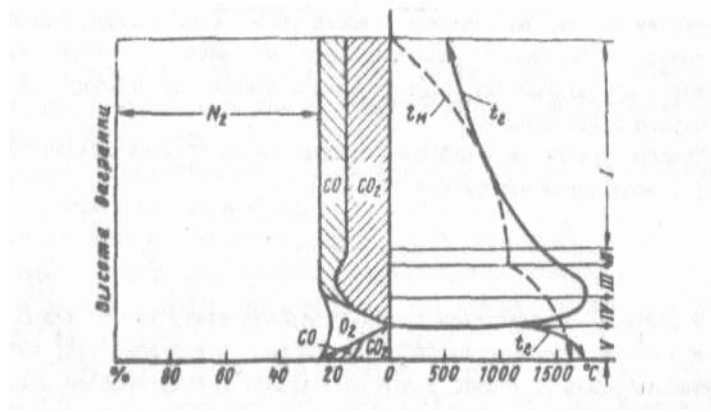
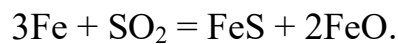


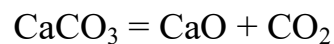
Рис. 1. 4 Загальна схема вагранкового процесу при роботі з відкритим накоплювачем (відкритою шлаковою льоткою у накоплювачі): I, II, III, IV, V - зони вагранки (t_m - температура металу, t_r - температура газу)

Можуть окислюватись кремній і марганець за реакціями:

Поверхня кусків шихти може насичуватись сіркою:



Вапняк при нагріванні дисоціює на CaO і CO₂:

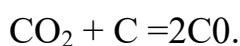


Якщо куски вапняку дуже великі, то дисоціація не закінчується і він опускається нижче.

У зоні II куски металу оплавляються. Металургійні процеси аналогічні процесам зони I. Більш інтенсивно протікає процес насичення крапель металу сіркою і вуглецем із коксу.

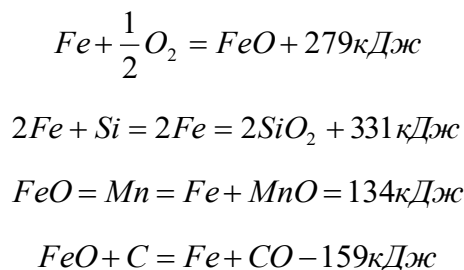
У зоні III атмосфера, так само, як і у перших двох, слабо окислювальна. Краплі металу швидко нагріваються газами з високою температурою і згорають коксом. На поверхні крапель утворюються оксиди, розчиняються у краплях і передають кисень кремнію марганцю і частково вуглецю. Крім того, краплі металу, контактуючи з коксом, продовжують насичуватись сіркою і вуглецем.

Температура газів у цій зоні знижується за рахунок віддачі теплоти металу і протікання ендотермічної реакції:



У цій зоні відбувається процес утворення шлаку із CaO і SiO₂.

У зоні IV атмосфера більш окислювальна, ніж у зоні III, внаслідок присутності вільного кисню. У цій зоні краплі металу продовжують нагріватись, стікаючи по розжареному коксу, і у результаті протікання екзотермічних реакцій окислення кремнію і марганцю:



При нагріванні металу до температури приблизно 1470...1500°C кисень передається головним чином кремнію і марганцю. При більш сильному нагріванні вигоряння кремнію і марганцю припиняється і окислюється вуглець.

У зоні IV протікає найбільш інтенсивне насичення заліза вуглецем і закінчується утворення шлаку.

У зоні V газова фаза складна. У верхній частині горна - окислювальна, усередині - слабо окислювальна, у подини - нейтральна. Вплив газової фази залежить від рівня металу і шлаку, що збираються у горні вагранки. Чим вищий рівень шлаку, чим товстіший його шар, тим повільніше проходить процес окислення металу.

У горні вагранки відбувається продовження розчинення вуглецю у рідкому чавуні, якщо концентрація вуглецю не перейшла за межу насичення у зонах III і IV.

Межа насичення визначається точкою евтектики, шр обраховують за такою формулою:

$$C_e = 4,3 - 0,3 \cdot (Si + P), \%$$

У накоплювачі подовжуються хімічні процеси передачі кисню від оксиду заліза кремнію, марганцю та іншим елементам, продукти окислення яких видаляються в шлак.

Процеси, що протікають у накоплювачі у залежності від його конструкції, показані на рис. 1. 15, 1. 16.

Метал і шлак - це дві рідкі фази, що не змішуються, а тому між ними проходить процес урівноваження концентрацій розчинених у них речовин у відповідності з коефіцієнтом розподілення. До цих речовин відносяться FeS, MnS, FeO та ін.

У процесі плавки чавуну у вагранці відбувається угар 10... 25% кремнію, 15...30% марганцю, 10... 25% хрому. Нікель, мідь, кобальт практично не пригоряють. Вуглець частково окислюється, але разом з цим протікає процес його розчинення у металі. Тому чавун, як правило, насичується вуглецем до евтектичного складу. Для одержання низько вуглецевого чавуну необхідні спеціальні заходи (зменшення висоти горна, збільшення кількості сталюого лому у шихті тощо) [3].

Певний вплив на якість плавки чавуну і процес плавки справляє шлак, то утворюється під час плавки. Шлак утворюється із оксидів кремнію, марганцю, заліза та інших елементів - 1...2% (пісок із шихтових матеріалів 2,25...2,75%, оплавлення футеровки 0,4...4%, зола палива 1...2%, флюси 2...4%). Усього одержують шлак у кількості 5...10% маси металу. У склад шлаку входять оксиди CaO, SiO, Al₂O₃, MnO, FeO, MgO, Cr₂O₃, P₂O₆ та ін., сульфід FeS, MnS, Cas. Проте основні складові частини шлаку SiO₂, Al₂O₃, CaO [3].

При кислому процесі плавки як флюс використовують вапняк 3...4%. Утворюється кислий шлак, у складі якого переважає SiO₂ (40...60%), знаходиться Al₂O₃ (20...10%), 10...30% CaO + MgO. При основному процесі для утворення шлаку дають до 7...10% вапняку. Шлак при цьому має склад: 20...30% SiO₂, 40...50% CaO, 5...10% Al₂O₃, 10...15% MgO. [3]

У шлак потрапляє також залізо у кількості 0,2...0,6% маси металу.

Від складу шлаку залежить його колір, структура, рідина текучість; SiO₂ надає шлаку скловидного вигляду, FeO і MnO - темного, майже чорного кольору, CaO - світлого кольору і крихкості.

Хімічний склад шлаку характеризується його основністю, яка визначає хімічну активність. Основність ваграночного шлаку визначається за таким співвідношенням:

$$O_{\text{в.ш.}} = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$$

Основність кислого шлаку рівна 0,4...0,8; нейтрального - 0,8...1,2; основного - 1,2...2,0.

Основність шлаку для вагранки більше 2 не рекомендується, оскільки при цьому різко підвищується в'язкість і температура плавлення. При кислому шлаку угар кремнію зменшується, а марганцю збільшується. Кислий шлак мало активний і не зв'язує сірку і фосфор.

Основний шлак більш активний і сприяє зменшенню сірки на 40... 50% (до 0,06...0,08%) і фосфору на 30...40%. Основний шлак має більшу в'язкість і температуру плавлення, що вимагає додаткових витрат палива. можливі порушення ходу плавки (намерзання шлаку усередині вагранки, погане відділення шлаку від металу).

Для підвищення текучості шлаку додають плавиковий шпат (CaF_2), але він роз'їдає футеровку.

Чим вище рідина текучість шлаку, тим менше шкідливих домішок у чавуні.

2. РОЗРАХУНОК ВАГРАНКИ

2.1. Вихідні дані

Відносна витрата вапняку дорівнює 3,5% від маси металозавалки, вміст у вапняку: $CO_2 = 41,9\%$; $H_2O = 0,8\%$; $CaO = 54,1\%$; $SiO_2 = 1\%$; $Al_2O_3 = 1,1\%$; $Fe_2O_3 = 0,9\%$; $FeS = 0,2\%$.

Хімічний склад коксу [2]: $C = 80,9\%$; $H_2O = 3\%$; Золи = 13,4% ; $S = 1 > 3\%$; Л = 1,9%.

Хімічний склад золи коксу [4] : $SiO_2 = 54,0\%$; $Al_2O_3 = 27\%$; $CaO = 3,0\%$; $Fe_2O_3 = 11,4\%$; $MgO = 1,2\%$; $MnO = 1,1\%$; $P_2O_5 = 0,3\%$; $SO_3 = 2,0\%$.

Хімічний склад летючих коксу: $CO_2 = 35\%$; $CO = 37\%$; $CH_4 = 4\%$; $H_2 = 6\%$; $N_2 = 18\%$.

Хімічний склад металеві частини шихти: $C = 3,33\%$; $Si = 2,62\%$; $Mn = 0,65\%$; $P = 0,3\%$; $S = 0,15\%$; $Fe = 92,95\%$.

Хімічний склад чавуну: $C = 3,36\%$; $Si = 2,25\%$; $Mn = 0,68\%$; $P = 0,3\%$; $S = 0,1\%$; $Fe = 93,31\%$.

Визначаємо угар/пригар:

$$C = \frac{3,33 - 3,36}{3,33} \cdot 100 = -0,9\%$$

$$Si = \frac{2,62 - 2,25}{2,62} \cdot 100 = 14\%$$

$$Mn = \frac{0,65 - 0,68}{0,65} \cdot 100 = -4,6\%$$

2.2. Розрахунок основних розмірів вагранки

Внутрішній діаметр вагранки:

$$D = \sqrt{\frac{G_n \cdot L_\alpha \cdot K}{4,71 \cdot L'_\alpha}}$$

де G_n - продуктивність вагранки, $G_n = 5$ т/год;

L_α - кількість повітря, необхідного для спалювання 1 кг коксу,

$$L_\alpha = 6,5 \dots 6,8 \frac{\text{нм}^3}{\text{кг}};$$

K - витрата коксу в робочих колошах в відсотках від метало завалки,

$$K = 13\% ;$$

$$L'_\alpha - \text{питома витрата повітря, } L'_\alpha = 120 \frac{\text{м}^3}{\text{хв}} .$$

$$D = \sqrt{\frac{5 \cdot 6,7 \cdot 13}{4,71 \cdot 130}} = 900 \text{ мм}$$

Корисна висота вагранки:

Представляє собою відстань між віссю нижнього основного ряду фурм і порогом завалочного вікна.

$$H_{\text{пол.}} = 5 \cdot D$$

де D - внутрішній діаметр вагранки, $D = 900 \text{ мм} = 0,9 \text{ м}$.

$$H_{\text{пол.}} = 5 \cdot 0,9 = 4,5 \text{ м}$$

Відстань від поду до нижнього ряду фурм H_ϕ залежить від конструкції вагранки. Для нашої вагранки приймаємо $H_\phi = 250 \text{ мм}$

Товщину набивного поду приймаємо 180 мм

Тиск дуття:

$$P = \frac{(L'_\alpha)^2}{A} \cdot (H_{\text{пол.}} + 0,25 \cdot D)$$

де A - коефіцієнт, який залежить від щільності укладки шихти, для того щоб нам його знайти треба знати ε - питому масу кусків матеріалу;

$$\varepsilon = \frac{(\gamma_m - \gamma_u)}{\gamma_m}$$

де γ_m - питома маса кусків матеріалу, $\gamma_m = 7 \frac{\text{т}}{\text{м}^3}$;

γ_u - питома маса рідкого скла, $\gamma_u = 2 \frac{\text{т}}{\text{м}^3}$.

$$\varepsilon = \frac{(7-2)}{7} = 0,71$$

Знаючи, що $\varepsilon = 0,71$ за допомогою літератури [3] знаходимо $A = 148$.

$$P = \frac{120^2}{148} \cdot (4,5 + 0,25 \cdot 0,9) = 460$$

Внутрішній діаметр копильника дорівнює внутрішньому діаметру вагранки D , а вміст копильника – годинній продуктивності вагранки G_n . Звідси знаходимо висоту метало приймача копильника:

$$H_m = \frac{4 \cdot G_n \cdot 10^3}{\pi \cdot \rho_m \cdot D^2} + b$$

де ρ_m - густина рідкого металу, $\rho_m = 7000 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$;

b - мінімальна відстань від найвищого рівня металу до вісі шлакової льотки, приймаємо $b = 0,08 \text{ м}$

$$H_m = \frac{4 \cdot 5 \cdot 10^3}{3,14 \cdot 7000 \cdot 0,9^2} + 0,08 = 1,2$$

Діаметр чавунної льотки приймаємо $d_q = 19 \text{ мм}$

Діаметр шлакової льотки приймаємо $d_{ш} = 40 \text{ мм}$

2.3. Розрахунок матеріального балансу

Рівняння матеріального балансу:

$$g_{м./з.} + g_{к.} + g_{ван.} + g_{нов.} + g_{фут.} = g_{ч.} + g_{ш.} + g_{к.з.} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

де $g_{м./з.}$ - витрати металу завалки $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$;

$g_{к.}$ - витрати коксу $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$;

$g_{ван.}$ - витрати вапняку $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$;

$g_{нов.}$ - витрати повітря дуття $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$;

$g_{фут.}$ - витрати футеровки, що переходить в шлак $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

$g_{ч.}$ - вихід чавуну $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

$g_{ш.}$ - вихід шлаку $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

$g_{к.г.}$ - вихід колошникових газів $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$.

Прибуткова частина.

Розраховуємо відносну витрату коксу:

$$m_k = \frac{m_c}{0,01 \cdot c_k} \text{ \% \% від маси метало завалки}$$

де m_c - відносна витрата вуглецю коксу, \% \% від маси метало завалки;

c_k - вміст вуглецю в коксі, \% за масою.

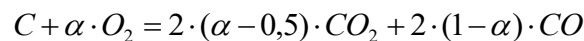
$$m_k = \frac{12}{0,01 \cdot 81,7} = 14,68 \text{ \% \% від маси метало завалки}$$

Розрахуємо коефіцієнт надлишку повітря:

$$\alpha = \frac{2,4}{m_k} + 0,58$$

$$\alpha = \frac{2,4}{14,68} + 0,58 = 0,74$$

Витрату вуглецю знаходимо згідно з реакцією горіння у вагранці:



$$g_c = \frac{12 \cdot L'_\alpha \cdot 0,21}{22,4 \cdot \alpha} \frac{кг \cdot c}{м^2 \cdot хв}$$

L'_α - питома витрата повітря $\frac{нм^3}{м^2 \cdot хв}$;

0,21 – вміст кисню в повітрі.

$$g_c = \frac{12 \cdot 120 \cdot 0,21}{22,4 \cdot 0,74} = 18,243 \frac{кг \cdot c}{м^2 \cdot хв}$$

Розрахуємо витрату коксу:

$$g_k = \frac{g_c}{0,01 \cdot c_k} \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

$$g_{к.} = \frac{18,243}{0,01 \cdot 81,7} = 22,33 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Розрахуємо витрату металозавалки:

$$g_{м./з.} = \frac{100 \cdot g_{к.}}{m_{к.}} \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

$$g_{м./з.} = \frac{100 \cdot 22,33}{14,68} = 152,106 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Розрахуємо витрату вапняку:

$$g_{вап.} = 0,01 \cdot \%Вапн. \cdot g_{м./з.} \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

де $\%Вапн.$ – витрата вапняку в $\% \%$ від маси метало завалки;

$$g_{вап.} = 0,01 \cdot 3 \cdot 152,106 = 4,463 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Розрахуємо витрату повітря:

$$g_{пов.} = L'_\alpha \cdot \rho_{пов.} \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

де $\rho_{пов.}$ - густина повітря, $\rho = 1,29 \frac{кг}{м^3}$

$$g_{пов.} = 120 \cdot 1,29 = 154,8 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Кількість футеровки, що переходить в шлак згідно різних літературних джерел [2] складає 0,5...0,8% від маси металозавалки. Через те, що ця величина відносно невелика, а визначити її теоретично не представляється можливим, то для розрахунків можемо прийняти фіксоване значення кількості футеровки, що переходить в шлак $\%Ф = 0,74\%$ від маси метало завалки.

В перерахунку на площу поперечного перерізу вагранки маємо:

$$g_{ф.} = g_{м./з.} \cdot 0,01 \cdot \%Ф \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

$$g_{ф.} = 152,108 \cdot 0,01 \cdot 0,74 = 1,13 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Витратна частина.

Розрахуємо вихід чавуну:

$$g_{ч.} = g_{м./з.} - g_{Si} - g_{Mn} - g_{Fe} - g_{H.B.} \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

де $g_{M./з.}$ - витрати металу завалки $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

g_{Si} - кількість кремнію $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

g_{Mn} - кількість марганцю $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

g_{Fe} - кількість заліза $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$;

$g_{H.B.}$ - кількість неметалевих включень, що окислюються в окислювальній зоні вагранки $\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$.

$$g_{Si} = g_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Si_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Y_{Si} \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

де Y_{Si} - відносний угар кремнію % по масі:

$$Y_{Si} = \frac{2,62 - 2,25}{2,62} \cdot 100 = 14,122$$

$$g_{Si} = 152,106 \cdot 0,01 \cdot 2,62 \cdot 0,01 \cdot 14,122 = 0,56 \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_{Mn} = g_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Mn_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Y_{Mn} \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

де Y_{Mn} - відносний угар марганцю % по масі:

$$Y_{Mn} = \frac{0,65 - 0,68}{0,65} \cdot 100 = -4,615$$

$$g_{Mn} = 152,106 \cdot 0,01 \cdot 0,65 \cdot 0,01 \cdot -4,615 = 0,045 \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_{Fe} = g_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Fe_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot Y_{Fe} \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

де Y_{Fe} - відносний угар заліза % по масі:

$$Y_{Fe} = \frac{92,95 - 93,31}{92,95} \cdot 100 = -0,38$$

$$g_{Fe} = 152,106 \cdot 0,01 \cdot 92,95 \cdot 0,01 \cdot -0,38 = 0,53 \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_{H.B.} = g_{M./з.} \cdot 0,01 \cdot H.B._{M./з.} \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_{H.B.} = 152,106 \cdot 0,01 \cdot 0,2 = 0,3 \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_u = 152,106 - 0,56 - 0,045 - 0,53 - 0,3 = 150,671 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Розраховуємо вихід шлаку:

$$g_{ш.} = g_{SiO_2ш.} + g_{MnOш.} + g_{FeOш.} + g_{вапн.ш.} + g_{з.к.ш.} + g_{H.B.} + g_{\Phi} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

- де $g_{SiO_2ш.}$ - кількість утворившогося SiO_2 шлаку за реакцією $Si + O_2 = SiO_2$;
- $g_{MnOш.}$ - кількість утворившогося MnO шлаку за реакцією $Mn + 0,5O_2 = MnO$;
- $g_{FeOш.}$ - кількість утворившогося FeO шлаку за реакцією $Fe + 0,5O_2 = FeO$;
- $g_{вапн.ш.}$ - кількість вапняку, що переходить в шлак;
- $g_{з.к.ш.}$ - кількість золи коксу, що переходить в шлак;
- $g_{H.B.}$ - кількість неметалевих включень, що окислюються в окислювальній

зоні вагранки $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$;

$g_{фут.}$ - витрати футеровки, що переходить в шлак $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$.

$$g_{SiO_2ш.} = g_{Si} \cdot \frac{60}{28} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{SiO_2ш.} = 0,56 \cdot \frac{60}{28} = 1,2 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{MnOш.} = g_{Mn} \cdot \frac{71}{55} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{MnOш.} = 0,045 \cdot \frac{71}{55} = 0,06 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{FeOш.} = g_{Fe} \cdot \frac{72}{56} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{FeOш.} = 0,53 \cdot \frac{72}{56} = 0,68 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{вапн.ш.} = g_{вап.} \cdot 0,01 \cdot (100 - \%CO_{2вап.} - \%H_2O_{вап.}) \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

де $\%CO_2$ - вміст в вапняку CO_2 % за масою;

$\%H_2O$ - вміст в вапняку H_2O % за масою;

$$g_{вапн.ш.} = 4,463 \cdot 0,01 \cdot (100 - 41,9 - 0,8) = 2,557 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{з.к.ш.} = 0,01 \cdot A^P \cdot g_k \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{з.к.ш.} = 0,01 \cdot 12,5 \cdot 22,33 = 2,79 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{ш.} = 1,2 + 0,06 + 0,68 + 2,557 + 2,79 + 0,3 + 1,13 = 8,627 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Масовий вихід колошникового газу:

$$g_{к.г.} = g_{CO,к.} + g_{CO_2,к.} + g_{N_2,дутьтя} + g_{CO_2,вап.} + g_{л.к.} + g_{H_2O,к.г.} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

де $g_{CO,к.}$ - джерело утворення колошникового газу CO ;

$g_{CO_2,к.}$ - джерело утворення колошникового газу CO_2 внаслідок окислення вуглецю коксу;

$g_{N_2,дутьтя}$ - джерело утворення азоту;

$g_{CO_2,вап.}$ - джерело утворення CO_2 вапняку;

$g_{л.к.}$ - джерело утворення летючого коксу;

$g_{H_2O,к.г.}$ - загальна кількість колошникового газу.

Розрахуємо утворення колошникового газу CO :

$$g_{CO,к.} = \frac{g_c}{12} \cdot 2 \cdot (1 - \alpha) \cdot 28 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{CO,к.} = \frac{18,243}{12} \cdot 2 \cdot (1 - 0,74) \cdot 28 = 22,135 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення колошникового газу CO_2 :

$$g_{CO_2,к.} = \frac{g_c}{12} \cdot 2 \cdot (1 - \alpha) \cdot 44 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{CO_2,к.} = \frac{18,243}{12} \cdot 2 \cdot (1 - 0,74) \cdot 44 = 32,108 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення азоту:

$$g_{N_2,дутьтя} = 0,01 \cdot \%N_2 \cdot L'_\alpha \cdot \frac{28}{22,4} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{N_2,дутьтя} = 0,01 \cdot 79 \cdot 120 \cdot \frac{28}{22,4} = 118,45 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення CO_2 вапняку:

$$g_{CO_2, \text{вип.}} = g_{\text{вип.}} \cdot 0,01 \cdot \%CO_{2\text{вип.}} \cdot \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{CO_2, \text{вип.}} = 4,463 \cdot 0,01 \cdot 41,9 = 1,87 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення летючого коксу:

$$g_{\text{л.к.}} = g_k \cdot 0,01 \cdot \%Л \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{\text{л.к.}} = 22,33 \cdot 0,01 \cdot 1,9 = 0,42 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо загальну кількість вологи колошникового газу:

$$g_{H_2O, \text{к.з.}} = g_{H_2O_k} + g_{H_2O, \text{вип.}} + g_{H_2O, \text{дутьтя}} + g_{H_2O, \text{м./з.}} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

де $g_{H_2O_k}$ - джерело утворення вологи коксу $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$

$g_{H_2O, \text{вип.}}$ - джерело утворення вологи вапняку $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$

$g_{H_2O, \text{дутьтя}}$ - джерело утворення вологи дутьтя $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$

$g_{H_2O, \text{м./з.}}$ - джерело утворення вологи металозавалки $\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}.$

Розрахуємо утворення вологи коксу:

$$g_{H_2O_k} = g_k \cdot 0,01 \cdot \%H_2O_k \cdot \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{H_2O_k} = 22,33 \cdot 0,01 \cdot 3\% = 0,6699 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення вологи вапняку:

$$g_{H_2O, \text{вип.}} = g_{\text{вип.}} \cdot 0,01 \cdot \%H_2O_{\text{вип.}} \cdot \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{H_2O, \text{вип.}} = 4,463 \cdot 0,01 \cdot 0,8 = 0,036 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення вологи дутьтя:

$$g_{H_2O, \text{дутьтя}} = 0,01 \cdot H_2O_{\text{дутьтя}} \cdot L'_\alpha \cdot \frac{18}{22,4} \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

$$g_{H_2O, \text{дутьтя}} = 0,01 \cdot 0,018 \cdot 120 \cdot \frac{18}{22,4} = 0,02 \frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}};$$

Розрахуємо утворення вологи метало завалки:

$$g_{H_2O, м./з.} = g_{м./з.} \cdot 0,01 \cdot \% H_2O_{м./з.} \cdot \frac{кг}{м^2 \cdot хв};$$

$$g_{H_2O, м./з.} = 152,106 \cdot 0,01 \cdot 0 = 0 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}.$$

$$g_{H_2O, к.з.} = 0,6699 + 0,036 + 0,77 + 0 = 1,47 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

$$g_{к.з.} = 22,135 + 32,108 + 118,45 + 1,87 + 0,42 + 0,6699 = 175,55 \frac{кг}{м^2 \cdot хв}$$

Перевіримо чи вірно розрахований матеріальний баланс, при чому прибуткова частина повинна дорівнювати витратній частині:

$$152,106 + 22,33 + 4,463 + 154,8 + 1,13 = 150,671 + 8,627 + 175,55$$

$$334,9 = 334,9$$

Як видно з розрахунків матеріальний баланс розраховано вірно.

Розрахунки матеріального балансу зведемо у таблицю 2.1.

Таблиця 2.1. Матеріальний баланс ваграночної плавки.

№ п.п.	Прибуток	$\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$	% за масою	№ п.п.	Видаток	$\frac{кг}{м^2 \cdot хв}$	% за масою
1	Метало						
2	завалка	152,106	45,4	1	Чавун	150,671	44,999
3	Кокс	22,33	6,7	2	Шлак	8,627	2,59
4	Вапняк	4,463	1,3	3	Колошникові		
5	Повітря	154,8	46,3		гази	175,55	52,429
	дугтя	1,13	0,3				
	Футеровка						
	Σ	334,83	100		Σ	334,83	100

Щоб розрахувати об'ємну витрату компонентів колошникового газу,

необхідно перевести отриманні значення масового виходу в $\frac{н \cdot м^3}{м^2 \cdot хв}$. Для цього

отримане значення ми ділимо на мольну масу компонента і множимо на об'єм одного моля газу 22,4 л.

$$V_{CO_2} = \frac{g_{CO_2к} + g_{CO_2ван}}{44} \cdot 22,4 = \frac{32,108 + 1,87}{44} \cdot 22,4 = 17,29 \frac{н \cdot м^3}{м^2 \cdot хв}$$

$$V_{CO} = \frac{g_{COк}}{28} \cdot 22,4 = \frac{22,135}{28} \cdot 22,4 = 17,7 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

$$V_{N_2} = \frac{g_{N_2к}}{28} \cdot 22,4 = \frac{118,45}{28} \cdot 22,4 = 94,76 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

$$V_{CO_2\text{вип}} = \frac{g_{CO_2\text{вип}}}{44} \cdot 22,4 = \frac{1,87}{44} \cdot 22,4 = 0,952 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

$$V_{Л.К.} = \frac{g_{Л.К.}}{28,56} \cdot 22,4 = \frac{0,42}{28,56} \cdot 22,4 = 0,33 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

$$V_{H_2O\text{вип.}} = \frac{g_{H_2O\text{вип.}}}{18} \cdot 22,4 = \frac{0,036}{18} \cdot 22,4 = 0,0448 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

$$V_{H_2O\text{кол.}} = \frac{g_{H_2O\text{кол.}}}{18} \cdot 22,4 = \frac{0,6699}{18} \cdot 22,4 = 0,83 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

Загальний об'єм колошникових газів:

$$V_{к.з.} = V_{CO_2} + V_{CO} + V_{N_2} + V_{CO_2\text{вип.}} + V_{Л.К.} + V_{H_2O\text{вип.}} + V_{H_2O\text{кол.}}$$

$$V_{к.з.} = 17,29 + 17,7 + 94,76 + 0,952 + 0,33 + 0,0448 + 0,83 = 131,9 \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$$

Кількість та хімічний склад колошникового газу зведемо в таблицю 2.2:

Таблиця 2.2 Кількість та хімічний склад колошникового газу.

Компонент	CO_2	CO	N_2	H_2O	Л. К.	Σ
$V_i \frac{H \cdot M^3}{M^2 \cdot хв}$	17,29	17,7	94,76	0,83	0,33	130,918
% за об'ємом	13,2	13,52	72,38	0,65	0,25	100
$g_i \frac{кг}{M^2 \cdot хв}$	32,108	22,135	118,45	0,67	0,42	173,783
% за об'ємом	18,48	12,737	68,159	0,385	0,24	100

2.4. Розрахунок теплового балансу

Для визначення статей теплового балансу складемо його рівняння:

$$Q_{х.к} + Q_{ф.д} + Q_{екз.} + Q_{ш.л.утв.} = Q_{ч} + Q_{ш} + Q_{к.з.} + Q_{розкл.вип.} + Q_{вип.вол.} + Q_{втр} \frac{кДж}{M^2 \cdot хв}$$

де $Q_{x.k}$ - теплота згорання коксу $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{ф.д}$ - фізична теплота повітря дуття $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{екз.}$ - Теплота екзотермічних реакцій; $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$

$Q_{ш.л.утв.}$ - теплота шлакоутворення $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{ч}$ - тепловміст чавуну $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{ш}$ - тепловміст шлаку $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{к.г.}$ - тепловміст колошникових газів $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

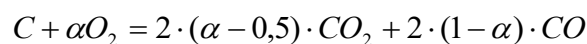
$Q_{розкл.ват.}$ - теплота розкладу вапняку $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{вит.вол.}$ - теплота, що витрачається на випаровування вологи $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$;

$Q_{втр}$ - втрати теплоти через кладку $\frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$.

Прибуткова частина.

Хімічна теплота коксу у відповідності з реакцією неповного горіння вуглецю коксу:



$$Q_{x.k} = g_k \cdot 0,01 \cdot c_k \cdot [2 \cdot (\alpha - 0,5) \cdot \Delta H_{CO_2}^0 + 2 \cdot (1 - \alpha) \cdot \Delta H_{CO}^0] \cdot \frac{1000}{12} \frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв}$$

де $\Delta H_{CO_2}^0$ - тепловий ефект окислення вуглецю до CO_2 , $\Delta H_{CO_2}^0 = 393,8 \frac{\kappaДж}{моль}$;

ΔH_{CO}^0 - тепловий ефект окислення вуглецю до CO $\Delta H_{CO}^0 = 110,6 \frac{\kappaДж}{моль}$;

$$Q_{x.k} = 22,33 \cdot 0,01 \cdot 81,7 \cdot [2 \cdot (0,74 - 0,5) \cdot 393,8 + 2 \cdot (1 - 0,74) \cdot 110,6] \cdot \frac{1000}{12} =$$

$$= 18,245 \cdot [189,024 + 57,512] \cdot \frac{1000}{12} = 37487,44 \frac{\kappaДж}{м^2 \cdot хв};$$

Фізична теплота підігрітого дуття:

$$Q_{ф.д} = L'_\alpha \cdot C_\delta \cdot T_\delta \frac{\kappa ДЖ}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

де C_δ - питома теплоємність повітря при температурі дуття, $\frac{\kappa ДЖ}{\text{нм}^3 \cdot \text{К}}$;

Так як у нас повітря дуття не підігрівається то ми її не розраховуємо.

Теплота екзотермічних реакцій:

$$Q_{екз.} = g_C \cdot (-\Delta H_C^0) + g_{Si} \cdot (-\Delta H_{Si}^0) + g_{Mn} \cdot (-\Delta H_{Mn}^0) + g_{Fe} \cdot (-\Delta H_{Fe}^0)$$

де g_C - кількість вуглецю, що окислюється в окислювальній зоні вагранки;

g_{Si} - кількість кремнію, що окислюється в окислювальній зоні вагранки;

g_{Mn} - кількість марганцю, що окислюється в окислювальній зоні вагранки;

g_{Fe} - кількість заліза, що окислюється в окислювальній зоні вагранки;

ΔH_C^0 - ентальпія окислення вуглецю, $\Delta H_C^0 = 32970 \frac{\kappa ДЖ}{\text{кг}}$;

ΔH_{Si}^0 - ентальпія окислення кремнію, $\Delta H_{Si}^0 = 29000 \frac{\kappa ДЖ}{\text{кг}}$;

ΔH_{Mn}^0 - ентальпія окислення марганцю, $\Delta H_{Mn}^0 = 7000 \frac{\kappa ДЖ}{\text{кг}}$;

ΔH_{Fe}^0 - ентальпія окислення заліза, $\Delta H_{Fe}^0 = 4760 \frac{\kappa ДЖ}{\text{кг}}$.

$$Q_{екз.} = 0 \cdot (-32970) + 0,56 \cdot (-29000) + 0,045 \cdot (7000) + 0,53 \cdot (-4760) = 19077,8 \frac{\kappa ДЖ}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Теплота шлакоутворення:

$$Q_{ш.л.утв.} = g_{ш} \cdot H^M$$

де $g_{ш}$ - вихід шлаку;

H^M - теплота шлакоутворення, $H^M = 529 \frac{\kappa ДЖ}{\text{кг}}$;

$$Q_{ш.л.утв.} = 8,627 \cdot 529 = 4563,83 \frac{\kappa ДЖ}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Витратна частина.

Теплота, що виноситься:

$$Q_{к.г.} = V_{к.г.} \cdot C_{к.г.} \cdot t_{к.г.}$$

де $V_{к.г.}$ - загальний об'єм колошникових газів;

$C_{к.г.}$ - теплоємність колошникових газів при температурі 636°C, $C_{к.г.} = 1,48 \frac{\text{кДж}}{\text{н.м}^3 \cdot \text{К}}$;

$t_{к.г.}$ - температура колошникових газів, $t_{к.г.} = 636^{\circ}\text{C}$.

$$Q_{к.г.} = 131,9 \cdot 1,48 \cdot 636 = 124154 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Теплота випарювання вологи:

$$Q_{\text{вип.вол.}} = (10,2 + \frac{7,7}{m_c}) \cdot \frac{L'_\alpha}{\alpha}$$

m_c - відносна витрата вуглецю;

L'_α - питома витрата повітря;

α - коефіцієнт надлишку повітря.

$$Q_{\text{вип.вол.}} = (10,2 + \frac{7,7}{12}) \cdot \frac{120}{0,74} = 1758,108 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Теплові витрати внаслідок розкладу вапняку:

$$Q_{\text{розкл.вап.}} = \frac{636 \cdot L'_\alpha}{\alpha \cdot m_c}$$

$$Q_{\text{розкл.вап.}} = \frac{636 \cdot 120}{0,74 \cdot 12} = 8594,59 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Втрати теплоти у навколишнє середовище:

Вони є приблизно сталою величиною незалежно від продуктивності і розмірів вагранки.

$$Q_{\text{втр}} = 56000 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

$$Q_{\text{ч}} + Q_{\text{ш}} = Q_{\text{прибуток}} - Q_{\text{видаток}}$$

$$Q_{\text{ч}} + Q_{\text{ш}} = 374837,44 + 19077,8 + 4563,83 - 124154 - 8594,59 - 1758,108 - 56000 = 207972,37$$

Знайдемо температуру колошникового газу:

$$t_{\text{г}} = 1459 + 8,3 \cdot x_1 + 27,2 \cdot x_2 + 8,5 \cdot x_1 \cdot x_2 - 12,7 \cdot x_1^2 - 1,7 \cdot x_2^2$$

де x_1 і x_2 - кодовані значення факторів.

$$x_1 = \frac{(L'_\alpha - 100)}{15} \quad x_2 = \frac{(m_c - 11)}{15}$$

Аналогічно одержано рівняння залежності $t_{\text{г}} = (L'_\alpha, m_c)$ при тих же кодових значеннях факторів:

$$t_q = 567,3 + 46,0 \cdot x_1 + 43,7 \cdot x_2 - 2,5 \cdot x_1^2 - 8,0 \cdot x_2^2 - 14,5 \cdot x_1 \cdot x_2$$

При натуральних значеннях факторів залежність має вигляд:

$$t_q - 1310,1 + 12,4 \cdot L'_\alpha + 171,7 \cdot m_c - 0,01111 \cdot (L'_\alpha)^2 - 3,5555 \cdot m_c^2 - 0,6444 \cdot L'_\alpha \cdot m_c$$

$$t_q - 1310,1 + 12,4 \cdot 120 + 171,7 \cdot 12 - 0,01111 \cdot (120)^2 - 3,5555 \cdot 12^2 - 0,6444 \cdot 120 \cdot 12$$

$$t_q = -1310,1 + 1488 + 2060,4 - 159,984 - 511,99 - 927,936 = 636^0 C$$

Знайдемо залежність $g'_q(L'_\alpha, m_c)$:

$$g_q = \frac{0,6615 \cdot L'_\alpha}{\alpha \cdot m_c}$$

$$g_q = \frac{0,6615 \cdot 120}{0,74 \cdot 12} = 8,939$$

Знайдемо температуру чавуну:

$$Q_q + Q_{uu} = (0,87 \cdot t_q + 50) \cdot g_q + (1,89 \cdot (t_q + 50) - 1100) \cdot g_{uu}$$

$$(0,87 \cdot t_q + 50) \cdot 150,671 + (1,89 \cdot (t_q + 50) - 1100) \cdot 8,627 = 207972,372$$

$$131,084 \cdot t_q + 7533,55 + (1,89 \cdot t_q + 94,5 - 1100) \cdot 8,627 = 207972,372$$

$$131,084 \cdot t_q + 7533,55 + 16,3 \cdot t_q + 94,5 - 8674,45 = 207972,372$$

$$147,384 \cdot t_q = 207972,372$$

$$t_q = \frac{207972,372}{147,384}$$

$$t_q = 1419^0 C$$

Знайдемо тепловміст чавуну і шлаку:

$$Q_q + Q_{uu} = (0,87 \cdot t_q + 50) \cdot g_q + (1,89 \cdot t_q - 1100) \cdot g_{uu}$$

$$Q_q = (0,87 \cdot t_q + 50) \cdot g_q$$

$$Q_q = (0,87 \cdot 1419 + 50) \cdot 8,939 = 193541,419 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

$$Q_{uu} = (1,89 \cdot t_{uu} - 1100) \cdot g_{uu}$$

$$t_{uu} = t_q + 50$$

$$t_{uu} = 1419 + 50 = 1469^0 C$$

$$Q_{uu} = (1,89 \cdot 1469 - 1100) \cdot 8,627 = 14430,6953 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$$

Перевіримо чи вірно розрахований тепловий баланс:

Прибуткова частина = Витратній частині

$$374837,44 + 19077,8 + 4563,83 = 193541,419 + 14430,953 + 124154 + 8594,59 + 1758,108 + 56000$$

$$398479,07 = 39879,07$$

Як видно з розрахунків тепловий баланс розраховано вірно.

Отримані дані теплового балансу зведемо до таблиці 3.

Таблиця 2.3. Тепловий баланс ваграночної плавки.

№ п/п	Прибуток	$\frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$	%%	№ п/п	Видаток	$\frac{\text{кДж}}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$	%%
1 2 3	$Q_{x.k}$	374837,44	94	1	$Q_{\text{ч}}$	193541,419	48,57
	$Q_{\text{екз.}}$	19077,8	4,8	2	$Q_{\text{ш}}$	14430,953	3,62
	$Q_{\text{ш.л.утв.}}$	4563,83	1,2	3	$Q_{\text{к.г.}}$	124154	31,157
				4	$Q_{\text{розкл.вап.}}$	8594,59	2,16
				5	$Q_{\text{вип.вол.}}$	1758,108	0,45
				6	$Q_{\text{отр}}$	56000	14,05
	Σ	398479,07	100		Σ	398479,07	100

ВИСНОВКИ

У даній кваліфікаційній роботі за першим (бакалаврським) рівнем вищої освіти розв'язане важливе технічне завдання розробки технології плавки чавуну в коксовій вагранці продуктивністю 5 т/год.

При розв'язанні даного завдання вирішено наступні задачі:

- розраховано матеріальний і тепловий баланси плавки чавуну в коксовій вагранці;
- розраховано основні розміри вагранки;
- розроблено конструкцію та спроектовано креслення загального виду печі.

В першому розділі описано конструкцію вагранки, технологію плавки чавуну, та металургійні процеси, що протікають під час плавки.

В другому розділі розраховано основні розміри коксової вагранки для плавки чавуну продуктивністю 5 т/год, матеріальний і тепловий баланси плавки.

Розроблені креслення Загального виду вагранки та Відкидного днища.

ЛІТЕРАТУРА

1. Методичні вказівки до дослідницьких лабораторних робіт із застосуванням ЕОМ за курсом «Металургійні печі та плавка». / І.М. Москальов, Т. Г. Сабірзянов. - Кіровоград: КІСМ, 1988. - 84 с.
2. Матеріальні і теплові баланси печей ливарного виробництва: Методичні вказівки до курсового проекту з дисципліни „Печі ливарних цехів” для студентів спеціальності „Обладнання ливарного виробництва” / Т.Г.Сабірзянов. – Кіровоград: КДТУ, 2001 – 20 с.
3. Розрахунки горіння палива: Методичні вказівки до практичних занять проекту з дисципліни „Печі ливарних цехів” для студентів спеціальності „Обладнання ливарного виробництва” / Т.Г. Сабірзянов. – Кіровоград: КДТУ, 2001 – 21 ст.
4. Т.Г. Сабірзянов, С.В. Конончук. Метод розрахунку горіння коксу у вагранці // Наукові записки. – Вип. 4. – Кіровоград: КДТУ, 2003. – С. 158-168.
5. Мінаєв А.М., Шипілін Б.М. Ливарні печі та сушила. - М.: Машгіз, 1959. - 472 с.
6. Марієнбах Л.М. Печі ливарного виробництва. - М.: Машинобудування, 1964. - 248 с.
7. Благонравов Б.П., Грачов В.А., Сухарчук Ю.С. Печі у ливарному виробництві: Атлас конструкцій. - Москва: Машинобудування, 1989. - 156 с.
8. Долотов Г.П., Кондаков Є.А. Ливарні печі та сушила. - М.: Машинобудування, 1990. - 304 с.
9. Марієнбах Л.М. Металургійні засади ваграночного процесу. - М.: Машгіз, 1960. - 327 с.
10. Сабірзянов Т.Г. Печі ливарних цехів: Навчальний посібник для студентів-ливарників вищих на-вчальних закладів III–IV рівнів акредитації. – Кіровоград: КНТУ, 2007. – 182 с.

11. Сабірзянов Т.Г. Теплотехніка ливарних процесів [Навчальний посібник для студентів-ливарників] / Т.Г. Сабірзянов, В.М. Кропивний. – Кіровоград: КНТУ, 2005. – 402с.

12. Сабірзянов Т.Г. Сучасний стан термодинаміки металургійних розплавів та її практичне використання // Наукові праці Кіровоградського державного технічного університету. - 1999. - В.5. - С. 221-224.

13. Конончук С.В. Принципи побудови математичної моделі ваграночного процесу / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов // Загальнодержавний міжвідомчий науково-технічний збірник: Конструювання, виробництво та експлуатація сільськогосподарських машин. – Кіровоград: КДТУ, 2003. – Ст 33. – С. 255 – 263.

14. Конончук С.В. Дослідження залежності ентальпії вагранкових шлаків від їхньої температури та хімічного складу / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов// Процеси лиття. - Київ: ФТІМС, 2005. - № 2. - С. 20 - 25.

15. Конончук С.В. Удосконалення роботи коксової вагранки на підставі дослідження взаємозв'язків між основними параметрами вагранного процесу / С.В. Конончук // Тези доповідей міжнар. виставки-конференції «Лиття-2007». 28 - 30 березня 2007 р. - Запоріжжя: ЗТТП, 2007. - С. 96-97.

16. Конончук С.В. Основні параметри ваграночного процесу, що впливають на горіння коксу у вагранці / С.В. Конончук., Т.Г. Сабірзянов // Тези доповідей I міжнар. наук.-техн. конф. «Перспективні технології, матеріали та обладнання у ливарному виробництві». 7 – 11 вересня 2008 р. – Краматорськ: ДДМА, 2008. – С. 41-42.

17. Конончук С.В. Спосіб підвищення ефективності горіння коксу у вагранці / С.В. Конончук., Т.Г. Сабірзянов, А.В. Скрипник // Тези доповідей Міжнар. виставки-конференції «Лиття-2009». 28 - 30 березня 2009 р. - Запоріжжя: ЗТТП, 2009. - С. 76-77.

18. Твердопаливна вагранка: Патент на винахід UA 74082 C2 МПК 7 F27B1/10, C21B11/02 // С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов, В.М. Кропивний. - № 2004021123; заявлено 17.02.2004; Опубл. 17.10.2005. Бюл. 10.

19. Конончук С.В. Вплив температури дуття та вмісту в ньому кисню на повноту горіння коксу у вагранці / С.В. Конончук // Матеріали Міжнар. наук.-практ. конф. «Перспективні технології, матеріали та обладнання у ливарній індустрії», м. Київ: ФТІМС, 2010 р. – С. 126-127.

20. Конончук С.В. Дослідження ваграночного процесу за умов ливарного цеху ПАТ «Червона Зірка» / С.В. Конончук // Матеріали Міжнар. наук.-практ. конференції «Ливарне виробництво: технології, матеріали, обладнання, економіка та екологія», м. Київ: ФТІМС, 2011 р. – С. 126-127.

21. Конончук С.В. Особливості плавки чавуну у твердопаливній вагранці / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов // Матеріали II Міжнар. наук.-практ. конф. «Ливарне виробництво: технології, матеріали, обладнання, економіка та екологія», м. Київ: ФТІМС, 2012 р. – С. 162-164.

22. Конончук С.В. Особливості плавки чавуну у твердопаливній вагранці / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов// Процеси лиття. – Київ: ФТІМС, 2013. – № 1. – С. 20 – 25.

23. Удосконалення роботи коксової вагранки на основі дослідження взаємозв'язку між параметрами ваграночного процесу / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов // Металургія машинобудування, 2013. - № 1. - С. 5-7.

24. Конончук С.В. Тепловміст колошникових газів при плавці чавуну у вагранці / С.В. Конончук., Т.Г. Сабірзянов, // Тези доповідей II міжнар. наук.-техн. конф. «Перспективні технології, матеріали та обладнання у ливарному виробництві». 7 – 11 вересня 2009 р. – Краматорськ: ДДМА, 2009. – С. 120-121.

25. Конончук С.В. Особливості плавки чавуну в коксовій вагранці при використанні підігрітого та збагаченого киснем дуття / С.В. Конончук, Т.Г. Сабірзянов, В.В. Пукалов / / Литва. Металургія. 2014 року: Матеріали Ювілейної X Міжнар. наук.-практ. конф. (24-26 травня 2014 р., м. Запоріжжя). - Запоріжжя: ЗТПП, 2014. - С. 104-107.

ДОДАТКИ