

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ

ННІ/факультет Навчально-науковий технологічний інститут
Кафедра Металургійних технологій
Спеціальність 136 – Металургія
Форма навчання Заочна

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА БАКАЛАВРА

ЮРЧЕНКО ДАРИНА ОЛЕГІВНА

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

на тему Проект доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

(повна назва теми)

за матеріалами

ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

(повна назва бази дослідження)

науковий керівник

Д.Т.Н.

(наук. ступінь, вчене звання)


(підпис)

Кассім Д.О.

(прізвище, ініціали)

Робота допущена до захисту в ЕК

Протокол засідання кафедри

від 12.06 2025 р. № 12

Завідувач кафедри


(підпис)

Д.Т.Н., професор

Наук. ступінь, вчене звання

Д.О. Кассім

Ініціали, прізвище

Кривий Ріг – 2025

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра металургійних технологій

Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
Спеціальність 136 – Металургія
(шифр і назва)

Завідувач кафедри

ЗАТВЕРДЖУЮ



(підпис)

проф. Д.О. Кассім
(посада, вчене звання,
прізвище ініціали)

«04» квітня 2022 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА СТУДЕНТУ(КИ)

ЮРЧЕНКО ДАРИНИ ОЛЕГІВНИ

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи бакалавра:

Проект доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

керівник кваліфікаційної роботи Кассім Дар'я Олександрівна, д.т.н., професор
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом закладу вищої освіти від «04» квітня 2025 № 241-ст

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи до кафедри 09.06.2025

3. Вихідні дані до кваліфікаційної роботи магістра: статті, промислові дослідження

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити):









4.1. Аналітична частина: визначити, конструкцію та принцип роботи доменної печі; характеристики сировини, що використовується в доменному виробництві; обґрунтування потреби в заміні частини коксу; Властивості коксу та вимоги до нього як основного палива.

4.2. Основна частина: дослідити технологічне обґрунтування застосування коксового горішку; вплив коксового горішку на тепловий режим доменної печі; оцінка економічної ефективності; аналіз газодинамічних умов.

4.3. Охорона праці: розглянути основні небезпечні та шкідливі чинники у доменному виробництві, запропонувати заходи із захисту працівників та врахувати екологічну безпеку та вплив на довкілля

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): графічний матеріал повинен в повній мірі відповідати темі диплому та відобразити його суть та запропоновані проектні рішення

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Аналітична частина	Кассім Д.О., професор		
2 Основна частина	Кассім Д.О., професор		
3 Охорона праці	Кассім Д.О., професор		
4 Розрахункова частина	Кассім Д.О., професор		

7. Дата видачі завдання «04» квітня 2025 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів кваліфікаційної роботи	Примітка
1.	Аналітична частина	09.05.2025	
2.	Основна частина	16.05.2025	
3.	Економічна частина	23.05.2025	
4.	Охорона праці	30.05.2025	
5.	Розрахункова частина	01.06.2025	
6.	Оформлення пояснювальної записки	06.06.2025	
7.	Виконання графічної частини	08.06.2025	
8.	Подання роботи до кафедри	09.06.2025	
9.	Захист роботи в ЕК	19.06.2025	

Студент

Керівник кваліфікаційної роботи


(підпис)

Юрченко Д.О.
(прізвище та ініціали)

Кассім Д.О.
(прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Юрченко Д.О Проект доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

Кваліфікаційна робота за спеціальністю 136 «Металургія». Державний університет економіки і технологій. Кривий Ріг 2025.

Цей дипломний проект присвячений проектуванню доменного цеху, здатного виробляти 1,8 мільйона тонн переробного чавуну на рік. Основна ідея полягає в тому, щоб зробити виробництво більш економічним і сучасним — зменшити витрати дорогого коксу, частково замінивши його коксовим горішком. Це дозволяє знизити загальні витрати без втрати якості продукції та стабільності плавки.

У роботі розглянуто, як саме має виглядати така доменна піч: її розміри, особливості конструкції, необхідне обладнання та системи — від подачі сировини до очищення газів. Окрему увагу приділено тому, як впровадження коксового горішку впливає на хід доменної плавки, температурні режими та економіку процесу.

Також у проекті описано, як забезпечити цех усіма необхідними інженерними комунікаціями — дуттям, охолодженням, автоматикою та системами екологічного захисту. Показано, що навіть невелика зміна у складі шихти може дати реальні переваги: менше коксу — менше шкідливих викидів, менше витрат, довший ресурс печі.

На завершення виконано техніко-економічний аналіз, який підтвердив доцільність обраного рішення. Проект може бути корисним для модернізації вже діючих доменних цехів або для проектування нових — сучасних, економічних і більш безпечних для довкілля.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Принцип дії доменної печі.....	9
1.2 Сировинні матеріали для доменної плавки	12
1.3 Паливо доменної плавки та вимоги до його якості.....	15
Висновки по аналітичній частині	21
2. ОСНОВНА ЧАСТИНА.....	22
2.1 Технологічне обґрунтування застосування коксового горішку	22
2.2 Вплив коксового горішку на тепловий режим доменної печі	25
2.3 Ефективне застосування коксового горішку	31
2.4 Техніко-економічне обґрунтування використання коксового горішку в доменній плавці.....	32
2.4.1 Вартість впровадження коксового горішку.....	32
2.4.2 Економія на коксі	34
Висновки по Основній частині.....	36
3 РОЗРАХУНКОВО ПРОЄКТНА ЧАСТИНА	38
4 ОХОРОНА ПРАЦІ.....	39
4.1 Основні шкідливі фактори в доменному цеху.....	39
4.2 Захист персоналу.....	40
4.3 Зниження викидів CO ₂	41
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	44
БІБЛОГРАФІЧНИЙ СПИСОК.....	45
ДОДАТОК А	47
ДОДАТОК Б.....	75
Перелік умовних скорочень	75

ВСТУП

Металургійний кокс, який також називають доменним коксом, відіграє важливу роль у стабільній роботі доменної печі. Доменний кокс має типовий розмір від 30 мм до 60 мм (деякі печі використовують доменний кокс розміром від 40 мм до 80 мм) і становить значну частину собівартості виробництва чавуну. Висока собівартість пов'язана з утворенням великого відсотку мінусових фракцій коксу під час виробництва доменного коксу в коксових печах. Ці мінусові фракції відомі як коксовий дрібняк (-10 мм) і коксовий горішок (від 10 мм до 30 мм). Вся кількість коксового дріб'язку зазвичай споживається на аглофабриці під час спікання рудного дріб'язку. Раніше коксовий горішок практично не використовувався на металургійному комбінаті і продавався іншим споживачам. У 1960-х роках професор В. І. Логінов запропонував завантажувати коксовий горішок у доменну піч у суміші з агломератом. Хоча ця ідея була успішно випробувана, все ж існував початковий опір використанню коксового горішку в доменній печі

Однак, використання коксового горішку в доменній печі як замітника частини доменного коксу на сьогоднішній день вважається перевіреною технологією, і додавання коксового горішку в рудну шихту доменної печі стало майже стандартною практикою. Використання коксового горішку значною мірою залежить від його доступності. На деяких доменних печах було успішно досягнуто середньомісячного споживання коксового горішку понад 100 кілограмів на тонну чавуну (кг/т чавуну). Статистичний аналіз середньорічних показників деяких європейських доменних печей показав, що введення горішку в шихту доменних печей дало коефіцієнт заміщення близький до 1,0.

Метою даної дипломної роботи є комплексне дослідження технології отримання коксового горішка, вивчення його фізико-хімічних властивостей, аналіз галузей використання та визначення перспектив застосування в умовах української металургії. Об'єктом дослідження є коксовий горішок як продукт коксохімічного виробництва. Предметом дослідження виступають його

властивості та вплив на технологічні процеси в доменній та феросплавній галузях.

Результати дослідження можуть бути використані для оптимізації технологічних режимів на вітчизняних підприємствах.

1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1 Принцип дії доменної печі

Виробництво чавуну потребує знання властивостей сировини, підготовки її до плавки, закономірностей процесу, технології та організації доменного виробництва.

Доменна піч відома з XV ст., а перше наукове пояснення процесу було зроблено тільки біля 100 років тому. Загальний вигляд доменної печі та зон, у яких відбуваються фізико-хімічні процеси відновлення та одержання чавуну, наведено на рис. 1.1-1.3.

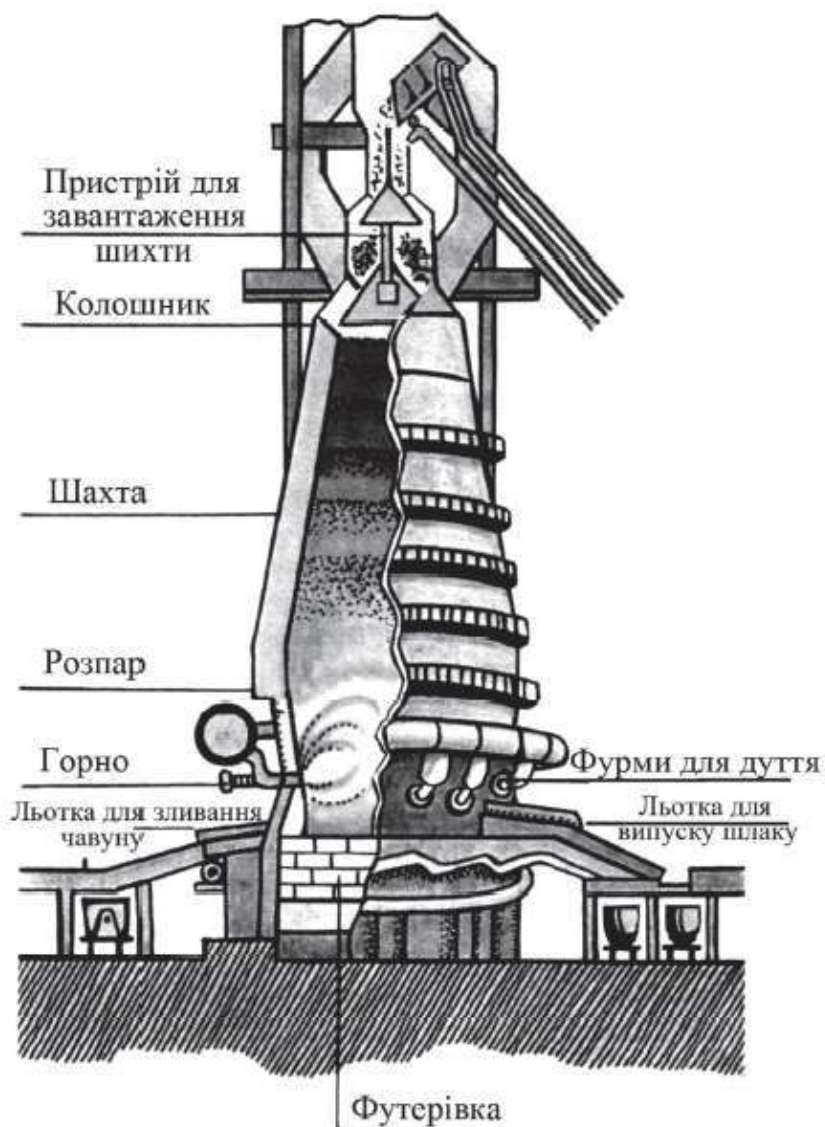


Рис.1.1. Загальний вигляд доменної печі

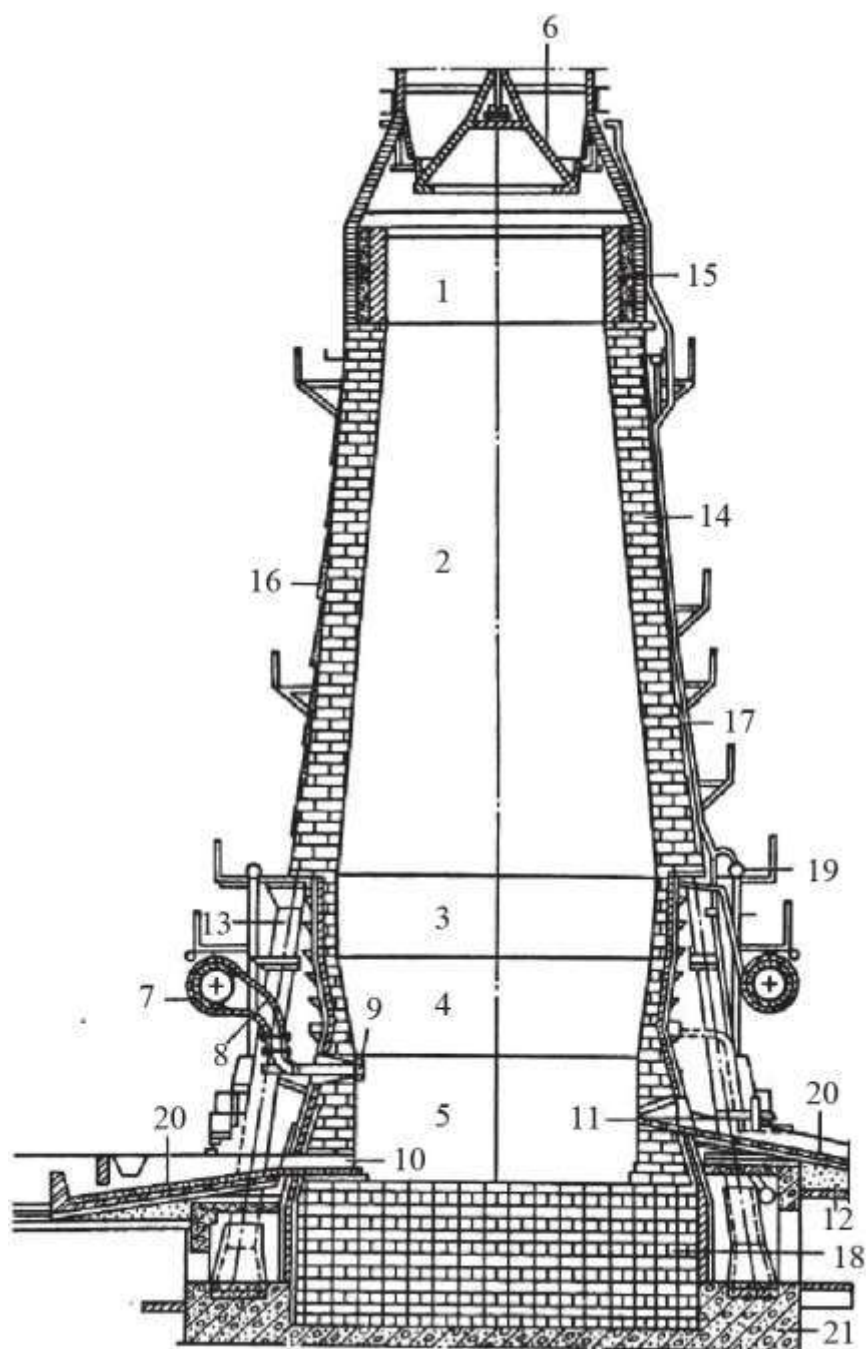


Рис. 1.2. Переріз доменної печі:

1 – колошник; 2 – шахта; 3 – розпар; 4 – заплечики; 5 – горно; 6 – пристрій для завантаження шихти; 7 – кільцева труба для дуття; 8 – фурмений рукав; 9 – фурма; 10 – чавунна льотка; 11 – шлакова льотка; 12 – шлаковий жолоб; 13 – колона шахти; 14 – вогнетривка футерівка; 15 – металева обойма; 16 – кожух печі; 17 – горизонтальні холодильники; 18 – футерівка горна; 19 – кільцева водорозподільна труба; 20 – жолоб для чавуну; 21 – фундамент.

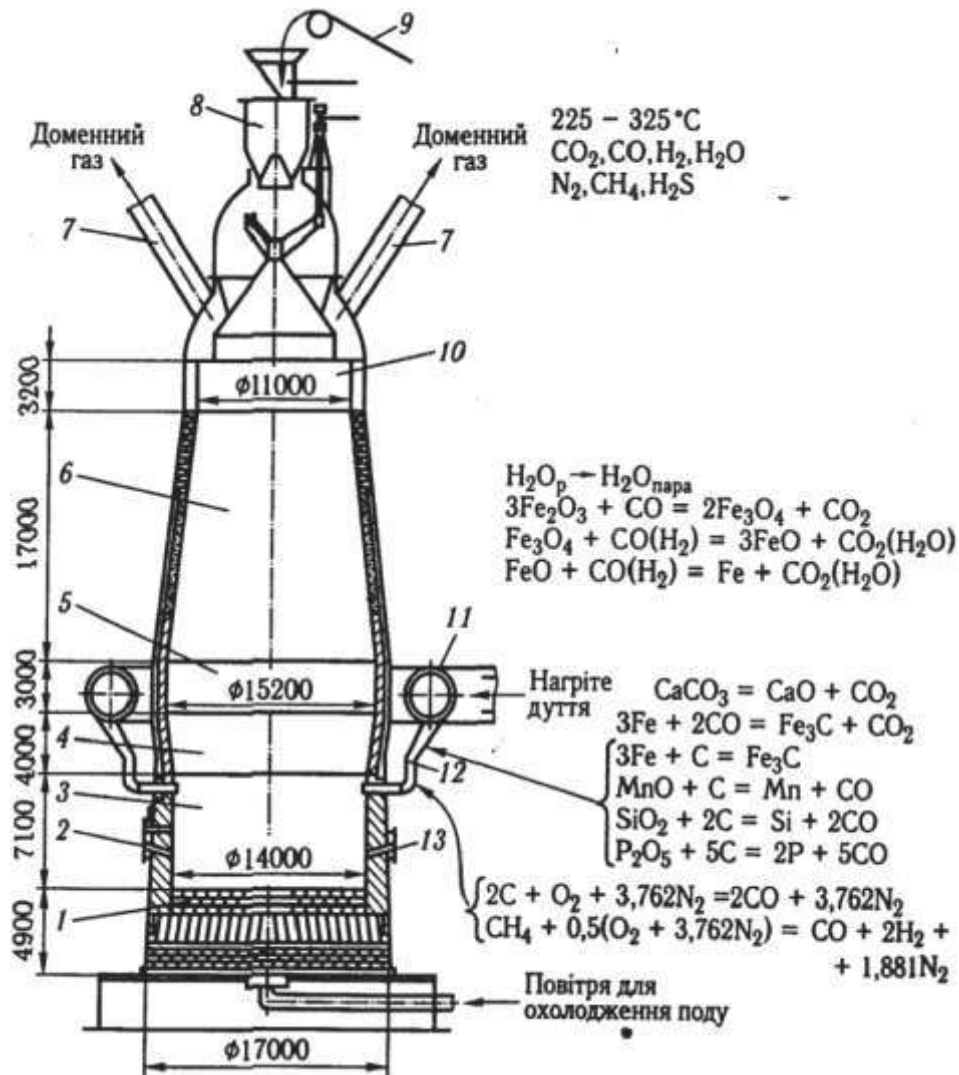


Рис. 1.3. Переріз доменної печі об'ємом 3000 м³ та процеси, що відбуваються в ній:

1 – под печі; 2 – лютка для чавуну; 3 – горно; 4 – заплечики; 5 – розпар; 6 - шахта; 7 – газоходи; 8 – пристрій для завантаження шихти у піч; 9 – конвеєр; 10 – колошник; 11 – повітропровід; 12 – фурмовий пристрій; 13 – лютка для зливання шлаку

Доменний процес одержання чавуну відбувається так. Руду, концентрат (продукт збагаченої руди) та флюс направляють на фабрику окусковування, де з них виготовляють агломерат або окатки. Відсіяний агломерат направляють в доменний цех. Одночасно туди подають кокс та допоміжний флюс. Агломерат, флюс і відсіяний від пилу кокс завантажують в домену піч. Повітря для

продувки підігрівають до температури 1100-1350°C і подають у піч. Одночасно з продувкою можна також подавати технологічний кисень, який одержують із повітря на спеціальних установках. Із метою зниження витрат коксу в піч можуть вводитися інше паливо та відновники: природний газ, мазут та інші паливо і відновники.

У процесі доменної плавки одержують рідкий чавун, шлак та колошниковий газ. У доменних печах виплавляють три типи чавунів: переробний чавун, із якого виготовляють сталь; ливарний чавун, що використовують для виробництва литих виробів; феросплави, які використовують у сталеплавильних цехах.

Колошниковий газ, який виходить із домни, містить близько 20% оксиду вуглецю (CO), 5-6% водню, близько 0,5% метану і має теплотворну здатність біля 900 ккал/м³. Його використовують здебільшого для підігрівання повітря, що подається через фурми в піч. Перед продувкою газ очищають від пилу.

До складу доменних шлаків входять головним чином CaO, SiO₂, Al₂O₃, MgO. Ці шлаки часто використовують для виробництва цементу (шлакового цементу), бетону та штучного каміння. Іноді шлаки містять цінні домішки, які надходять в них з руди. Наприклад, шлаки від переробки керченських руд є хорошою сировиною для одержання ванадію.

1.2 Сировинні матеріали для доменної плавки

Як вихідні матеріали використовується металічна шихта, феросплави, присадочні матеріали, паливо та флюси.

Шихтою називається визначена розрахунком сукупність матеріалів, які використовують для плавки в плавильних печах. Розрахунок шихти проводять для одержання необхідного хімічного складу сплаву з урахуванням особливостей плавильних агрегатів. При розрахунку шихти для виплавки чавуну та сталі використовують опосереднені дані хімічного складу сплавів.

Для виробництва чавуну використовують залізні руди з вмістом заліза понад 50 %, а також шкідливих домішок: сірки — менше 0,3 %; фосфору — менше 0,2 %; цинку, свинцю, арсену та міді — менше 0,1 % кожного. Для виведення шкідливих домішок при плавці металу використовують флюсові вапняки. При цьому коефіцієнт основності доменної шихти повинен бути близько чи понад 1, а кремнієвий модуль — понад 1,8-3. Тому присутність у руді карбонатів кальцію та магнію бажана, а надлишок кремнезему шкідливий.

Магнетитові руди складені магнетитом, вони найбільше характерні для карбонатитових, скарнових і гідротермальних родовищ. З карбонатитових родовищ попутно вилучають апатит і бадделеїт, зі скарнових — сульфід кольорових металів і пірит, що містить кобальт. Особливим різновидом є титаномангнетитові руди магматичних родовищ. Магнетитові руди містять до 72 % заліза.

Гематитові руди складені головним чином гематитом і в меншому ступені магнетитом. Вони поширені в корі вивітрювання залізистих кварцитів, в скарнових, гідротермальних і вулканогенних осадових рудах. Багаті гематитові руди містять 55-65 % заліза і 15-18 % марганцю.

Металічна шихта складається з первинних і вторинних матеріалів. Первинні – чушкові доменні чавуни. Вторинні – чавунний та стальний брухт, брикетована стружка, відходи власного виробництва. Застосовують також різні феросплави та присадочні матеріали (Ni, Cu, Sn, Sb, Ti, Mg, Y) для доведення чавуну за хімічним складом та легування й модифікування металу шляхом введення їх у шихту або розплав.

Агломерат — продукт спікання в грудки дрібнозернистої або пилеподібної руди. Є продуктом спікання шихти, що містить здрібнений рудний матеріал, вапняк і кокс. Спікання відбувається за рахунок горіння коксу при просмоктуванні повітря крізь шар шихти. При введенні добавок, які регулюють основність агломерату, одержують офлюсований агломерат. Залежно від виду руди бувають залізородний агломерат і агломерати

кольорових металів. Залізорудний агломерат є одним з видів сировини для доменних печей. Агломерат виготовляють на агломераційних фабриках.

Агломераційна шихта складається з залізорудного концентрату, залізної руди крупністю не більше 8-10 мм, колошникового пилу, некондиційного продукту попередніх спікань крупністю 0-10 мм та вапняку, подрібненого до розміру 0-3 мм. У шихту також вводять паливо — коксик, помелений до розміру 0-3 мм. Коксик займає 4-6 % шихти. Додають також 7-9 % вологи, яка необхідна для грудкування. У агломераційну шихту іноді додають доломітизований вапняк (для введення у доменний шлак MgO), вапну (для інтенсифікації процесу), залізовмісні матеріали (піритні недогарки, циндра, металева стружка та інше). Крупність рудних матеріалів не повинна перевищувати 10 мм, а коксику і вапняку — 2-3 мм.

Перед спіканням шихту змішують, звожують і грудкують у обертовому барабані, внаслідок чого з пилюватого матеріалу утворюються вологі грудочки розміром 0,5-5 мм. Це робить шар шихти газопроникним.

Флюси призначені для зниження температури плавлення шлаку, збільшення його рухомості, рідкоплинності, а також очищення металів від неметалевих включень та шкідливих домішок. Як флюси використовують вапняк металургійний, кускове вапно, що випалено, доломіт, доломітизоване вапно, плавиковий шпат, соду кальциновану, кріоліт, карбід кальцію.

Котуні також окатки — продукт грудкування, міцні, випалені, однорідні за складом і близькі за розмірами грудки сферичної форми. Те ж саме, що й окатиші, окатки, обкотиші. Є рудним матеріалом, який отримують з дрібної (пилоподібної) руди або тонкоподрібнених концентратів у вигляді міцних гранул кулястої форми від 2-3 до 30 мм (звичайно 9-16 мм). Котуни здатні перенести транспортування з перевантаженнями і тривале зберігання без помітного руйнування або утворення дріб'язку.

Використовують котуни головним чином у чорній металургії для доменного плавлення або електрометалургійного перероблення. Застосування котунів дає змогу збільшити газопроникність шихти і, таким

чином, підвищити продуктивність металургійних агрегатів, а також зменшити механічні втрати корисного компонента під час транспортування та складування.

1.3 Паливо доменної плавки та вимоги до його якості

Паливо в доменній печі виконує декілька функцій. Воно є джерелом тепла і відновників, а тверде паливо, маючи високу механічну міцність, служить розпушувачем стовпа шихтових матеріалів. У горні доменної печі в твердому стані знаходиться тільки паливо (деревне вугілля або кокс), так звана паливна насадка, на яку спирається стовп шихтових матеріалів. Характер газифікації твердого палива в окислювальних зонах багато в чому визначає процес опускання шихти.



Рис. 1.4 Кокс

До твердого палива доменної плавки пред'являється низка вимог, основними з яких є:

- висока механічна міцність, яка повинна зберігатися при високих температурах;
- відсутність дрібних фракцій, звичайно в доменну піч завантажують кокс із розмірами шматків більше 25 мм;
- висока пористість, що забезпечує швидке згоряння палива;
- висока теплота згоряння;
- низький вміст золи і шкідливих домішок, до яких в першу чергу відносять сірку і фосфор;
- знижена реакційна здатність, яка визначається швидкістю взаємодії вуглецю палива з двооксидом вуглецю;
- невисока вартість.

Хронологічна послідовність застосування твердого палива для виплавки чавуну наступна: дрова, деревне вугілля, кам'яне вугілля, кокс.

Коксом називають твердий залишок термічної обробки певних сортів кам'яного вугілля при температурі 900 - 1100 оС без доступу повітря.

Технологічний процес виробництва коксу складається з декількох стадій:

- підготовка вугільної шихти;
- спікання коксу;
- попередня обробка коксу.

До підготовки шихти відноситься приймання і складування вугілля, усереднювання його складу, складання шихти, дозування і змішування.

Процес коксування протікає в камерах коксових печей, які мають форму паралелепіпеда шириною від 350 мм до 400 мм, заввишки 5 000 мм і завдовжки 15 000 мм. Коксові камери групуються в батареї по від 60 камер до 80 камер.

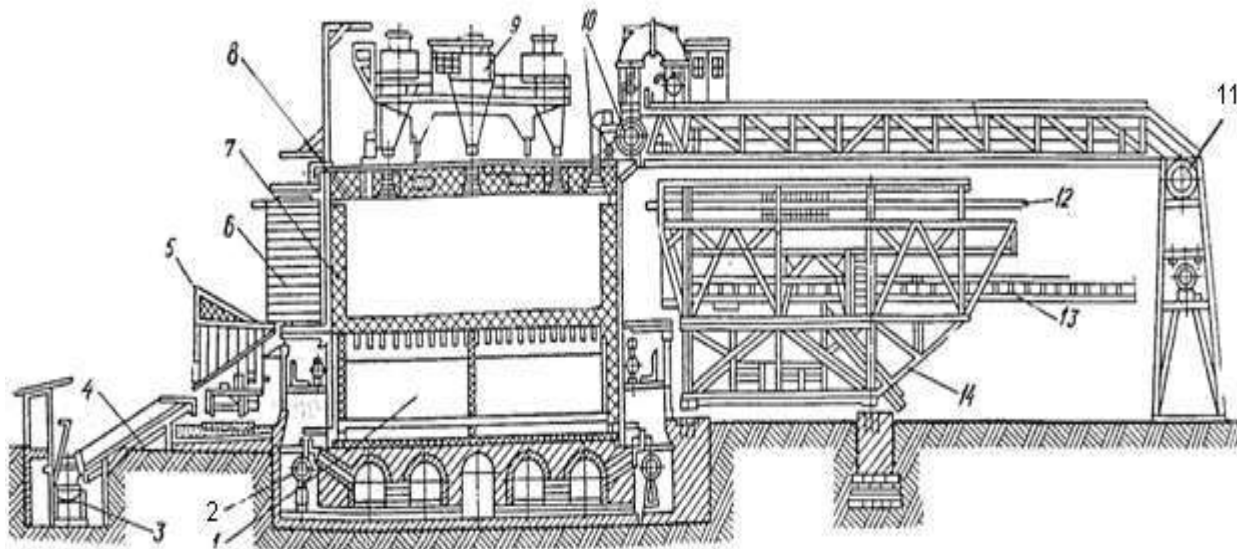


Рис 1.5 Поперечний схематичний розріз коксової батареї

1 - регенератор; 2 - газопровід доменного газу; 3 - конвеєр на коксортування; 4 - коксова рампа; 5 - коксотушильний вагон; 6 - дверцята знімальні машини; 7 - двері камери; 8 - камера коксування; 9 - завантажувальний вагон; 10 - газовий стояк і газобарник; 11 - газопровід сирого коксового газу; 12 - планер; 13 - штанга коковиштовхувача; 14 - коковиштовхувач

Процес спікання коксу триває близько 15 годин, протягом яких відбувається видалення вологи і значної частини летких речовин (при температурі до 350 °С); перехід шихти в пластичний стан (в інтервалі температур від 350 °С до 500 °С); отримання твердого напівкоксу з виділенням смоли і летких речовин (в інтервалі температур від 500 °С до 1000 °С); утворення коксу – маса зменшується в об'ємі, розтріскується (при температурах від 1000 °С до 1100 °С).

Попередня обробка коксу включає охолодження коксу водою або інертними газами, сортування коксу по крупності та виділення відповідних фракцій для доменного, агломераційного, ливарного виробництва і як енергетичного палива.

Вихід продуктів коксування на 1000 кг сухої шихти: коксу – від 750 кг до 800 кг; коксового газу – від 320 м³ до 330 м³; смоли – близько 35 кг; бензолу близько 11 кг.

Добова продуктивність однієї камери від 20 т до 25 т. Сучасна коксова батарея, продуктивність якої до 1500 т коксу на добу, складається з 60 і більш камер.

Коксування в купах тривало не менше трьох діб. Купи об'ємом близько 30 м³ давали за одну операцію від 9 т до 9,5 т коксу. В перших коксових печах період коксування продовжувався звичайно дві доби; за одну операцію піч виготовляла близько 10 т коксу.

Якість металургійного коксу визначається декількома показниками. Фізико-механічні властивості коксу визначаються його гранулометричним складом, механічною міцністю, пористістю. Крупність шматків коксу, завантажуваного в доменні печі, звичайно не повинна бути менше 25 мм. Насипна маса коксу від 430 кг/м³ до 500 кг/м³, пористість ~ 50 %.

Хімічний склад коксу. Поелементний склад коксу не визначається. Доменщиків цілком влаштовує технічний аналіз коксу, який зводиться до визначення вмісту в коксі золи, сірки, летких речовин і вологи (понад 100 %). Вміст нелеткого вуглецю в коксі визначається як різниця

$$C_{\text{нел}} \approx 100 - (A + S + V),$$

де $C_{\text{нел}}$ – вміст нелеткого вуглецю в коксі, %;

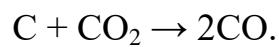
A, S, V - вміст в коксі відповідно золи, сірки і летких речовин, %.

Найважливішим показником якості коксу є його механічна міцність. Для визначення міцності коксу його піддають механічним навантаженням: скидання проби коксу з певної висоти або обертання проби коксу в барабані. Міжнародний стандарт визначення механічної міцності коксу регламентує наступні випробування міцності коксу. Проба коксу масою 50 кг крупністю більше 25 мм завантажується в барабан діаметром 1000 мм і шириною 1000 мм. Усередині барабана є чотири полиці шириною 100 мм. Барабан обертають зі

швидкістю 25 об/хв протягом 4 хвилин. Міцність характеризується двома показниками:

- M25, що уявляє собою масу фракції +25 мм (%);
- M10, що уявляє собою масу фракції – 10 мм (%) після опробування в барабані.

Фізико-хімічні властивості коксу – горючість і реакційна здатність. Горючість характеризується швидкістю взаємодії вуглецю коксу з киснем і створення CO₂. Реакційна здатність коксу характеризується швидкістю взаємодії вуглецю коксу з вуглекислотою за реакцією:



Таблиця 1.1

Фізичні властивості коксу

Параметр	Одиниця вимірювання	Значення
Пористість	%	49–53
Дійсна густина	г/см ³	1,80–1,95
Уявна густина	г/см ³	≈1
Насипна маса	кг/м ³	400–500
Зольність	%	9–12
Вихід летких речовин	%	1
Вологість при гасінні водою	%	2–4
Вологість при гасінні інертним газом	%	Не більше 0,5
Межа міцності на стиск	МПа	15–25
Межа міцності при зрізі (стійкість до стирання)	МПа	6–12
Теплота згоряння	МДж/кг	29–30

1.3.1 Замінники металургійного коксу

Кокс є на даний час найдорожчим компонентом доменної шихти. Частка його вартості в собівартості чавуну складає близько половини. Крім того кокс, отриманий з донецького кам'яного вугілля є основним джерелом надходження сірки до доменних печей. Коксохімічне виробництво в чорній металургії є найшкідливішим за екологічними наслідками.

У зв'язку з цим протягом багатьох років металурги ведуть пошуки шляхів зниження витрати коксу на виплавку чавуну, у тому числі і за рахунок використання інших видів палива - заміників коксу. В якості заміників використовують природний газ, мазут, пилоподібне паливо, коксовий газ, штучно отримані відновні газы.

Природний газ на 90 - 98 % складається з метану. Великі запаси природного газу знаходяться в Росії. Використання природного газу в доменній плавці не вимагає його попередньої підготовки.

Мазут – важкий залишок прямої перегонки і крекінгу нафти. Горюча маса мазуту містить 84 - 88 % вуглецю, 10 - 11 % водню. Недоліком хімічного складу мазуту є високий вміст (в деяких сортах до 4 %) сірки. Мазут вимагає спеціальної підготовки перед його подачею в доменні печі: компримування і спеціальних способів диспергування для повного його засвоєння в доменній печі.

Коксовий газ складається з 55 - 60 % водню, 24 - 28 % метану, 6 - 8 % монооксиду вуглецю, 3 - 7 % азоту. Для його транспортування і подачі в доменні печі потрібне спорудження компресорних станцій.

Пилевугільне паливо (ПВП) – подрібнене до крупності 0,1-0,07 мм недефіцитне кам'яне вугілля, яке подається в доменні печі пневмотранспортом. Використання ПВП виправдано низькою вартістю легкоздобуваного кам'яного вугілля.

Штучні відновні газы одержують або конверсією газоподібних чи рідких вуглеводнів, або газифікацією твердого палива.

Одним із рішень, що знайшло практичне застосування на багатьох металургійних підприємствах, є часткова заміна крупного коксу на коксовий

горішок. Це фракція коксу менших розмірів (зазвичай 10–40 мм), яка утворюється як побічний продукт при сортуванні основного коксу. Його вартість значно нижча: за різними оцінками, коксовий горішок може бути на 20–30% дешевшим, ніж доменний кокс повноцінної фракції, що робить його привабливим з економічної точки зору.

Окрім вартості, коксовий горішок виконує важливу технологічну функцію — сприяє покращенню газопроникності шихти, особливо у верхніх зонах доменної печі. Це дозволяє покращити хід плавки, рівномірніше розподіляти газовий потік і зменшити ймовірність виникнення застійних зон [2]. У дослідженні Технічного університету в Делфті (Нідерланди) показано, що при введенні до 40% коксового горішку в шихту температура початку плавлення шлаку знижується на 77°C , а газопроникність — зростає в середньому на 10–15%.

Разом з тим, при надмірному введенні коксового горішку можливе ущільнення шихти, що ускладнює проходження газів. Тому важливо дотримуватися технологічних обмежень: зазвичай рекомендований вміст коксового горішку не перевищує 20–30% від загальної маси коксу, що подається в доменну піч.

З урахуванням як економічних, так і технологічних чинників, доцільність застосування коксового горішку як доповнення до основного коксу є обґрунтованою

Висновки по аналітичній частині

У процесі аналітичного дослідження було розглянуто конструктивні особливості та принцип дії доменної печі, склад сировини та вимоги до якості палива, що застосовується в доменному виробництві.

Встановлено, що ефективність роботи доменної печі значною мірою залежить від правильно підібраної шихти, яка повинна мати відповідну гранулометрію, хімічний склад і газопроникність. Основу металовмісної

частини становлять агломерат і котуни, які забезпечують високу продуктивність і стабільність плавки. Важливу роль відіграють флюси, що сприяють формуванню шлаку з оптимальними фізико-хімічними властивостями.

Основним паливом доменної плавки залишається кокс, який виконує роль джерела тепла, відновника та опорного матеріалу для шихти. Якість коксу визначається його міцністю, пористістю, зольністю, реакційною здатністю та хімічною чистотою. Через високу вартість коксу та його негативний вплив на навколишнє середовище дедалі ширше впроваджуються альтернативні джерела енергії — природний газ, мазут, пиловугільне паливо та коксовий газ.

Сучасне доменне виробництво постійно стикається з викликами підвищення ефективності та зниження витрат. Одним із рішень, що знайшло практичне застосування на багатьох металургійних підприємствах, є часткова заміна крупного коксу на коксовий горішок. Коксовий горішок — це реальна можливість зекономити без шкоди для процесу доменної плавки. Він дешевший за основний доменний кокс, адже є побічним продуктом при сортуванні. Його використання дозволяє зменшити витрати на кокс без серйозних змін у технологічному процесі.

Окрім економії, коксовий горішок виконує важливу технічну функцію — покращує газопроникність шихти. Завдяки цьому газу легше проходять крізь шихту, процес плавки стає рівномірнішим і стабільнішим.

Проте тут важливо не переборщити. Якщо горішку буде занадто багато, шихта може ущільнитися, і тоді газам, навпаки, буде важче проходити. Тож усе добре в міру — оптимальне дозування дозволяє отримати максимум користі.

Загалом, розумне використання коксового горішку — це простий і ефективний крок до економічнішого й стабільнішого доменного виробництва.

2. ОСНОВНА ЧАСТИНА

2.1 Технологічне обґрунтування застосування коксового горішку

Як було показано в Основній частині даної роботи, основним паливом у доменній плавці, є кокс. Останнім часом завдяки активному впровадженню технології пило-вдування роль коксу як розпушувача різко зросла. Крім того, частка заміни коксу пиловугільним паливом на сучасних доменних печах становить 30-50 %.

Найбільш малопроникна шихта, що завантажується в доменну піч, – це залізорудний матеріал. Одним із варіантів підвищення газопроникності залізорудної частини шихти є введення в неї коксового горішка, отриманого шляхом виділення фракції понад 10-15 мм з відсіву коксу.

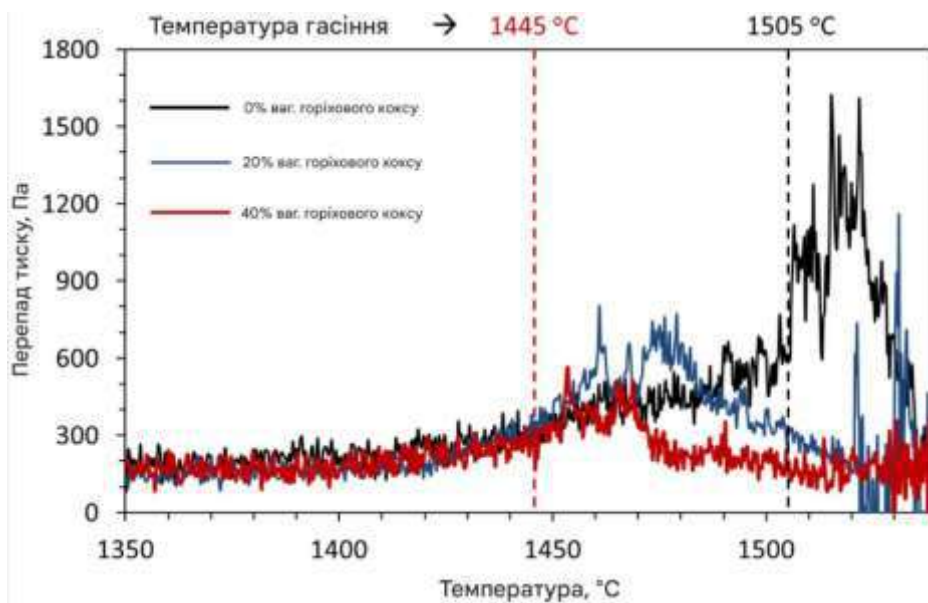


Рис. 2.1 Вплив додавання горіхового коксу на проникність газу в залізному шарі (представлена падінням тиску в шарі зразка). Визначені температури гасіння шару для залізного шару з (40 мас-%) і без горіхового коксу при 1445°C і 1505°C відповідно.

Одним із перших успішних дослідів із заміни частини коксу коксовим горішком фракції 10-40 мм під час завантаження його в суміші з агломератом проведено на Дніпропетровському металургійному заводі ім. Петровського в 1967 р. Показано, що застосування коксового горішка в кількості 16,3-17,6 % від питомої витрати коксу дало змогу знизити сумарну витрату коксу і коксового горішка на 1,82-9,86 %.

Надалі дослідження щодо впливу перемішування коксу із залізорудними матеріалами виконувалися під керівництвом проф. В. І. Логінова. Показано, що при змішуванні коксу з агломератом продуктивність доменних печей збільшувалася на 1,5-4,0 % при одночасному зниженні витрати коксу на 4-8 %.

У країнах Західної Європи до початку 90-х років минулого століття практично на всіх доменних печах уже широко застосовували коксовий горішок. Так, ще 20 років тому для європейських країн загальноприйнятою практикою стало використання коксового горішка фракції 10-35 мм у кількості від 20 до 100 кг/т чавуну.

Є досвід використання коксового горішка в Україні. Аналітично показано, що введення коксового горішка в кількості 10-30 % від витрати коксу в залізорудну частину шихти сприяє поліпшенню газопроникності в «сухій» зоні доменної печі на 9,5-13,7 %. Проведене на доменній печі № 1 ВАТ «Єнакіївський металургійний завод» промислове дослідження введення коксового горішка в суміші із залізорудною частиною шихти в кількості 25 кг/т чавуну сприяло економії 10,7 кг металургійного коксу на 1 т чавуну: 6,7 кг заощадили за рахунок зниження втрат коксу з відсівом, а 4 кг скіпового коксу - за рахунок удосконалення технології доменної плавки.

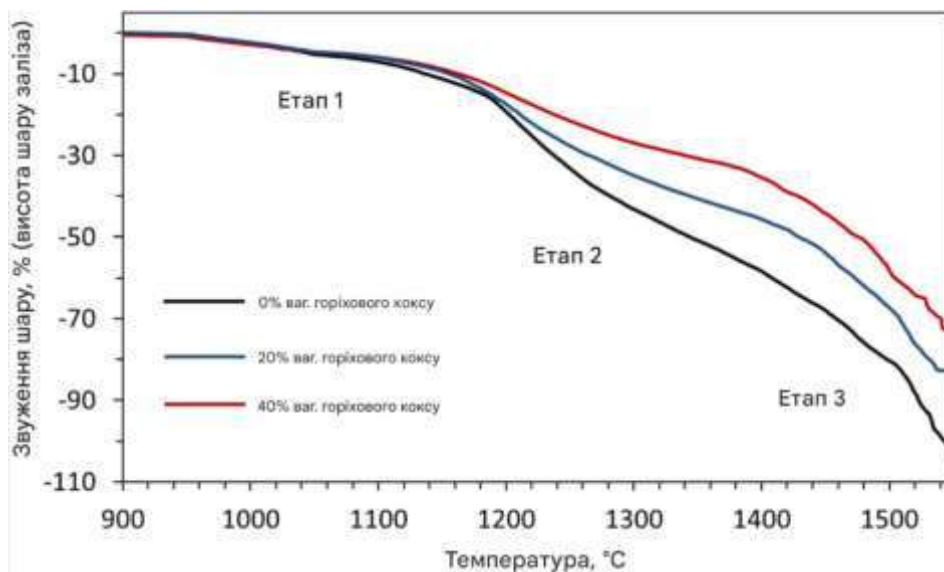


Рисунок 2.2 Вплив додавання горіхового коксу на усадку залізного шару

Однак висів коксового горішка і його завантаження в суміші із залізорудними матеріалами не повністю розв'язують проблему поліпшення

газодинаміки всього стовпа шихтових матеріалів доменної печі - необхідний комплексний підхід при підготовці коксу до доменної плавки.

Нині в повній відповідності з сучасним технічним рівнем у світі прийнято схему підготовки коксу, що містить висів з металургійного коксу дрібниці менш як 32-40 мм, висів і зниження фракції більш як 80 мм завдяки її подрібненню до 5%, висів з відсіву коксового горішка фракції від 5-15 до 32-40 мм з подальшим його завантаженням у піч із залізородною шихтою.

2.2 Вплив коксового горішка на тепловий режим доменної печі

У статті досліджено зміну робочих параметрів доменної печі до і після введення коксового горіха до складу залізородної частини шихти в доменних печах об'ємом 1370 м³ і 2014 м³, обладнаних з лотковим компактним без колошниковим колошником на Магнітогорському металургійному комбінаті. Для цього було досліджено три парних періоди. Показано, що коксовий горішок не використовувався протягом базових періодів I, III і V, тоді як протягом дослідних періодів II, IV і VI його витрата змінювалася в діапазоні 10,9-12,8 кг на тону отриманого металу (див. табл. 2.1).

Досліджено режимні параметри доменних печей А і С під час їх роботи з верхньою граничною зоною за газодинамікою, що дозволило оцінити вплив залучення коксового горішка в шихту. Проведено порівняння режимних параметрів доменної печі в III і IV періодах і виявлено вплив коксового горішка на доменну плавку в умовах обмеження газодинаміки в її нижній частині.

Завантаження коксового горішка в доменні печі об'ємом 1370 м³ проводилося в середній рудний скіп. Матеріали розташовувалися в скіпі в наступному режимі: агломерат на дні, а коксовий горішок в передостанній перед окатишами. У доменну піч ці матеріали завантажувалися в зворотному порядку. Таким чином, були створені умови для певного перемішування агломерату і коксового горішка.

Вивантаження матеріалів із завантажувального бункера у верхній горловий простір печі об'ємом 2014 м³ проводилося в кількості 3 скіпів

протягом 9 циклів. Коксовий горішок знаходився в середньому цього об'єму, що було забезпечено його вийманням в другому рудному скіпі.

Таблиця 2.1

Основні технологічні параметри роботи доменних печей А, В і С

Параметри	Доменні печі					
	А (V =1370)		В (V =1370)		С (V = 2014)	
	Періоди					
	I	II	III	IV	V	VI
1	2	3	4	5	6	7
Тривалість періоду, днів	9	9	9	9	7	5
Витрата сухого коксового горіха, кг/тонну чавуну	0	12.2	0	12.8	0	10.9
Питома витрата коксу (сухий, скіп), кг на тонну чавуну:						
фактична	434.3	428.1	443.1	438.3	452.3	444.0
приведена	—	425.2	—	435.5	—	442.7
Продуктивність, тонна/день: за фактичним обсягом витрат наведено	3654 —	3706 3760	3260 —	3158 3290	4542 —	4810 4867
Витрати, м ³ /т чавуну:						
дугтя	1154	1132	1229	1247	1114	1115
природний газ	109.5	110.7	100	109.1	97.4	104.8
Питомі витрати загального палива кг/т чавуну:						
фактичні (кокс, природний газ, коксовий горішок) тобто кокс і коксовий горішок разом наведені	514.1 434.3 434.3	521.0 440.3 437.4	516.0 443.1 443.1	530.2 451.1 447.9	523.3 452.3 452.3	531.2 454.9 453.6
Вміст O ₂ у продувці, %	28.1	27.8	27.1	26.6	28.3	28.5
Витрати, кг на тонну чавуну:						
сировина	1693	1693	1662	1689	1660	1670
кварцит	—	—	—	—	—	0.12
Михайлівська руда	—	—	—	—	43.9	31.5

Інтенсивність експлуатації, т/м ³ на добу:						
для залізорудної сировини	3.071	3.115	3.956	3.892	3.744	3.988
для загального вуглецю	0.701	0.699	0.870	0.835	0.867	0.922
Масове співвідношення шихти, т/т	3.61	3.78	3.56	3.74	3.59	3.66
Вміст заліза в шихті, %	57.2	57.2	58.2	57.3	58.3	58.0
Вміст заліза в шихті, %:						
Si	0.67	0.70	0.71	0.73	0.72	0.72
Mn	0.31	0.33	0.28	0.32	0.29	0.33
S	0.018	0.017	0.021	0.018	0.023	0.020
C	4.76	4.76	4.64	4.71	4.68	4.67
Вміст у шлаку, %:						
SiO ₂	36.9	36.6	36.8	36.8	36.3	35.5
Al ₂ O ₃	12.6	12.8	12.8	12.8	12.7	13.0
CaO	36.5	36.3	36.0	36.0	36.3	36.4
MgO	9.3	9.6	9.6	9.6	9.4	9.9
S	0.693	0.678	0.738	0.699	0.882	0.913

Значення крупності коксового горішка склали в середньому 21,5 мм та 22,0 мм відповідно. Крупність залізорудної сировини представлена в таблиці 2.2. В результаті, введення коксового горіха в агломерат і окатиші дозволило поліпшити газопроникність шихти у верхній частині печі.

Таблиця 2.2

Параметри крупності залізорудної частини шихти

№ доменної печі	Період	Витрата коксового горіха, кг на тону чавуну	Параметри крупності скіпових матеріалів, мм	
			еквівалент за поверхнею	середньозважений

			агломерат	окатиші	агломерат	окатиші
А	I	–	11.07	11.73	19.87	13.41
	II	12.2	11.54	12.09	20.28	13.42
В	IV	–	11.41	11.73	18.42	13.41
	V	12.8	11.41	12.09	18.53	13.42
С	VI	–	11.20	12.19	19.27	13.65
	VII	10.9	11.63	12.19	19.77	13.65

Як видно з наведених даних, найбільш сприятливий варіант технологічних процесів спостерігався на печах А і С, що працюють з надмірною напруженістю силової взаємодії між шихтовим і газовим потоками в верхній частині печей. Це пояснюється залученням коксового горішка, що знизило коефіцієнт опору шихти в цій зоні. Це зниження склало 7,1% відносно печей А і С (див. табл. 2.3).

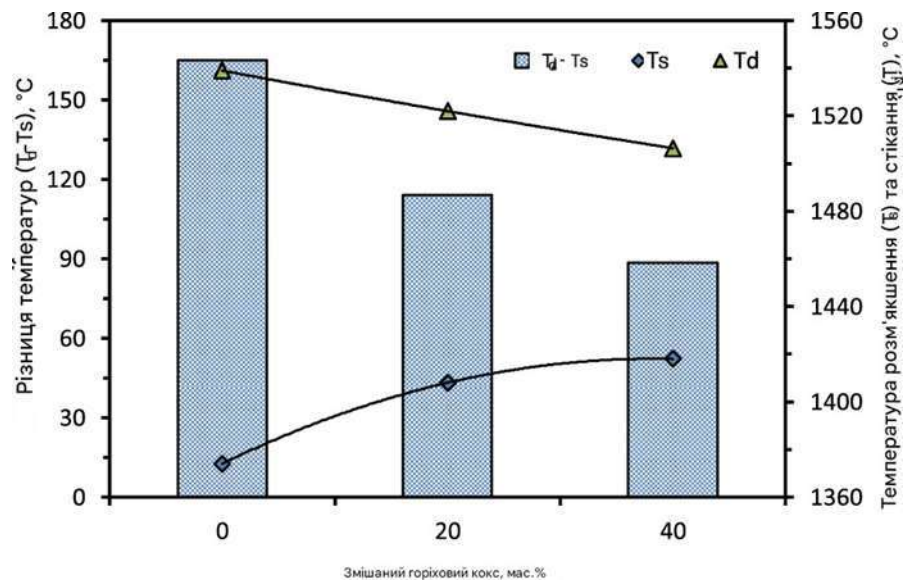


Рисунок 2.1 Вплив додавання горіхового коксу на діапазон температур когезивної зони (від Ts до Td).

Найбільш істотне підвищення технічних і економічних параметрів плавки спостерігалося на печі з об'ємом 2014 м³. Зниження фактичних і приведених витрат коксу склало 8,3 кг і 9,6 кг на тонну чавуну відповідно, в результаті позитивного впливу коксового горішка на параметри плавки.

Зниження газодинамічної напруги в шарі шихти, віддаленому від рівня шихти на 2-6 м, в доменній печі С, що працює з верхньою граничною зоною за своєю газовою динамікою, дозволило збільшити витрату дуття на $200 \text{ м}^3/\text{хв}$ разом зі збільшенням витрати природного газу на $7,4 \text{ м}^3$ на тонну чавуну. При цьому інтенсивність використання залізорудної сировини зростає з 3,744 до $3,988 \text{ т/м}^3$ -добу. Кількість фурменого газу також збільшується з 1604 до 1655 м^3 на тонну гарячого металу, а кінетична потужність газоповітряної суміші зростає з 111 до 130 КДж/с, що супроводжується збільшенням протяжності сипучої частини зони горіння на 3,3% відносно (див. табл. 2.4).

Таблиця 2.3

Параметри газодинамічного режиму на доменних печах А, В і С для періодів

Параметри	Доменні печі					
	А (V = 1370)		В (V = 1370)		С (V = 2014)	
	Періоди					
	I	II	III	IV	V	VI
Швидкість газу на порожній ділянці доменної печі в робочих умовах за температури і тиску, $\text{м}^3/\text{с}$: у верхній горловині, в колошнику, в горні	1.48	1.58	1.38	1.64	1.40	1.55
	1.63	1.67	1.48	1.76	1.47	1.55
	2.56	2.58	2.36	2.8	2.22	2.33
Динамічний напір газу на порожній секції печі в робочих умовах для температури і тиску, Н/м^2 : у верхній горловині, в колошнику, в горні	1.93	2.11	1.64	2.29	1.83	2.17
	1.01	1.07	0.84	1.18	0.84	0.95
	1.38	1.41	1.18	1.64	1.11	1.28
Коефіцієнт опору заряду руху газу: у верхній горловині, в колошнику, в горні	1.45	1.32	1.56	1.07	1.53	1.45
	10.58	10.02	12.31	7.97	14.20	14.22
	5.85	5.73	6.41	4.30	8.39	8.31

Це також супроводжувалося підвищенням ступеня відновлення Fe з FeO воднем і збільшенням ступеня його застосування (див. табл. 2.4).

Використання коксового горішка в доменних печах, що працюють з верхньою визначальною зоною за його газодинаміки, супроводжувалося підвищенням інтенсивності теплообміну в області з температурами нижче 850 °С і її зниженням в області з температурами вище 850 °С.

Таблиця 2.4

Робочі параметри відновлення в доменних печах А В і С за періоди

Параметри	Доменні печі					
	А (V = 1370)		В (V = 1370)		С (V = 2014)	
	Періоди					
	I	II	III	IV	V	VI
Ступінь відновлення Fe з FeO різними відновниками. %:						
вуглець	31.2	35.5	27.7	31.9	23.5	20.4
окис вуглецю	42.2	39.2	55.4	43.4	55.8	53.4
водень	26.6	25.3	19.0	24.7	20.7	26.2
Ступінь застосування відновного газу. %:						
CO	43.0	43.4	42.1	42.1	45.0	43.4
H ₂	41.4	39.1	31.7	37.9	35.4	42.1

Залучення коксового горішка до складу шихтового матеріалу для доменної печі В, що працює з нижньою обмежувальною зоною за рахунок силової взаємодії шихтового і газового потоків, виявилось менш ефективним в IV періоді, порівняно з його використанням в доменних печах А і С в періодах II і VI відповідно. Це стало результатом визначення впливу витрати коксового горішка на зливу здатність. Збільшення кількості шлаку, що залишається в печі з 7 м³ після пробної плавки в порівняно з 9 м³ в базовому періоді, а також скорочення на 1 хв часу від початку відведення до появи шлаку свідчать про те,

що в результаті використання коксового горіха в доменній печі і газових потоків, була менш ефективною в IV періоді, порівняно з її використанням в доменних печах А і С в періодах II і VI відповідно. Ця тенденція спостерігалася незважаючи на зниження коефіцієнта опору шихти і підвищення інтенсивності теплообміну у верхній частині доменної печі. Це стало результатом визначення впливу витрати коксового горішка на зливну здатність коксового пакування в горна печі. Збільшення кількості шлаку, що залишився в печі з 7 м^3 після пробної плавки в порівняно з 9 м^3 в базовому періоді, а також зменшення на 1 хв часу від початку вивантаження до появи шлаку свідчили про погіршення фільтруючої здатності коксу в горні печі.

Час від початку вивантаження до появи шлаку зменшився з 9,5 хв до 8,4 хв, а його в'язкість збільшилася з 0,40 Па·с до 0,45 Па·с. Зниження питомої витрати коксу склало 7,6 кг на тонну чавуну. Покращення газодинамічних і гідродинамічних умов у визначальних зонах дозволяє підвищити ефективність використання коксового горішка.

2.3 Ефективне застосування коксового горішку

Ефективне застосування коксового горішку в доменній плавці є важливою складовою модернізації металургійного виробництва. Коксовий горішок — це дрібніші фракції коксу, що утворюються при його дробленні та просіюванні. Зазвичай ці фракції не використовуються як основний кокс, але завдяки своїм властивостям їх можна ефективно застосовувати для часткової заміни традиційного доменного коксу.

Основна перевага використання коксового горішку полягає в зниженні собівартості виробництва. Він має нижчу ціну, ніж крупний кокс, але зберігає необхідні фізико-хімічні характеристики для підтримання процесу плавки. За умови правильного дозування та змішування з основним коксом, коксовий горішок не знижує якість чавуну і не погіршує роботу доменної печі.

Для досягнення максимальної ефективності застосування коксового горішку важливо ретельно контролювати його гранулометричний склад і фізико-механічні властивості, такі як міцність і пористість. Занадто дрібний горішок може призводити до забивання шихти і порушення газового режиму печі, що негативно впливає на процес плавки. Тому на підприємствах зазвичай встановлюють оптимальні співвідношення між різними фракціями коксу і горішку.

Іншим ключовим фактором ефективності є правильна організація технологічного процесу. Включення коксового горішку до шихти потребує адаптації систем подачі палива, забезпечення рівномірного змішування і контролю за температурним режимом у печі. Дотримання цих умов сприяє стабільності процесу, зниженню втрат коксу і підвищенню виходу готової продукції.

Практичний досвід великих металургійних комбінатів, таких як ArcelorMittal Kryvyi Rih, підтверджує, що впровадження коксового горішку у шихту сприяє значній економії паливно-енергетичних ресурсів і покращенню екологічних показників виробництва. Крім того, це дозволяє зменшити утворення шкідливих викидів за рахунок більш повного спалювання палива.

Таким чином, ефективне застосування коксового горішку — це комплексний процес, що включає підбір якісної сировини, технологічний контроль і адаптацію виробничого обладнання. В результаті це сприяє підвищенню економічної ефективності і стабільності доменного виробництва, що є важливим фактором конкурентоспроможності металургійних підприємств.

2.4 Техніко-економічне обґрунтування використання коксового горішку в доменній плавці

2.4.1 Вартість впровадження коксового горішку

Коли на металургійному підприємстві постає питання оптимізації витрат і підвищення ефективності виробництва, одним із рішень може стати часткова

заміна дорогого доменного коксу на коксовий горішок. На перший погляд це виглядає досить просто: є горішок — можна завантажити його в доменну піч і зекономити. Але на практиці таке впровадження потребує певної підготовки, технічних змін і економічного обґрунтування.

Передусім варто розуміти, що коксовий горішок — це побічний продукт коксування, який зазвичай не використовується у повному обсязі. Якщо підприємство має власне коксохімічне виробництво, горішок уже є в наявності, й тоді відпадає потреба закуповувати його ззовні. Це значно знижує загальні витрати на впровадження. Якщо ж горішок доводиться купувати, потрібно враховувати його ціну на ринку — вона, як правило, на 25–35% нижча за вартість доменного коксу.

Однак заміна не може відбутися без технологічної підготовки. Необхідно забезпечити правильне дозування горішку в доменну шихту, а для цього часто потрібно оновити або адаптувати існуючу систему подачі сировини. Наприклад, змінити бункери, модернізувати конвеєрні лінії або встановити окремі дозувальні пристрої. Такі зміни можуть коштувати в межах 2–5 мільйонів гривень на одну доменну піч, залежно від технічного стану обладнання та масштабів виробництва.

Ще один важливий аспект — це випробування й налаштування процесу. Перед впровадженням горішку потрібно провести серію дослідів, перевірити, як він впливає на стійкість коксової колони, хід плавки, температуру та газодинаміку. Часто для цього створюють тестові партії, проводять хімічні аналізи, контролюють параметри шихти на всіх етапах. Усе це також вимагає витрат — орієнтовно від 200 до 500 тисяч гривень.

Крім того, важливо навчити персонал працювати з оновленою технологією. Інженери, шихтувальники та працівники доменної печі мають чітко розуміти, які зміни відбуваються в процесі й як з ними працювати. Навчання, інструктажі, оновлення нормативної документації також входять у вартість проєкту.

Незважаючи на всі ці витрати, економічна вигода від використання коксового горішку переважає. Враховуючи, що на кожну тонну чавуну йде приблизно 450 кг коксу, навіть заміна 10% дає суттєву економію. Якщо вартість доменного коксу становить близько 6000 грн за тонну, а горішку — 4500 грн, то при заміні 45 кг економія з кожної тонни чавуну буде понад 67 грн. У масштабах річного виробництва це можуть бути десятки або навіть сотні мільйонів гривень.

Окрім прямої економії, є ще й непрямі вигоди — зменшення залишків дрібного коксу, екологічне навантаження, раціональніше використання ресурсів, а також підвищення гнучкості у формуванні шихти. Усе це робить впровадження коксового горішку не лише виправданим, а й стратегічно вигідним кроком.

2.4.2 Економія на коксі

У сучасному металургійному виробництві питання зниження собівартості продукції стає дедалі актуальнішим, з огляду на нестабільність ринку сировини та зростання енергетичних витрат. Одним із ефективних напрямів оптимізації є часткова заміна дорогого доменного коксу більш дешевим, але технологічно сумісним матеріалом — коксовим горішком. Цей підхід дозволяє досягти значної економії без шкоди для якості виплавленого чавуну.

Доменний кокс використовується у доменній плавці як основне джерело вуглецю та енергії. Однак його виробництво потребує великих витрат енергоресурсів і високоякісного вугілля. У порівнянні з ним, коксовий горішок є побічним продуктом коксохімічного виробництва, утворюється під час дроблення або просіювання основного коксу. Хоча він має дещо нижчу механічну міцність і менший розмір частинок, за складом і горючими властивостями практично не поступається доменному коксу.

Впровадження коксового горішку як частини шихти (тобто сировинної суміші для доменної печі) дозволяє замінити частину основного коксу без

істотної перебудови технологічного процесу. За стандартними розрахунками, при заміні лише 10% доменного коксу горішком на кожній тонні чавуну можна зекономити понад 110 гривень. У масштабах великого підприємства це перетворюється на десятки або навіть сотні мільйонів гривень щорічної економії.

Таблиця 2.5

Порівняння коксу та коксового горішку

Параметр	Кокс (звичайний доменний)	Коксовий горішок (0–25 мм)
Розмір фракції, мм	25–80 мм	10–25 мм
Насипна маса, кг/м ³	400–450	500–550
Пористість, %	40–50	35–45
Механічна міцність (M ₄₀)	>75%	<50%
Зольність, %	10–13	10–13
Волога, %	3–6	3–6
Вміст летких речовин, %	1.0–2.0	1.0–2.5
Сірка, %	0.5–0.9	0.5–0.9
Реакційна здатність (CRI) %	25–35	40–60
Співливість у домні	добра	слабка
Газопроникність	добра	покраще газопроникність шихти
Ціна (орієнтовно), \\$/т	~300–350	~100–150

Приміром, якщо підприємство виплавляє близько 2 мільйонів тонн чавуну на рік, то щорічна економія від впровадження коксового горішку навіть у невеликій кількості може досягати 200–300 мільйонів гривень. Збільшення

частки горішку до 15% за сприятливих умов дозволяє ще більше знизити витрати на кокс. Крім того, горішок часто доступніший за ціною та має стабільне постачання, оскільки його виробництво відбувається паралельно з основним коксуванням.

Також важливо врахувати, що використання коксового горішку сприяє зменшенню кількості відходів коксохімічного виробництва, оскільки він утилізується у плавці замість накопичення на складах або використання лише у допоміжних процесах. Таким чином, підприємство не тільки знижує витрати, а й покращує показники екологічної ефективності, що важливо в умовах сучасних вимог до охорони довкілля.

Ще одним позитивним моментом є відносно низькі витрати на впровадження цієї технології. У більшості випадків підприємству потрібно лише модернізувати системи подачі твердого палива в доменну піч для можливості точно дозувати горішок окремо або в суміші з основним коксом. У технічно розвинених цехах ці зміни можна реалізувати протягом кількох місяців, і окупність таких інвестицій часто не перевищує 6–12 місяців.

У підсумку, використання коксового горішку є прикладом раціонального підходу до виробничої економіки. Завдяки відносно простому технічному рішенню підприємство може досягти значної економії ресурсів, зменшити виробничі витрати та підвищити загальну конкурентоспроможність продукції.

Висновки по Основній частині

Впровадження коксового горішку в доменне виробництво дозволяє значно знизити витрати на паливо за рахунок заміни частини дорогого доменного коксу більш доступним і дешевшим горішком. Навіть при заміщенні 10% коксу горішком економія на кожній тонні чавуну сягає понад 100 гривень, що в масштабах великого металургійного підприємства перетворюється на десятки, а іноді й сотні мільйонів гривень за рік. Таким чином, використання горішку є важливим інструментом оптимізації собівартості металургійної продукції.

Вартість впровадження коксового горішку в технологічний процес є порівняно невеликою. Основні витрати пов'язані з модернізацією систем подачі палива в доменну піч, адаптацією дозувальних механізмів та технічним налаштуванням процесу. Як правило, ці інвестиції окупаються протягом одного року, що робить проєкт економічно вигідним і доцільним для широкого впровадження.

Загалом, впровадження коксового горішку — це ефективне рішення, яке дозволяє оптимізувати витрати на енергоресурси, підвищити екологічність виробництва та покращити конкурентоспроможність металургійної продукції.

3 РОЗРАХУНКОВО ПРОЄКТНА ЧАСТИНА

В даній дипломній роботі виконані проектні розрахунки доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

Проєктом передбачено розрахунок профілю доменної печі методом О.М. Рамма, визначено конструктивні параметри фурм і фундаменту, а також матеріальний і тепловий баланси плавки. Проведено обчислення витрати коксу, складу шихти, утворення шлаку, а також обсягів дуття і колошникового газу з урахуванням введення коксового горішку.

Усі формули, пояснення до формул, порядок розрахунків наведено в додатку А.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ

Металургійна галузь характеризується шкідливими та небезпечними для здоров'я умовами праці, що зумовлені негативним впливом на організм працюючих виробничих чинників, серед яких провідне місце посідають: фактори виробничого мікроклімату, шкідливі речовини, переважно, хімічного походження, виробничий шум і вібрація, інфрачервоне випромінювання, важкий та напружений характер праці. Шкідливий вплив цих виробничих факторів на організм здатний викликати у працівників розвиток професійних і виробничо зумовлених захворювань, а також може негативно впливати на розвиток і клінічний перебіг поширених у населення гострих і хронічних соматичних захворювань

4.1 Основні шкідливі фактори в доменному цеху

Оцінка умов праці на робочому місці повинна бути включена до встановленої програми, спрямованої на профілактичні та контрольні заходи. Особливу увагу слід приділяти газам, парам, диму та пилу.

Відбір та аналіз проб навколишнього середовища повинні проводитися через регулярні проміжки часу кваліфікованими фахівцями з охорони праці та безпеки відповідно до методів, рекомендованих відповідним органом з охорони праці.

Моніторинг може використовуватися для оцінки небезпеки та для оцінки ефективності заходів контролю. Розробка та реалізація програми моніторингу повинна здійснюватися особою, яка має відповідну кваліфікацію, або в консультації з нею.

Моніторинг робочого середовища передбачає вимірювання атмосферних забруднювачів у обраних місцях на робочому місці (статичний, позиційний моніторинг). Персональний моніторинг передбачає вимірювання атмосферних забруднювачів у зоні дихання окремого працівника.

Біологічний моніторинг передбачає вимірювання концентрації забруднювача, його метаболітів або інших показників у тканинах або рідинах організму працівника. У деяких випадках біологічний моніторинг може знадобитися на додаток до статичного або персонального моніторингу.

При розробці програми моніторингу в ливарних цехах слід приділяти належну увагу тепловому стресу, впливу шуму, газів, наприклад, оксиду вуглецю, парів, диму, наприклад, цинкового і мідного, і пилу, наприклад, пилу кремнезему.

При контролі небезпеки для здоров'я, пов'язаної з конкретною забруднюючою речовиною, якщо було продемонстровано, що вплив забруднюючої речовини на працівника наближається до відповідного стандарту, або небезпека для здоров'я в ливарному виробництві якщо біологічний моніторинг вказує на неприйнятний вплив, необхідно вжити негайних заходів для зменшення небезпеки для здоров'я та продовжити інтенсивний моніторинг.

Слід вести записи результатів будь-якого моніторингу та інформувати працівників.

4.2 Захист персоналу

Якщо існує ймовірність впливу на працівників ливарного виробництва небезпечних виробничих факторів, слід вжити заходів для мінімізації цього впливу, наскільки це можливо. Ретельна перевірка методів роботи має важливе значення. Необхідно запровадити процедури, які гарантують, що працівники не піддаватимуться надмірному впливу небезпечних факторів.

Заходи контролю включають, але не обмежуються наступними, які розташовані за пріоритетністю та ефективністю:

- усунення/заміна та модифікація процесу;
- інженерний контроль;
- адміністративний контроль;

- використання засобів індивідуального захисту.

Запобігання фізичним травмам

Розуміння, усвідомлення та застосування заходів профілактики та контролю може зробити значний внесок у мінімізацію ризику фізичних травм під час ливарних робіт. Деякі загальні принципи викладені нижче:

- Механічні транспортні засоби або машини повинні регулярно перевірятися, підтримуватися в ефективному робочому стані і експлуатуватися тільки навченим персоналом.
- Максимальні навантаження для лебідок, підйомників, ліфтів і кранів повинні бути чітко позначені на обладнанні. Забороняється перевищувати ці максимальні навантаження.
- Слід уникати контакту розплавленого металу з водою. Всі ковші та інше обладнання, що використовується для роботи з металом, повинні бути повністю сухими перед контактом з розплавленим металом.
- Робочі зони слід регулярно перевіряти, щоб переконатися в дотриманні належної практики ведення господарства
- Будь-яке несправне обладнання слід негайно відремонтувати або вивести з експлуатації.
- Підлога навколо печей повинна бути з неслизького, негорючого матеріалу, не захаращуватися і регулярно очищатися.
- Інструкції з експлуатації кожної печі повинні бути чітко вивішені в зоні печі та видані особі, відповідальній за піч.
- Оператори печей повинні носити відповідний захисний одяг та обладнання, включаючи засоби захисту очей, такі як окуляри.
- Захист очей повинен бути обов'язковим у всіх зонах очищення/перевдягання металу.
- Там, де це необхідно, слід встановити бар'єри або інші відповідні щити від бризок розплавленого металу.
- Людям має бути заборонено заходити в зону печі, коли температура перевищує 50°C, за винятком випадків надзвичайних ситуацій.

- Ливарні цехи повинні бути обладнані захисними ковдрами, автоматичними аварійними душами або шлангами для гасіння одягу, що горить.
- У всіх робочих зонах має бути забезпечене належне освітлення.
-

4.3 Зниження викидів CO₂

Чадний газ

Чадний газ не має кольору і запаху, не має жодних попереджувальних властивостей. Єдиний спосіб визначити концентрацію газу - це регулярний моніторинг повітря в ливарному цеху. Автоматична сигналізація є хорошим засобом попередження працівників про небезпечний рівень чадного газу, за умови, що вона правильно налаштована.

Витяжна вентиляція є засобом контролю викидів оксиду вуглецю в джерелі їх утворення. Для купольних печей забір вихлопних газів повинен бути розташований далеко за трубою.

Усі працівники, які потенційно піддаються впливу чадного газу, повинні бути проінструктовані про безпеку, розпізнавання та лікування отруєння чадним газом. Корисним методом може бути біологічний моніторинг оксиду вуглецю шляхом відбору проб крові або у зразках повітря, що видихається. Зразки слід відбирати в кінці робочої зміни.

Інші гази та пари

Потенційно подразнюючі пари або дими, що утворюються в процесі виготовлення стрижнів або формування, повинні збиратися витяжною вентиляцією в місці викиду та утилізуватися відповідно до вимог щодо захисту навколишнього середовища. Особливу увагу слід приділяти спалюванню продуктів, що утворюються під час заливки форм.

Випари металу слід видаляти таким же чином. Витяжна вентиляція повинна бути передбачена у верхній частині горщика при литті кольорових металів, таких як алюміній, магній і мідь.

Можна замінити менш небезпечні речовини або іншим чином модифікувати процес, щоб звести до мінімуму утворення небезпечних парів, газів або випарів.

Використання таких газів, як діоксид сірки або хлор, для дегазації розплавлених металів вимагає особливої уваги до безпеки та вентиляції.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У дипломній роботі було проведено дослідження впливу коксового горішку на доменний процес, а також обґрунтовано технічну та економічну доцільність його застосування в сучасному виробництві чавуну.

На початковому етапі було розглянуто особливості будови та принцип роботи доменної печі, визначено основні технологічні вимоги до сировини та палива. Детально проаналізовано склад і функції рудної частини шихти, флюсів, коксу та дуття, що дозволило глибше зрозуміти умови перебігу процесів у шахті доменної печі.

Окрема увага приділялася коксовому горішку як вторинному паливу, яке вводиться до шихти. Було з'ясовано, що його використання позитивно впливає на хід плавки: зменшує гідравлічний опір шихти, покращує газопроникність, дозволяє знизити витрату основного доменного коксу та частково регулює теплообмін у реакційній зоні.

На основі виконаних технічних розрахунків визначено оптимальні параметри шихти, кількість необхідного дуття, об'єм і склад колошникового газу, а також побудовано матеріальний і тепловий баланс печі.

Також проведено техніко-економічне обґрунтування, яке показало, що впровадження коксового горішку у виробництво дозволяє зменшити витрати на кокс на кожен тону чавуну, що є важливим чинником у сучасних умовах зростання вартості енергоресурсів. Навіть часткова заміна коксу на горішок забезпечує помітну економію.

У цілому, результати роботи підтверджують, що застосування коксового горішку в доменному виробництві — це технологічно виправданий, енергетично ефективний та економічно вигідний напрям модернізації процесу виплавки чавуну.

БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Дорофеев В. Н., Диментьев А. О., Карпов А. В. Конструкция и проектирование доменных печей : учебное пособие. Алчевск : ГОУВПО ЛНР «ДонГТУ», 2017. 136 с.
2. National Occupational Health and Safety Commission. Foundry health hazards. Canberra : Australian Government Publishing Service, 1989.
3. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могилатенко В. Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / за ред. В. А. Найдека. Київ, 2016.
4. Use of nut coke in a blast furnace [Електронний ресурс]. – Режим доступу: https://www.researchgate.net/publication/331080636_Effect_of_Nut_Coke_Addition_on_Physicochemical_Behaviour_of_Pellet_Bed_in_Ironmaking_Blast_Furnace
5. Шихтові матеріали для доменної плавки [Електронний ресурс] // Вікіпедія. – Режим доступу: https://uk.wikipedia.org/wiki/Категорія:Шихтові_матеріали_для_доменної_плавки
6. Емченко А. В., Крикунов Б. П., Ярошевський С. Л., Горін Д. В., Храпко А. В., Кузьмін А. В., Голухін Н. В. Дослідження ефективності застосування коксового горішку в доменній плавці // Сталь. – 2006. – №3.
7. Конспект лекцій з доменного виробництва [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://studfile.net/preview/9119993/page:6/>
8. Крячко Г. Ю., Сафіна-Валуєва Л. О. Споруди та обладнання доменних цехів : конспект лекцій. Дніпродзержинськ : ДДТУ, 2016.
9. Попович В. В., Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство : підручник. Львів, 2016.
10. Дорофеев В. Н., Диментьев А. О., Карпов А. В. Конструкция и проектирование доменных печей. Учебное пособие. Алчевск, 2017.

11. Шаравара Л. П. Гігієнічна оцінка умов праці працівників металургійного підприємства повного циклу // Запорізький державний медичний університет. – [Електронний ресурс].
12. <https://studfile.net/preview/7861943/>
13. INFLUENCE OF COKE NUT INTRODUCTION IN BLAST FURNACE CHARGE ON MELTING PARAMETERS M. V. Chukin¹, S. K. Sibagatullin¹, A. S. Kharchenko¹, V. P. Chernov¹, G. N. Logachev²
14. Ільїн В. І., "Коксохімічні аспекти сучасного металургійного виробництва", Металургія України, 2021.
15. Діяк І. Я., "Особливості впливу фракційного складу коксу на газодинаміку доменної шихти", Наукові праці ДДМА, 2020.
16. Сидоров А. М., "Раціональне використання коксового горішку в доменній плавці", Вісник Криворізького національного університету, 2019.
17. Gavel D. J., Adema A., Yang Y. Ferrous burden behaviour under nut coke mixed charge conditions // Ironmaking & Steelmaking. – 2023. – Vol. 50, No. 6. – P. 678–686. – DOI: 10.1080/03019233.2023.2171594.

1 Розрахунок корисного об'єму доменних печей

Вихідні дані для розрахунку

1. Річне виробництво прокату $\Pi_{\text{ПР}} = 3,9$ млн.т
2. Вихід готового прокату з 1 т сталєвих зливків $m_1 = 0,85$ т/т
3. Вихід гідної сталі з 1 т металошихти $m_2 = 0,81$ т/т
4. Частка рідкого чавуну, що надходить у сталеплавильний переділ, за вирахуванням втрат зі шлаком, на жолобах, у ковшах тощо $m_3 = 0,92$ т/т
5. Частка чавуну, виробленого у вигляді чушок, з відрахуванням втрат зі шлаком, в жолобах, ковшах і розливальних машинах $m_4 = 0,93$ т/т
6. Витрата рідкого чавуну на 1т сталі $m_5 = 0,85$ т/т
7. КВКО = $0,5 \text{ м}^3 \cdot \text{добу/т}$
8. Річна продуктивність товарного чавуну $\Pi_{\text{ТЧ}} = 0,5$ млн т.

Розрахунок

1. Сумарна добова продуктивність доменних печей:

$$\Pi_{\text{ДЦ}}^{\text{ДОБ}} = \frac{1000000 \cdot \Pi_{\text{ДЦ}}}{365} = \frac{1000000 \cdot 3,9}{365} = 10684,93 \text{ т/добу.}$$

2. Сумарний корисний об'єм доменних печей

$$V_o^{\Sigma} = \Pi_{\text{ДЦ}}^{\text{ДОБ}} \cdot \text{КВКО} = 10684,93 \cdot 0,5 = 5342,47 \text{ м}^3.$$

3. Для забезпечення величини $V^{\Sigma} = 5342,47 \text{ м}^3$ з погрішністю $\pm 0,5\%$ доцільно обрати доменну піч типового проекту корисним об'ємом $V_0 = 2700 \text{ м}^3$.

4. Необхідна кількість доменних печей складе $N = V_o^{\Sigma} / V_0 = 5342,47 / 2700 = 1,97$

шт. Приймаємо 2 шт. При цьому $V_{o(\text{розр})}^{\Sigma} = 2 \cdot 2700 = 5400 \text{ м}^3$.

5. Похибка визначення сумарного об'єму доменних печей становить:

$$\Delta = 100 \cdot (5342,47 - 5400) / 5342,47 = - 1,077 \text{ \%}.$$

6. Норма виплавки чавуну на 1 м^3 корисного об'єму доменної печі (табл. 1.1):

$$\Pi_0 = 8000 \text{ т/м}^3.$$

7. Виробництво чавуну за кампанію доменної печі вибраного типового проекту:

$$P_{\text{КАМП}} = V_0 \cdot P_0 = 2700 \cdot 8000 = 21600000 \text{ т.}$$

8. Добова продуктивність доменної печі вибраного типового проекту:

$$P_{\text{доб}} = V_0 / \text{КВКО} = 2700 / 0,5 = 5400 \text{ т/добу.}$$

9. Кількість робочих діб за кампанію доменної печі вибраного типового проекту:

$$T_P = P_{\text{КАМП}} / P_{\text{доб}} = 21600000 / 5400 = 4000 \text{ доби.}$$

10. Норми тривалості капітальних ремонтів доменних печей вибраного типового проекту (табл. 1.2): $T_1 = 42$, $T_2 = 26$, $T_3 = 4$.

11. Кількість календарних діб кампанії доменної печі вибраного типового проекту:

$$T_{\text{КАМП}} = T_P + T_1 + 2T_2 + (T_P \cdot T_3 / 365) = 4000 + 50 + 2 \cdot 30 + (4000 \cdot 5 / 365) = 4164,8 \text{ діб.}$$

12. Середньорічна кількість робочих діб доменної печі обраного типового проекту протягом її кампанії

$$B_{\text{ДП}} = 365 T_P / T_{\text{КАМП}} = 365 \cdot 4000 / 4164,8 = 350 \text{ доби.}$$

13. Річна продуктивність проектованої доменної печі обраного типового проекту дорівнюватиме:

$$P_{\text{ДП}} = P_{\text{доб}} \cdot B_{\text{ДП}} = 5400 \cdot 350 = 1890000 \text{ т.}$$

14. Тривалість кампанії доменної печі становитиме:

$$\tau_{\text{КАМП}} = T_P / B_{\text{ДП}} = 4000 / 350 = 12,4 \text{ років.}$$

2.1 Розрахунок профілю методом проф. О.М. Рамма

Початкові дані

1. Добова продуктивність $P = 5400$ т.

2. Коефіцієнт використання корисного об'єму КВКО = $0,5 \text{ м}^3 \cdot \text{добу/т.}$

Розрахунок нормального профілю

1. Корисний об'єм доменної печі $V_0 = \text{КІПО} \cdot P = 0,5 \cdot 5400 = 2700 \text{ м}^3$.

2. Діаметр розпару $D = 0,59 \cdot V_0^{0,38} = 0,59 \cdot 2700^{0,38} = 11,9 \text{ м.}$

3. Діаметр горна $d_r = 0,32 \cdot V_0^{0,45} = 0,32 \cdot 2700^{0,45} = 11,2\text{м.}$
4. Діаметр колошника $d_k = 0,59 \cdot V_0^{0,33} = 0,59 \cdot 2700^{0,33} = 8\text{м.}$
5. Повна висота печі $H = 5,55 \cdot V_0^{0,24} = 5,55 \cdot 2700^{0,24} = 36,97\text{м}$
6. Корисна висота $H_0 = 0,88 \cdot H = 0,88 \cdot 36,97 = 32,53\text{м.}$
7. Висота горна $h_r = 0,10 \cdot H = 0,1 \cdot 36,97 = 3,7\text{м.}$
8. Висота за плечиків $h_3 = 3,2\text{ м.}$
9. Висота розпару $h_p = 0,07 \cdot H = 0,07 \cdot 36,97 = 2,6\text{м.}$
10. Висота конічної частини шахти $h_{ш} = 0,63 \cdot H - 3,2 = 0,63 \cdot 36,97 - 3,2 = 20,1\text{м.}$
11. Висота колошника $h_k = 0,08 \cdot H = 0,08 \cdot 36,97 = 2,96\text{м.}$

Виконаємо перевірку розрахунку і розрахунок нев'язки корисного об'єму печі.

$$\Delta V_0 = 100 - \frac{V_0 - V_0^{\text{ПР}}}{V_0} = 100 - \frac{2700 - 2719,37}{2700} = -0,71\%$$

3.1 Розрахунок кількості повітряних фурм доменної печі

Фурми розташовані у верхній частині горну на висоті 2,7-3,4 м від рівня чавунної льотки по колу горна на однаковій відстані одна від одної. Правильне визначення кількості фурм, а також вдалий вибір діаметру, висуву та конструкції фурми має значний вплив на газодинамічні умови роботи доменної печі та ефективність доменної плавки в цілому.

Кількість повітряних фурм розраховується з урахуванням діаметра горну доменної печі за різними методиками, наприклад:

1. По формулі акад. М.А. Павлова: $n_\phi = 2d_r + 1;$
2. По формулі О.Р. Райса: $n_\phi = 2,6d_r - 0,3;$
3. По формулі М.Я. Остроухова: $n_\phi = \pi d_r / 1,4;$
4. По формулі Н.К. Леонідова: $n_\phi = 2d_r;$
5. По формулі Є.Н. Тихомирова: $n_\phi = 3d_r - 8;$
6. По формулі В.І. Логінова: $n_\phi = 25\pi \cdot d_r / (44,5 - d_r);$
7. По конструкційній формулі: $n_\phi = \frac{\pi \cdot d_r}{L_\phi},$

де L_{ϕ} – відстань між вісями повітряних фурм по колу горна, дорівнює $1,3 \div 1,72$ м.

Це можна перевірити за рівнянням:

$$L_{\phi} = \frac{\pi \cdot d_{\Gamma}}{n}, \text{ м.}$$

У випадку невиконання даної вимоги необхідно зменшити або збільшити кількість фурм на одну.

Розрахунок кількості повітряних фурм:

1. $n_{\phi} = 2 \cdot 11,2 + 1 = 23,4$ шт;
2. $n_{\phi} = 2,6 \cdot 11,2 - 0,3 = 28,8$ шт;
3. $n_{\phi} = 3,14 \cdot 11,2 / 1,4 = 25,12$ шт;
4. $n_{\phi} = 2 \cdot 11,2 = 22,4$ шт;
5. $n_{\phi} = 3 \cdot 11,2 - 8 = 25,6$ шт;
6. $n_{\phi} = 25 \cdot 3,14 \cdot 11,2 / (44,5 - 11,2) = 26,4$ шт;
7. $n_{\phi} = 3,14 \cdot 11,2 / 1,5 = 23,4$ шт.

Із даних розрахунків приймаємо кількість фурм рівним 24.

Перевіряємо відстань між фурмами:

$$L_{\phi} = \frac{\pi \cdot d_{\Gamma}}{n} = \frac{3,14 \cdot 11,2}{24} = 1,4 \text{ м.}$$

Умову виконано. Приймаємо кількість фурм $n_{\phi} = 24$ шт.

4.1 Розрахунок діаметра повітряних фурм доменної печі

1. Кінетичну потужність струменя дуття на повітряну фурму розраховуємо за формулою:

$$E = 86,5 \cdot d_{\Gamma}^2 - 313d_{\Gamma} + 1160, \text{ кгм/с.}$$

2. Витрата дуття для нормальних умов (тиск 1атм, температура 0°C) становить:

$$V_{\text{Д}} = (10^3 \cdot 22,4 / (2 \cdot 12 \cdot 24 \cdot 60)) \cdot \Pi_{\text{Доб}} \cdot K_{\text{уд}} \cdot C_{\text{к}} / O_2^{\text{Д}}, \text{ нм}^3/\text{хв.}$$

3. Витрата дуття на одну повітряну фурму:

$$v_{\text{д}} = V_{\text{Д}} / n_{\phi}, \text{ нм}^3/\text{хв.}$$

4. Щільність дуття при нормальних умовах:

$$\gamma_d = 0,01 \cdot (32 \cdot O_2^d + 28 \cdot (100 - O_2^d)) / 22,4, \text{ кг/м}^3.$$

5. Швидкість витікання дуття з повітряної фурми

$$w = (60 \cdot 2 \cdot 9,81 \cdot E / (\gamma_d \cdot v_d))^{1/2}, \text{ м/с.}$$

Площа перетину вихідного отвору повітряної фурми

$$S_\phi = v_d / (60w), \text{ м}^2.$$

Діаметр повітряної фурми

$$d_\phi = (4 S_\phi / \pi)^{1/2}, \text{ м.}$$

Діаметр повітряних фурм зазвичай знаходиться у діапазоні 150-200 мм і для конкретних умов роботи доменної печі підбирається індивідуально дослідним шляхом.

Висув фурми у глибину горна залежить від співвідношення діаметру горна та колошника: чим менше це відношення, тим більше висув. Це пов'язано з прагненням розміщення фокусу горіння в горні на одній вертикалі з гребенем матеріалів на колошнику. Вису фурм зазвичай коливається в межах 150-450 мм і підбирається індивідуально для кожної доменної печі.

Для розрахунку вису фурм рекомендовано формулу:

$$a = \left(\frac{d_r - d_k}{4} \right) \cdot \frac{d_k}{D}.$$

Розрахунок діаметра повітряних фурм доменної печі

Визначаємо кінетичну потужність струменя дуття на повітряну фурму:

$$E = 86,5 \cdot d_r^2 - 313d_r + 1160 = 86,5 \cdot 11,2^2 - 313 \cdot 11,2 + 1160 = 8504,96 \text{ кгм/с.}$$

Витрата дуття для нормальних умов (тиск 1атм, температура 0 ° C):

$$\begin{aligned} V_d &= (10^3 \cdot 22,4 / (2 \cdot 12 \cdot 24 \cdot 60)) \cdot \Pi_{\text{доб}} \cdot K_{\text{уд}} \cdot C_k / O_2^d = \\ &= (1000 \cdot 22,4 / (2 \cdot 12 \cdot 24 \cdot 60)) \cdot 5400 \cdot 0,5 \cdot 87,02 / 21,0 = 7251,6 \text{ нм}^3/\text{хв.} \end{aligned}$$

Витрата дуття на одну повітряну фурму

$$v_d = V_d / n_\phi = 7251,6 / 24 = 302,15 \text{ нм}^3/\text{хв.}$$

Щільність дуття при нормальних умовах

$$\begin{aligned}\gamma_d &= 0,01 \cdot (32 \cdot O_2^D + 28 \cdot (100 - O_2^D)) / 22,4 = \\ &= 0,01 \cdot (32 \cdot 21,0 + 28 \cdot (100 - 21,0)) / 22,4 = 1,29 \text{ кг/м}^3.\end{aligned}$$

Швидкість витікання дуття з повітряної фурми

$$\begin{aligned}w &= (60 \cdot 2 \cdot 9,81 \cdot E / (\gamma_d \cdot v_d))^{1/2} = \\ &= (60 \cdot 2 \cdot 9,81 \cdot 8504,96 / (1,29 \cdot 302,15))^{1/2} = 160,27 \text{ м/с}.\end{aligned}$$

Площа перетину вихідного отвору повітряної фурми

$$S_\phi = v_d / (60w) = 302,15 / (60 \cdot 160,27) = 0,031 \text{ м}^2.$$

Діаметр повітряної фурми

$$d_\phi = (4 S_\phi / \pi)^{1/2} = (4 \cdot 0,031 / 3,14)^{1/2} = 0,199 \text{ м}.$$

Приймаємо діаметр фурми рівним 199 мм.

Висув фурми у глибину горна:

$$a = \left(\frac{d_\Gamma - d_\kappa}{4} \right) \cdot \frac{d_\kappa}{D} = \left(\frac{11,2 - 8}{4} \right) \cdot \frac{8}{11,9} = 0,450 \text{ м} = 450 \text{ мм}.$$

Значення висуву фурми знаходиться у межах 150-450, отже умову виконано.

Приймаємо висув фурм рівним 450 мм.

Результати розрахунків заносимо в таблицю:

Табл. 4.1 Параметри фурмених приладів доменної печі корисним об'ємом 2000 м³

Параметр	Значення
Кількість фурм, n	24
Відстань між фурмами, L _ф , м	1,4
Діаметр фурми, d _ф , мм	200
Висув фурм у глиб горну, мм	450

5.1 Розрахунок фундаменту доменної печі

Початкові дані

1. Добова продуктивність $\Pi = 5400\text{т}$, корисний об'єм $= 2700 \text{ м}^3$.
2. Коефіцієнт використання корисного об'єму КВКО $= 0,5 \text{ м}^3 \cdot \text{добу/т}$.

3. Допустиме навантаження на ґрунт $p_{\text{доп}} = 2,5 \text{ кг/см}^2$.
4. Число граней підошви багатокутної форми: $n_{\text{під}} = 8$.
5. Висота нижньої частини підошви фундаменту: $h_{1\text{під}} = 2,0\text{м}$.
6. Висота верхньої частини підошви фундаменту: $h_{3\text{під}} = 2,0\text{м}$.
7. Кут нахилу конічної частини підошви фундаменту: $\gamma_{\text{під}} = 45^\circ$.
8. Товщина стін горна: $\Delta d_{\Gamma} = 2,0\text{м}$.
9. Ширина майданчика для розміщення колон горна на верхній кромці підошви фундаменту: $\Delta d_{\text{вкпід}} = 2,5\text{м}$.
10. Висота пня: $h_{\text{пня}} = 2,0\text{м}$.
11. Межа міцності (тимчасовий опір) жароміцного бетону на стиск: $\sigma_{\text{в}} = 14,0 \text{ МПа}$.
12. Щільність вогнетривкого бетону: $\rho = 1,8 \text{ т/м}^3$.

Розрахунок

1. Величина навантаження на підошву фундаменту печі:

$$P_{\text{ПЕЧ}} = (13\dots 15)V_{\text{О}} = 15 \cdot 2700 = 40500\text{т}$$

2. Площа підошви фундаменту:

$$S_{\text{под}} = 0,1 \cdot P_{\text{ПЕЧ}} / p_{\text{доп}} = 0,1 \cdot 40500 / 2,5 = 1620\text{м}^2$$

3. Діаметр кола, що описує багатокутник підошви фундаменту:

$$d_{1\text{під}} = (8S_{\text{під}} / (n_{\text{під}} \sin(2 \cdot 180 / n_{\text{під}})))^{1/2} = (8 \cdot 1620 / (8 \cdot \sin(2 \cdot 180 / 8)))^{1/2} = 43,63\text{м}$$

4. Діаметр пня фундаменту: $d_{\text{пня}} = d_{\Gamma} + 2\Delta d_{\Gamma} = 11,2 + 2 \cdot 2,0 = 15,2\text{м}$.

5. Діаметр верхньої кромки підошви фундаменту:

$$d_{2\text{под}} = d_{\text{пня}} + 2d_{\text{вкпід}} = 15,2 + 2 \cdot 2,5 = 20,2\text{м}$$

6. Висота конічної частини підошви фундаменту:

$$h_{2\text{під}} = (d_{1\text{під}} - d_{2\text{під}}) / 2 \text{tg} \gamma_{\text{під}} = (43,63 - 20,2) / (2 \cdot \text{tg} 45^\circ) = 11,72\text{м}$$

7. Висота підошви фундаменту:

$$h_{\text{під}} = h_{1\text{під}} + h_{2\text{під}} + h_{3\text{під}} = 2,0 + 11,72 + 2,0 = 15,72 \text{ м}$$

8. Висота фундаменту:

$$h_{\text{фунд}} = h_{\text{під}} + h_{\text{пня}} = 15,72 + 2,0 = 17,72 \text{ м}$$

9. Напруження в фундаменті під дією навантаження

$$P_{\text{печ}}: \sigma_{\text{фунд}} = 9,81P_{\text{печ}} / (1000d_{\text{пня}} h_{\text{фунд}}) = 9,81 \cdot 40500 / (1000 \cdot 15,2 \cdot 17,72) = 1,48 \text{ МПа.}$$

10. Коефіцієнт запасу міцності фундаменту:

$$K_{\text{фунд}} = \sigma_{\text{в}} / \sigma_{\text{фунд}} = 14,0 / 1,48 = 9,46.$$

11. Об'єм фундаменту:

$$V = \pi (d_1^2 h_{1\text{під}} / 4 + d_2^2 h_{3\text{під}} / 4 + (d_1^2 h_{\text{під1}} + d_{\text{під1}} d_{2\text{під}} + d_2^2 h_{2\text{під}}) / 12 + d_{\text{пня}}^2 h_{\text{пня}} / 4) =$$

$$= 3,14 \cdot (43,63^2 \cdot 2,0 / 4 + 20,2^2 \cdot 2,0 / 4 + (43,63^2 + 43,63 \cdot 20,2 + 20,2^2) \cdot 11,72 / 12 +$$

$$+ 15,2^2 \cdot 2,0 / 4) = 13783,88 \text{ м}^3.$$

12. Маса фундаменту: $M = \rho \cdot V = 1,8 \cdot 13783,88 = 24811 \text{ т.}$

На рис.5.1 наведено розрахункову схему фундаменту доменної печі.

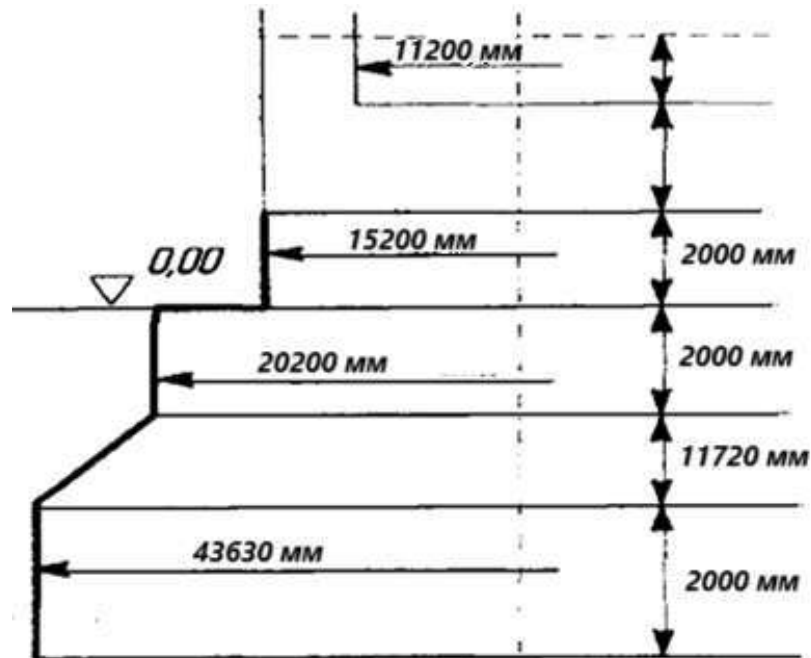


Рис. 5.1 Схема розрахункового фундаменту доменної печі

6.1 Розрахунок поверхні насадки повітрянагрівачів

У технологічний розрахунок повітрянагрівача входить: вибір висоти, поверхні нагріву, розмірів камер насадки і горіння, розрахунок гідравлічного радіуса камери горіння. Вихідні дані для розрахунку наведені в табл. 6.1.

Таблиця 6.1

Вихідні дані для розрахунку

Показник	Одиниці вимірювання	Позначення	Значення
Кількість повітрянагрівачів в блоці	шт		4
Товщина теплоізоляційного шару	мм	b_2	65
Висота від верху насадки до верху стін Каупера	м	h_2	0,5
Висота від фундаменту до осі штуцера газового пальника	м	h_3	11,5
Товщина стін камери горіння	мм	b_4	575
Поверхня нагріву	$\text{м}^2/\text{м}^3$	S_H	65
Зовнішній діаметр	м	D_H	9,5
Тип насадки за величиною питомої поверхні нагрівання, для 6-гранного	$\text{м}^2/\text{м}^3$	$S_{уд}$	32,7
Частка перетину камери насадки	$\text{м}^2/\text{м}^2$	a	0,82
Товщина кожуха	Мм	b_1	30
Висота піднасадочного простору	М	h_1	2,5
Товщина кладки стін	Мм	b_3	460

Розрахунок:

1. Визначаємо необхідну площу поверхні одного повітрянагрівача:

$$S = V \cdot S_H / n = 2700 \cdot 65 / 4 = 43875 \text{ м}^2;$$

2. Визначаємо внутрішній діаметр повітрянагрівача:

$$D_B = D_H - 2(b_1 + b_2 + b_3) = 9,5 - 2(0,46 + 0,065 + 0,03) = 8,39 \text{ м};$$

3. Визначаємо корисний перетин камери насадки:

$$F_H = (\pi \cdot D_B \cdot a) / 4 = (3,14 \cdot 8,39^2 \cdot 0,82) / 4 = 45,33 \text{ м}^2;$$

4. Визначаємо необхідний об'єм насадки:

$$V_H = S / S_{уд} = 43875 / 32,7 = 1341,74 \text{ м}^3.$$

5. Визначаємо висоту насадки:

$$H_H = V_H / F_H = 1341,74 / 45,33 = 29,6 \text{ м.}$$

6. Визначаємо висоту повітрянагрівача:

$$H_{BH} = H_H + h_1 + h_2 + \frac{D_H}{2} = 29,6 + 2,5 + 0,5 + 9,5/2 = 37,35 \text{ м;}$$

7. Визначаємо загальний перетин камери горіння:

$$F_{KH} = \frac{\pi \cdot D_B^2 (1 - a)}{4} = \frac{3,14 \cdot 8,39^2 (1 - 0,82)}{4} = 45,31 \text{ м}^2;$$

8. Визначаємо висоту камери горіння:

$$H_{KH} = H_H - h_3 = 29,6 - 11,5 = 18,1 \text{ м;}$$

9. Визначаємо зовнішній гідравлічний радіус, це гідравлічна характеристика поперечного перерізу потоку газу або рідини яка виражається відношенням площі цього перерізу до тієї частини периметра на якій відбувається зіткнення потоку зі стінками, визначається з виразу:

$$R_{HKH} = (F_{KH} / \pi)^{0,5} = (45,31 / 3,14)^{0,5} = 3,79 \text{ м;}$$

10. Визначаємо внутрішній гідравлічний радіус:

$$R_{BKH} = R_{HKH} - b_4 = 3,79 - 0,575 = 3,215 \text{ м;}$$

11. Визначаємо внутрішню поверхню камери горіння:

$$S_{KH} = 2 \cdot \pi \cdot R_{BKH} \cdot H_{KH} = 2 \cdot 3,14 \cdot 3,215 \cdot 18,1 = 365,44 \text{ м}^2.$$

7.1 Розрахунок та вибір вогнетривкої футеровки доменної печі

Вихідні дані

1. Корисний об'єм доменної печі $V = 2700 \text{ м}^3$.
2. Повна висота печі $H = 36,97 \text{ м}$
3. Корисна висота печі $H_0 = 32,53 \text{ м}$.
4. Діаметр розпару $D = 11,9 \text{ м}$.
5. Діаметр горну $d_{\Gamma} = 11,2 \text{ м}$.
6. Діаметр колошника $d_k = 8 \text{ м}$.
7. Відстань між віссю повітряних фурм та чавунною льоткою $h_{\Phi} = 3,19 \text{ м}$.
8. Відстань між вісями шлакової та чавунної льоток $h_{\text{ШЛ}} = 1,91 \text{ м}$.
9. Висота горну $h_{\Gamma} = 3,7 \text{ м}$.

10. Висота за плечиків $h_3 = 3,2\text{м}$
11. Кут нахилу стін шахти $\alpha = 84^\circ 08'$.
12. Висота шахти $h_{\text{Ш}} = 20,1\text{м}$.
13. Висота розпару $h_p = 2,6\text{м}$.
14. Кут нахилу заплечиків $\beta = 80^\circ$.
15. Висота циліндричної частини колошника $h_K = 2,96\text{м}$.
16. Діаметр пня фундаменту $d_{\text{пня}} = 13,79\text{ м}$.
17. Висота футерівки лещаді $h_{\text{Л}} = 5,0\text{ м}$.
18. Товщина стін горну на рівні горизонтальної вісі чавунної льотки $\Delta d_{\text{ГЧЛ}} = 1,6\text{ м}$.
19. Товщина стін горну на рівні нижньої кромки заплечиків $\Delta d_{\text{ГЗ}} = 0,69\text{ м}$.
20. Товщина стін заплечиків $b_3 = 0,345\text{ м}$.
21. Товщина стін розпару та охолоджуваної частини шахти $b_{\text{ШО}} = 0,345\text{ м}$.
22. Товщина стін неохолоджуваної частини шахти $b_{\text{Ш}} = 0,69\text{ м}$.
23. Висота зумпфа $h_{\text{зум}} = 0,5\text{ м}$.
24. Частка охолоджуваної частини шахти $x_{\text{Ш}} = 0,67$.

Розрахунок

1. Діаметр вогнетривкої футерівки лещаді $d_{\text{фл}} = d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЧЛ}} = 11,2 + 2 \cdot 1,6 = 14,4\text{м}$.
2. Об'єм вогнетривкої футерівки лещаді
 $V_{\text{Л}} = (\pi \cdot d_{\text{фл}}^2 \cdot h_{\text{Л}}) / 4 = (3,14 \cdot 14,4^2 \cdot 5,0) / 4 = 813,89\text{м}^3$.
3. Об'єм вогнетривкої футерівки горна
 $V_{\text{фг}} = \pi(h_{\text{Г}} + h_{\text{зум}}) \left(\frac{((d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЛЧ}})^2 + (d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЛЧ}})(d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЗ}}) + (d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЗ}})^2)}{12} - (d_{\text{Г}}^2 / 4) \right) =$
 $3,14 \cdot (3,7 + 0,5) \cdot \left(\frac{((11,2 + 2 \cdot 1,6)^2 + (11,2 + 2 \cdot 1,6) \cdot (11,2 + 2 \cdot 0,69) + (11,2 + 2 \cdot 0,69)^2)}{12} - (11,2^2 / 4) \right) = 187,32\text{м}^3$.
4. Об'єм заплічок
 $V_3 = \pi (d_{\text{Г}}^2 + D d_{\text{Г}} + D^2) h_3 / 12 = 3,14 \cdot (11,2^2 + 11,9 \cdot 11,2 + 11,9^2) \cdot 3,2 / 12 = 335,21\text{м}^3$.
5. Об'єм вогнетривкої футерівки заплічок
 $V_{\text{фз}} = \pi h_3 \left(\frac{((d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЗ}})^2 + (d_{\text{Г}} + 2\Delta d_{\text{ГЗ}})(D + 2b_3) + (D + 2b_3)^2)}{12} \right) - V_3 =$
 $3,14 \cdot 3,2 \cdot \left(\frac{((11,2 + 2 \cdot 0,69)^2 + (11,2 + 2 \cdot 0,69) \cdot (11,9 + 2 \cdot 0,345) + (11,9 + 2 \cdot 0,345)^2)}{12} \right) - 335,21 = 48,30\text{м}^3$.

6. Об'єм розпару

$$V_p = \pi D^2 h_p / 4 = 3,14 \cdot 11,9^2 \cdot 2,6 / 4 = 289,03 \text{ м}^3.$$

7. Об'єм вогнетривкої футеровки розпару

$$V_{\text{фр}} = \pi h_p ((D + 2b_3)^2 / 4) - V_p = 3,14 \cdot 2,6 \cdot ((11,9 + 2 \cdot 0,345)^2 / 4) - 289,03 = 34,49 \text{ м}^3.$$

8. Висота шахти, охолоджувальної холодильниками

$$h_{\text{шо}} = x_{\text{ш}} h_{\text{ш}} = 0,67 \cdot 20,1 = 13,47 \text{ м}.$$

9. Діаметр шахти на рівні верхнього ряду холодильників

$$d_{\text{шо}} = d_{\text{к}} + (D - d_{\text{к}}) (1 - x_{\text{ш}}) = 8 + (11,9 - 8) \cdot (1 - 0,67) = 9,3 \text{ м}.$$

10. Об'єм охолоджувальної частини шахти

$$V_{\text{шо}} = \pi (d_{\text{шо}}^2 + D d_{\text{шо}} + D^2 h_{\text{шо}}) / 12 =$$

$$3,14 \cdot (9,3^2 + 11,9 \cdot 9,3 + 11,9^2) \cdot 13,47 / 12 = 1194,05 \text{ м}^3.$$

11. Об'єм вогнетривкої футеровки охолоджувальної частини шахти

$$V_{\text{шо}} = \pi h_{\text{шо}} (((d_{\text{шо}} + 2b_{\text{шо}})^2 + (d_{\text{шо}} + 2b_{\text{шо}})(D + 2b_{\text{шо}}) + (D + 2b_{\text{шо}})^2) / 12) - V_{\text{шо}} =$$

$$= 3,14 \cdot 13,47 \cdot (((9,3 + 2 \cdot 0,345)^2 + (9,3 + 2 \cdot 0,345) \cdot (11,9 + 2 \cdot 0,345) + (11,9 + 2 \cdot 0,345)^2) / 12) -$$

$$1194,05 = 159,70 \text{ м}^3.$$

12. Об'єм шахти

$$V_{\text{ш}} = \pi (d_{\text{к}}^2 + D d_{\text{к}} + D^2) \cdot h_{\text{ш}} / 12 =$$

$$= 3,14 \cdot (8^2 + 11,9 \cdot 8 + 11,9^2) \cdot 20,1 / 12 = 1582,11 \text{ м}^3.$$

13. Об'єм неохолоджуваної частини шахти

$$V_{\text{шно}} = V_{\text{ш}} - V_{\text{шо}} = 1582,11 - 1194,05 = 388,06 \text{ м}^3.$$

14. Об'єм вогнетривкої футеровки неохолоджуваної частини шахти

$$V_{\text{фшно}} = \pi h_{\text{ш}} (1 - x_{\text{ш}}) (((d_{\text{шо}} + 2b_{\text{ш}})^2 + (d_{\text{шо}} + 2b_{\text{ш}}) \cdot (d_{\text{к}} + 2b_{\text{ш}}) + (d_{\text{к}} + 2b_{\text{ш}})^2) / 12) - V_{\text{шно}} =$$

$$= 3,14 \cdot 20,1 \cdot (1 - 0,67) \cdot (((9,3 + 2 \cdot 0,69)^2 + (9,3 + 2 \cdot 0,69) \cdot (8 + 2 \cdot 0,69) + (8 + 2 \cdot 0,69)^2) / 12) -$$

$$- 388,06 = 186,5 \text{ м}^3.$$

8.1 Вибір системи охолодження та розрахунок

витрати охолоджувача доменної печі

Початкові дані

1. Жорсткість води для охолодження 14мг-экв/л.
2. Максимальне теплове навантаження на холодильники Q_{\max} , кДж/ч:
 лещаді – 37674,0; горну – 50232,0; фурмені зони – 83720,0; заплечиків – 272090,0; розпару и шахти – 125580,0; повітряна фурма – 711620,0; фурмений холодильник – 167440,0; амбразура фурменого прибору – 104650,0; шлакова фурмочка – 268200,0; мідний холодильник шлакового прибору – 167440,0; чавунний холодильник шлакового прибору – 167440,0; чавунна амбразура шлакового прибору - 167440,0; холодильник чавунної льотки – 83800,0.
3. Максимально припустимий перепад температур $\Delta t_{\max} = 5,0$ °С.
4. Кількість повітряних фурм $n_{\phi} = 24$ шт.
5. Число холодильників в одному ряду по периметру вогнетривкої футеровки доменної печі $n_{xp} = 40$ шт.
6. Число рядів холодильників по висоті пр: лещаді – 2; горну – 2; фурмені зони – 1; заплечиків – 2; розпару – 2; шахти – 6.
7. Число фурмених холодильників – 20 шт.
8. Число амбразур фурмених холодильників – 20 шт.
9. Число чавунних льоток $n_{чл} = 2$ шт.
10. Число шлакових льоток $n_{шл} = 2$ шт.

Розрахунок

1. Мінімально допустима витрата води на один холодильник $m_{\min} = Q_{\max}/(\gamma C \Delta t_{\max})$, м³/годину:
 - 1.1. Лещаді – $37674,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 1,8$.
 - 1.2. Горну – $50232,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 2,4$.
 - 1.3. Фурмені зони – $83720,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 4,0$.
 - 1.4. Заплечиків – $272090,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 13,0$.
 - 1.5. Розпару та шахти – $125580,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 6,0$.
 - 1.6. Повітряної фурми – $711620,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 34,0$.
 - 1.7. Фурменого холодильника – $167440,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 8,0$.
 - 1.8. Амбразури фурменого прибору – $104650,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 5,0$.
 - 1.9. Шлакової фурмочки – $268200,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 12,8$.

1.10. Мідного холодильника шлакового прибору - $167440,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 8,0$.

1.11. Чавунного холодильника шлакового прибору – $167440/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 8,0$.

1.12. Чавунної амбразури шлакового прибору - $167440,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 8,0$.

1.13. Холодильника чавунної льотки – $83800,0/(1000 \cdot 4,186 \cdot 5,0) = 4,0$.

2. Мінімально припустима витрата води на холодильники

$$M_{\min} = m_{\min} \cdot n_{\text{хр}} \cdot n_{\text{р}}, \text{ м}^3/\text{годину:}$$

Лещаді = $1,8 \cdot 40 \cdot 2 = 144,0$.

Горну = $2,4 \cdot 40 \cdot 2 = 192,0$.

Фурменої зони = $4,0 \cdot 40 \cdot 1 = 160,0$.

Заплечиків = $13,0 \cdot 40 \cdot 2 = 1040,0$.

Розпару та шахти = $6,0 \cdot 40 \cdot (2+6) = 1920,0$.

Повітряних фурм = $34,0 \cdot 24 = 816,0$.

Фурмених холодильників = $8,0 \cdot 20 = 160,0$.

Амбразур фурмених приборів = $5,0 \cdot 20 = 100,0$.

Шлакових фурмочок = $12,8 \cdot 2 = 25,6$.

Мідних холодильників шлакових приборів = $8,0 \cdot 2 = 16,0$.

Чавунних холодильників шлакових приборів = $8,0 \cdot 2 = 16,0$.

Чавунних амбразур шлакових приборів = $8,0 \cdot 2 = 16,0$.

Холодильників чавунних льоток = $4,0 \cdot 2 = 8,0$.

3. Сумарна мінімально припустима витрата води на охолодження доменної печі, м³/годину:

$$\Sigma M_{\min} =$$

$$144,0 + 192,0 + 160,0 + 1040,0 + 1920,0 + 816,0 + 160,0 + 100,0 + 25,6 + 16,0 + 16,0 + 16,0 + 8,0 = 4613,6.$$

9.1 Розрахунок продуктивності скіпового підйомнику доменної печі

Принцип розрахунку

1. Продуктивність скіпового підйомника повинна враховувати нерегулярність завантаження доменної печі та можливість збільшення її продуктивності з обмеженням коефіцієнта завантаженості підйомника не вище 0,60...0,75 [9, 10]. Розрахунковий коефіцієнт завантаженості скіпового витягу ($K_{СП}$) виражається у вигляді відношення кількості подач ($N_{П}$), необхідних для нормально працюючої печі, до теоретично можливої кількості подач ($N_{Т}$) при безперервній роботі скіпового підйомника

$$K_{СП} = N_{П}/N_{Т}, \text{ долі од.}$$

2. Теоретично можлива кількість подач, що завантажуються в піч протягом доби, становить

$$N_{Т} = 86400 / \tau_{П} \text{ ,, шт./доб.,}$$

де $\tau_{П}$ – час підйому однієї подачі, с.

3. Час підйому однієї подачі

$$\tau_{П} = n_{СК} (\tau_{С} + \tau_{К}) + n_{СЖ} (\tau_{С} + \tau_{Ж}), \text{ с,}$$

де $\tau_{С}$ – час підйому скіпу на колошник, с; $\tau_{К}$ та $\tau_{Ж}$ – відповідно час завантаження скіпу коксом та залізородною частиною шихти, с; $n_{СК}$ та $n_{СЖ}$ – відповідно число скіпів коксу та залізородної частини шихти у подачі, шт.

Час підйому скіпа становить 35... 55с і в кожному випадку визначається графіком руху, що враховує довжину похилого підйомника, швидкість руху, час прискорення на початку руху і час гальмування в кінці руху скіпа. Час завантаження коксу в скіп становить 12 ... 18 с, а залізородної частини – 18 ... 25с.

4. Необхідна кількість подач ($N_{П}$) визначається добовою продуктивністю доменної печі (П), добовим споживанням коксу ($M_{К}$) за питомою витратою коксу

($K_{Пит}$, т/т), добовим споживанням залізородної частини ($M_{Ж}$) за вмістом у ній загального заліза ($Fe_{заг}$, %), об'ємом скіпу ($v_{С}$).

Об'єм скіпу визначається із рівняння

$$v_{С} = 0,0065 \cdot V_{0}, \text{ м}^3,$$

де V_0 – корисний об'єм доменної печі, м^3 .

Добове споживання залізорудної частини

$$M_{\text{ж}} = [\text{Fe}] \cdot \Pi / \text{Fe}_{\text{заг}}, \text{ т/добу},$$

де $[\text{Fe}]$ – вміст заліза у чавуні, %.

Необхідна кількість подач по коксу

$$N_{\text{ПК}} = M_{\text{ж}} / (k_c \cdot v_c \cdot \gamma_k \cdot n_{\text{ск}}), \text{ шт.}$$

де γ_k – насипна маса коксу, т/м^3 , k_c – коефіцієнт заповнення скіпа, $n_{\text{ск}}$ – кількість скіпів коксу у подачі.

Необхідна кількість подач по залізорудній частині шихти

$$N_{\text{ПЖ}} = M_{\text{ж}} / (k_c \cdot v_c \cdot \gamma_{\text{ж}} \cdot n_{\text{сж}}), \text{ шт.}$$

де $\gamma_{\text{ж}}$ – насипна маса залізорудних матеріалів, т/м^3 , $n_{\text{сж}}$ – кількість скіпів залізорудних матеріалів у подачі.

Розрахунок продуктивності скіпового підйомнику доменної печі

Вихідні дані

1. Продуктивність доменної печі $\Pi = 5400 \text{ т/добу}$.
2. Коефіцієнт використання корисного об'єму, $\text{КВКО} = 0,5 \text{ м}^3 \cdot \text{добу/т}$.
3. Питома витрата коксу $K_{\text{пит}} = 0,5 \text{ т/т}$.
4. Вміст загального заліза у залізорудній частині шихти $\text{Fe}_{\text{заг}} = 55 \%$.
5. Вміст заліза в чавуні $[\text{Fe}] = 94 \%$.
6. Насипна маса коксу $\gamma_k = 0,5 \text{ т/м}^3$,
7. Коефіцієнт заповнення скіпу $k_c = 0,85$.
8. Насипна маса залізорудної частини шихти $\gamma_{\text{ж}} = 2,06 \text{ т/м}^3$.
9. Час підйому скіпу на колошник $\tau_c = 55 \text{ с}$.
10. Час завантаження скіпу коксом $\tau_k = 18 \text{ с}$.
11. Час завантаження скіпу залізорудною частиною шихти $\tau_{\text{ж}} = 25 \text{ с}$.
12. Число скіпів коксу в подачі $n_{\text{ск}} = 2 \text{ шт}$.
13. Число скіпів залізорудної частини шихти в подачі $n_{\text{сж}} = 2 \text{ шт}$.
14. Висота скіпового підйомнику $H_{\text{СП}} = 75 \text{ м}$.

15. Коефіцієнт корисної дії скіпового підйомнику $\eta_{СП} = 0,8$.

Розрахунок

1. Об'єм скіпу $v_c = 0,0065 \cdot V_0 = 0,0065 \cdot 2700 = 17,55 \text{ м}^3$.

2. Добове споживання коксу $M_k = K_{шт} \cdot \Pi = 0,5 \cdot 5400 = 2700 \text{ т/добу}$.

3. Добове споживання залізорудної частини шихти

$$M_{ж} = [\text{Fe}] \cdot \Pi / \text{Fe}_{\text{аг}} = 94 \cdot 5400 / 55 = 9229,09 \text{ т/добу}.$$

4. Необхідна кількість подач по коксу

$$N_{ПК} = M_k / (k_c \cdot v_c \cdot \gamma_k \cdot n_{ck}) = 2700 / (0,85 \cdot 13 \cdot 0,5 \cdot 2) = 244,3 \text{ подач/добу}.$$

5. Необхідна кількість подач по залізорудній частині шихти

$$N_{ПЖ} = M_{ж} / (k_c \cdot v_c \cdot \gamma_{ж} \cdot n_{сж}) = 9229,09 / (0,85 \cdot 13 \cdot 2,06 \cdot 2) = 202,72 \text{ подач/добу}.$$

Приймаємо $N_{\Pi} = 203 \text{ шт/добу}$.

6. Маса однієї подачі

$$m_{\Pi} = (M_k + M_{ж}) / N_{\Pi} = (2700 + 9229,09) / 203 = 58,76 \text{ т}.$$

7. Час завантаження однієї подачі $\tau_{\Pi} = 86400 / N_{\Pi} = 86400 / 203 = 425,6 \text{ с}$.

8. Час підйому однієї подачі

$$\tau_{\Pi} = \Pi_{ck} (\tau_c + \tau_k) + \Pi_{сж} (\tau_c + \tau_{ж}) = 2 \cdot (55 + 18) + 2 \cdot (55 + 25) = 306 \text{ с}.$$

9. Теоретично можлива кількість подач, що завантажуються в піч протягом доби

$$N_T = 86400 / \tau_{\Pi} = 86400 / 306 = 282,35 \text{ шт/добу}.$$

10. Продуктивність скіпового підйомнику

$$\Pi_{СП} = m_{\Pi} \cdot N_T = 58,76 \cdot 282,35 = 16590,89 \text{ т/добу}.$$

11. Розрахунковий коефіцієнт корисної дії скіпового підйомника

$$K_{СП} = N_{\Pi} / N_T = 203 / 282,35 = 0,71.$$

12. Орієнтовна потужність скіпового підйомника

$$\begin{aligned} P_{СП} &= (M_k + M_{ж}) \cdot g \cdot H_{СП} / (86400 \cdot K_{СП} \cdot \eta_{СП}) = \\ &= (2700 + 9229,09) \cdot 9,81 \cdot 75 / (86400 \cdot 0,71 \cdot 0,8) = 178 \text{ кВт}. \end{aligned}$$

10.1 Розрахунок кількості чавуновозів

Принцип розрахунку парку чавуновозів

1. Кількість чавуновозів для доменної печі $n_{\text{ч}} = n_{\text{чо}} + n_{\text{чр}} + n_{\text{через}}$, шт.

де $n_{\text{чо}}$ – кількість ковшів в обороті, шт.; $n_{\text{чр}}$ – кількість ковшів у ремонті, шт.; $n_{\text{через}}$ – кількість ковшів у резерві, шт.

2. Кількість ковшів в обороті визначається $n_{\text{чо}} = \Pi \cdot \tau_{\text{оч}} k_{\text{в}} / (24 \cdot m_{\text{ч}} \cdot k_{\text{ч}})$, шт.,

де Π – добова продуктивність доменної печі, т/добу; $\tau_{\text{оч}}$ – час циклу обороту ковша (5...7 годин); $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт нерівномірності випусків чавуну (1,25); $m_{\text{ч}}$ – масова ємність чавуновозного ковша, т; $k_{\text{ч}}$ – коефіцієнт наповнення ковша (0,8).

3. Кількість ковшів, що перебувають у ремонті, $n_{\text{чр}} = n_{\text{чо}} \cdot (\tau_{\text{рх}} + n_{\text{рг}} \cdot \tau_{\text{рг}}) / (n_{\text{цх}} \cdot \tau_{\text{оч}})$, шт., де $\tau_{\text{рх}}$ і $\tau_{\text{рг}}$ – тривалість ремонту ковша в холодному та гарячому станах, год; $n_{\text{цх}}$ – кількість наливів ковша за період між холодними ремонтами, шт.; $n_{\text{рг}}$ – кількість гарячих ремонтів протягом періоду між холодними ремонтами, шт.

Кількість наливів ковша за період між холодними ремонтами складає 350 шт.; за період між гарячими ремонтами – 120 шт. Тривалість холодного ремонту – 100 год, гарячого – 8 год.

4. Кількість ковшів у резерві $n_{\text{через}} = (n_{\text{чр}} - 0,5(n_{\text{чр}} - 1)) \cdot k_{\text{в}} \cdot \Pi_{\text{max}} / (m_{\text{ч}} \cdot k_{\text{ч}} \cdot n_{\text{в}})$, шт.,

де Π_{max} – максимальна добова продуктивність доменної печі, доби; $n_{\text{в}}$ – кількість випусків чавуну за добу, шт.

Кількість випусків чавуну для печі з однією чавунною льоткою становить 8...10 шт., для печі з двома льотками – 10...14шт, для печі з трьома чи чотирма льотками – 15...20 шт.

Для чавуновозів міксерного типу кількість наливів у період між холодними та гарячими ремонтами складає відповідно 600 шт та 200 шт. Тривалість холодного ремонту складає 450 годин і гарячого 8 годин.

Розрахунок кількості чавуновозів

Вихідні дані

1. Добова продуктивність доменної печі $\Pi = 5400$ т/добу, а максимальна – $\Pi_{\text{max}} = 5700$ т/добу.

2. Кількість випусків чавуну на добу $n_b = 14$ шт.
3. Масова ємність ковша $m_{\text{ч}} = 100$ т.
4. Тривалість обороту ковша $\tau_{\text{оч}} = 6$ годин.
5. Коефіцієнт нерівномірності випусків чавуну $k_b = 1,25$.
6. Коефіцієнт заповнення ковша $k_{\text{ч}} = 0,8$.
7. Тривалість ремонту ковша в холодному стані $\tau_{\text{рх}} = 100$ годин.
8. Тривалість ремонту ковша у гарячому стані $\tau_{\text{рг}} = 8$ годин.
9. Кількість наливів ковша у період між холодними ремонтами $n_{\text{цх}} = 350$ шт.
10. Число гарячих ремонтів протягом періоду між холодними ремонтами $n_{\text{рг}} = 2$ шт.

Розрахунок

1. Кількість ковшів в обороті $n_{\text{чо}} = \Pi \cdot \tau_{\text{оч}} \cdot k_b / (24 \cdot m_{\text{ч}} \cdot k_{\text{ч}}) =$
 $= 5400 \cdot 6 \cdot 1,25 / (24 \cdot 100 \cdot 0,8) = 21,09$ шт. Приймаємо $n_{\text{чо}} = 21$ шт.
2. Кількість ковшів у ремонті $n_{\text{чр}} = n_{\text{чо}} \cdot (\tau_{\text{рх}} + n_{\text{рг}} \cdot \tau_{\text{рг}}) / (n_{\text{цх}} \cdot \tau_{\text{оч}}) =$
 $= 21 \cdot (100 + 2 \cdot 8) / (350 \cdot 6) = 1,16$ шт. Приймаємо $n_{\text{чр}} = 1$ шт.
3. Кількість ковшів у резерві $n_{\text{через}} = (n_{\text{чр}} - 0,5(n_{\text{чр}} - 1)) \cdot k_b \cdot \Pi_{\text{max}} / (m_{\text{ч}} \cdot k_{\text{ч}} \cdot n_b) =$
 $= (1 - 0,5 \cdot (1 - 1)) \cdot 1,25 \cdot 5700 / (100 \cdot 0,8 \cdot 14) = 6,36$ шт. Приймаємо $n_{\text{через}} = 7$ шт.
4. Кількість чавуновозів для доменної печі $n_{\text{ч}} = n_{\text{чо}} + n_{\text{чр}} + n_{\text{через}}$
 $= 21 + 1 + 7 = 29$ шт.

11.1 Розрахунок кількості розливних машин

Принцип розрахунку парку розливних машин

1. Кількість розливних машин визначається виходячи з мінімальної потреби в чавуні для сталеплавильних цехів у разі ремонтів сталеплавильних агрегатів та умови розливання всього виплавленого чавуну на розливних машинах:

$$n_{\text{рм}} = \Pi / \Pi_{\text{рм}}, \text{ шт.},$$

Π – добова продуктивність доменної печі, т/добу; $\Pi_{\text{рм}}$ – добова продуктивність розливної машини, т/добу.

2. Добова продуктивність розливної машини за умови безперервної подачі чавуновозних ковшів складе $\Pi_{\text{рм}} = k_{\text{рм}} \cdot k_{\text{ч}} \cdot m_{\text{ч}} \cdot \tau / \tau_{\text{ч}}$, т,
де $k_{\text{рм}}$ – коефіцієнт, що враховує втрати чавуну під час розливання у вигляді скрапу в ковші, розливних жолобах та мульдах (приймається 0,995); $k_{\text{ч}}$ – коефіцієнт наповнення ковша; $m_{\text{ч}}$ – масова ємність чавуновозного ковша, т; τ – час роботи розливальної машини протягом доби (зазвичай 20годин); $\tau_{\text{ч}}$ – час зливу одного ковша, годин.

3. Тривалість циклу зливу одного ковша включає час зливу та час між двома зливами, який витрачається на зачеплення та підняття ковша, на його повернення після зливу та заміну порожнього чавуновозу черговим наповненим чавуном ($\tau_{\text{кч}}$). Час $\tau_{\text{кч}}$ зазвичай становить 0,17 ... 0,25 годин. Тривалість циклу зливу одного ковша:

$$\tau_{\text{ч}} = k_{\text{ч}} \cdot m_{\text{ч}} \cdot l / (60 \cdot n_{\text{л}} \cdot m_{\text{чч}} \cdot v_{\text{л}}) + \tau_{\text{кч}}, \text{ годин},$$

де l – відстань між мульдами (0,3 м); $n_{\text{л}}$ - кількість стрічок розливної машини; $m_{\text{чч}}$ – маса чавунної чушки, т; $v_{\text{л}}$ - швидкість руху стрічки, м/хв.

Мульди виготовляють одномісними для отримання чушки масою 0,045 т або двомісними для отримання двох чушок масою 0,023 т або 0,018 т.

Швидкість руху стрічок розливної машини знаходиться в межах 9,1 ... 13,8 м/хв.

4. У технічному паспорті розливної машини вказується її продуктивність при безперервному розливанні чавуну. Це теоретична продуктивність

$$\Pi_{\text{рмТ}} = 60 \cdot n_{\text{л}} \cdot m_{\text{чч}} \cdot v_{\text{л}} / l, \text{ т/годину}.$$

Розрахунок кількості розливальних машин

Вихідні дані

1. Добова продуктивність доменної печі $\Pi = 5400$ т/добу.
2. Максимальна добова продуктивність доменної печі – $\Pi_{\text{max}} = 5700$ т/добу.
3. Масова ємність ковша $m_{\text{ч}} = 100$ т.

4. Коефіцієнт заповнення ковша $k_q = 0,8$.
5. Час роботи розливної машини протягом доби $\tau = 20$ годин.
6. Коефіцієнт втрати чавуну під час розливання у вигляді скрапу в ковші, розливних жолобах та мульдах $k_{рм} = 0,995$.
7. Число стрічок розливальної машини $n_{л} = 2$ шт.
8. Маса чавунної чушки $m_{чч} = 0,045$ т
9. Швидкість руху стрічки $v_{л} = 10,0$ м/хв.
10. Відстань між мульдами $l = 0,3$ м.
11. Тривалість кантування чугоновоза $\tau_{кч} = 0,20$ год.

Розрахунок

1. Теоретична продуктивність розливної машини

$$P_{рмТ} = 60 \cdot n_{л} \cdot m_{чч} \cdot v_{л} / l = 60 \cdot 2 \cdot 0,045 \cdot 10,0 / 0,3 = 180,0 \text{ т / год.}$$

2. Тривалість циклу зливу одного ковша $\tau_q = k_q \cdot m_{чч} \cdot l / (60 \cdot n_{л} \cdot m_{чч} \cdot v_{л}) + \tau_{кч} =$
 $= 0,8 \cdot 100 \cdot 0,3 / (60 \cdot 2 \cdot 0,045 \cdot 10) + 0,20 = 0,64$ години.

3. Добова продуктивність розливальної машини за умови безперервної подачі чавуновозних ковшів $P_{рм} = k_{рм} k_q m_{чч} \tau / \tau_q = 0,995 \cdot 0,8 \cdot 100 \cdot 20 / 0,64 = 2487,5$ т/добу.

4. Кількість розливальних машин:

Для добової продуктивності доменної печі $n_{рм} = P / P_{рм} = 5400 / 2487,5 = 2,17$ шт.

Для максимальної добової продуктивності доменної печі

$$n_{рм} = P / P_{рм} = 5700 / 2487,5 = 2,29 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n_{рм} = 3$ шт.

12.1 Розрахунок кількості шлакових ковшів

Принцип розрахунку

1. Кількість шлаковозів для доменної печі визначається сумою ковшів, що знаходяться в обороті ($n_{шо}$), у ремонті ($n_{шр}$) і в резерві ($n_{шрез}$) $n_{ш} = n_{шо} + n_{шр} + n_{шрез}$, шт.

2. Кількість шлаковозів в обороті (у роботі) $n_{шо} = M_{шл} \cdot k_{в} \cdot \tau_{ош} / (24 \cdot k_{ш} \cdot V_{ш} \cdot \gamma_{шл})$,

шт., де $M_{\text{шл}}$ – добове виробництво шлаку, т/добу; k_B – коефіцієнт нерівномірності випусків шлаку (1,25); $\tau_{\text{ош}}$ – тривалість обороту одного шлакового ковша, годин. Час обороту шлакових ковшів приймають зазвичай рівним 5 годин; V – об'єм шлакового ковша ($11,0 \dots 16,5 \text{ м}^3$); $\gamma_{\text{шл}}$ – щільність рідкого шлаку ($1,6 \dots 2,8 \text{ т/м}^3$); $k_{\text{ш}}$ – коефіцієнт заповнення ковша (0,8).

3. Кількість шлаковозів у ремонті $n_{\text{шр}} = n_{\text{шо}} \cdot \tau_p / \tau$, шт.,

де τ_p – тривалість всіх видів ремонтів у період між капітальними ремонтами, діб; τ – тривалість експлуатації шлаковозу між капітальними ремонтами, діб. Період між двома капітальними ремонтами для шлаковозів становить 6 років. У цей час виконують поточні та профілактичні ремонти. Тривалість капітального, поточного та профілактичного ремонтів становить відповідно 3, 2,5 та 1 добу.

4. Кількість шлаковозів у резерві

$$n_{\text{шрез}} = (M_{\text{шл}} \cdot k_B / (k_{\text{ш}} \cdot V_{\text{ш}} \cdot \gamma_{\text{шл}})) ((\delta_{\text{ншл}} / n_{\text{вч}}) + (\delta_{\text{вшл}} / n_{\text{вшл}})), \text{ шт.},$$

де $\delta_{\text{ншл}}$, $\delta_{\text{вшл}}$ – частки нижнього та верхнього шлаку, що випускається відповідно через чавунні та шлакові льотки; $n_{\text{вч}}$, $n_{\text{вшл}}$ – добова кількість випусків чавуну та верхнього шлаку відповідно, шт.

Розрахунок кількості шлаковозів для доменної печі

Вихідні дані

1. Добова продуктивність однієї доменної печі $\Pi = 5400 \text{ т/добу}$.
2. Вихід шлаку на 1 т чавуну $k_{\text{шл}} = 0,5 \text{ т/т}$.
3. Об'єм шлакового ковша $V_{\text{ш}} = 16,5 \text{ м}^3$.
4. Коефіцієнт заповнення ковша $k_{\text{ш}} = 0,8$.
5. Коефіцієнт нерівномірності випусків шлаку $k_B = 1,25$.
6. Тривалість обороту одного шлаковозу, $\tau_{\text{ош}} = 5$ годин.
7. Щільність рідкого шлаку $\gamma_{\text{шл}} = 1,6 \text{ т/м}^3$.
8. Число поточних ремонтів шлаковозу $n_{\text{тр}} = 6$ шт.
9. Число профілактичних ремонтів шлаковозу $n_{\text{пр}} = 12$ шт.
10. Тривалість капітального ремонту шлаковозу $\tau_{\text{кр}} = 3$ доби.
11. Тривалість поточного ремонту шлаковозу $\tau_{\text{тр}} = 2,5$ доби.
12. Тривалість профілактичного ремонту шлаковозу $\tau_{\text{пр}} = 1$ доба.

13. Період між двома капітальними ремонтами для шлаковозів $\Delta\tau_k = 6$ років.
14. Кількість випусків чавуну на добу $n_{вч} = 14$ шт.
15. Добова кількість випусків верхнього шлаку $n_{вшл} = 14$ шт.
16. Частка нижнього шлаку, що випускається через чавунні льотки, $\delta_{шл} = 0,7$.
17. Частка верхнього шлаку, що випускається через шлакові льотки, $\delta_{вшл} = 0,3$.

Розрахунок

1. Кількість шлаку, що виробляється доменною піччю протягом доби,

$$M_{шл} = П \cdot k_{шл} = 5400 \cdot 0,5 = 2700 \text{ т.}$$

2. Кількість шлаковозів в обороті (у роботі)

$$n_{шо} = M_{шл} \cdot k_{в} \cdot \tau_{ош} / (24 \cdot k_{ш} \cdot V_{ш} \cdot \gamma_{шл}) = 2700 \cdot 1,25 \cdot 5 / (24 \cdot 0,8 \cdot 16,5 \cdot 1,6) = 33,29 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n_{шо} = 34$ шт.

3. Тривалість усіх видів ремонтів ковша у проміжку між двома капітальними ремонтами

$$\tau_p = \tau_{кр} + n_{тр} \tau_{тр} + n_{шр} \tau_{шр} = 3 + 6 \cdot 2,5 + 12 \cdot 1 = 30 \text{ діб.}$$

4. Тривалість експлуатації шлаковозу між капітальними ремонтами

$$\tau = 365 \cdot \Delta\tau_k = 365 \cdot 6 = 2190 \text{ діб.}$$

5. Кількість ковшів у ремонті $n_{шр} = n_{шо} \cdot \tau_p / \tau = 34 \cdot 30 / 2190 = 0,47$ шт.

Приймаємо $n_{шр} = 1$ шт.

6. Кількість шлаковозів у резерві

$$\begin{aligned} n_{шрез} &= (M_{шл} \cdot k_{в} / (k_{ш} \cdot V_{ш} \cdot \gamma_{шл})) \cdot ((\delta_{ншл} / n_{вч}) + (\delta_{вшл} / n_{вшл})) = \\ &= (2700 \cdot 1,25 / (0,8 \cdot 16,5 \cdot 1,6)) \cdot ((0,7 / 14) + (0,3 / 14)) = 11,41 \text{ шт.} \end{aligned}$$

Приймаємо $n_{шрез} = 12$ шт.

7. Кількість шлаковозів для доменної печі $n_{ш} = n_{шо} + n_{шр} + n_{шрез} = 34 + 1 + 12 = 47$ шт.

13 Бункерна естакада

При розміщенні коксових цехів та фабрик окискування поблизу доменного

цеху сумарна ємність бункерів розраховується за умови створення запасу коксу в середньому на 6 годин роботи доменної печі, а рудних матеріалів та флюсів на 20 годин роботи.

Питомі витрати коксу, залізорудної сировини, флюсів та добавок визначається на основі розрахунку матеріального та теплового балансу доменної плавки.

Сумарна ємність бункерів коксу:

$$V_{БК} = \frac{6 \cdot П_{доб} \cdot K_{пит}}{24 \cdot \gamma_{нас}^K \cdot \delta}$$

де $V_{БК}$ – сумарна ємність бункерів для коксу, m^3 ; $П$ – добова продуктивність доменної печі, т/добу; $K_{пит}$ – питома витрата коксу, т/т чавуну; $\gamma_{нас}^K$ – насипна маса (щільність) коксу, t/m^3 , δ – ступінь заповнення бункерів, частки од.

У розрахунках приймається $\gamma_{нас}^K = 0,5 \text{ т/м}^3$; $\delta = 0,8$.

Сумарна ємність рудних бункерів:

$$V_{БР} = \frac{20 \cdot П_{доб} \cdot ЗРС_{пит}}{24 \cdot \gamma_{нас}^{ЗРС} \cdot \delta}$$

де: $V_{БР}$ – сумарна ємність рудних бункерів, m^3 ; $ЗРС$ – питома витрата залізорудної

сировини т/т чавуну; $\gamma_{нас}^{ЗРС}$ – насипна маса (щільність) залізорудної сировини, t/m^3 .

У розрахунках приймається $\gamma_{нас}^{ЗРС} = 1,8 \text{ т/м}^3$.

Сумарна ємність бункерів для флюсів (вапняку) та добавок:

$$V_{Ф} = \frac{20 \cdot П_{доб} \cdot \Phi_{пит}}{24 \cdot \gamma_{нас}^{\Phi} \cdot \delta}$$

де: $V_{Ф}$ - сумарна ємність бункерів для флюсів (вапняк), m^3 ; $\Phi_{пит}$ – питома витрата

флюсів (вапняку), т/т чавуну; $\gamma_{нас}^{\Phi}$ – насипна маса (щільність) флюсів (вапняку),

т/м³. У розрахунках приймається $\gamma_{нас}^{\phi} = 1,4$ т/м³.

13.1 Розрахунок ємності шихтових бункерів для доменної печі

Вихідні дані

1. Продуктивність доменної печі $P_{доб} = 5400$ т/добу.
2. Питома витрата коксу $K_{пит} = 0,5$ т/т чавуну.
3. Розрахунковий час роботи доменної печі на запасі коксу в бункерах, $\tau_{кокс} = 6$ годин.
4. Питома витрата залізорудної сировини $ZPC_{пит} = 1,6979$ т/т чавуну.
5. Розрахунковий час роботи доменної печі на запасі залізорудної сировини в бункерах $\tau_{кокс} = 20$ годин.
6. Питома витрата флюсів (вапняку) $\Phi_{пит} = 0,1645$ т/т чавуну,
7. Розрахунковий час роботи доменної печі на запасі флюсів (вапняку) у бункерах $\tau_{кокс} = 20$ годин.
8. Насипна маса (щільність) флюсів (вапняк) $\gamma_{нас}^{\phi} = 1,4$ т/м³.

Розрахунок

1. Сумарна ємність бункерів для коксу

$$V_{БК} = \frac{6 \cdot P_{доб} \cdot K_{пит}}{24 \cdot \gamma_{нас}^k \cdot \delta} = \frac{6 \cdot 5400 \cdot 0,5}{24 \cdot 0,5 \cdot 0,8} = 1687,5 \text{ м}^3.$$

2. Сумарна ємність бункерів для залізорудної сировини

$$V_{БР} = \frac{20 \cdot P_{доб} \cdot ZPC_{пит}}{24 \cdot \gamma_{нас}^{зрс} \cdot \delta} = \frac{20 \cdot 5400 \cdot 1,6979}{24 \cdot 1,8 \cdot 0,8} = 5305,94 \text{ м}^3.$$

3. Сумарна ємність бункерів для флюсів (вапняку) та добавок

$$V_{\Phi} = \frac{20 \cdot P_{\text{доб}} \cdot \Phi_{\text{нит}}}{24 \cdot \gamma_{\text{нас}}^{\Phi} \cdot \delta} = \frac{20 \cdot 5400 \cdot 0,5}{24 \cdot 1,4 \cdot 0,8} = 660,94 \text{ м}^3.$$

13.2 Розрахунок ширини стрічки конвеєра для транспортування шихтових матеріалів до бункерів доменної печі

Вихідні дані

1. Швидкість транспортерної стрічки конвеєра $v = 2$ м/с,
2. Кут природного укосу коксу $\alpha_{\text{к}} = 43^{\circ}$.
3. Кут природного укосу залізорудної сировини $\alpha_{\text{зрс}} = 37^{\circ}$.
4. Кут природного укосу флюсів (вапняку) $\alpha_{\text{ф}} = 42^{\circ}$.
5. Коефіцієнт резервування продуктивності конвеєра $k_{\text{рк}} = 1,25$.

Розрахунок

1. Продуктивність конвеєра для транспортування коксу, т/год.

$$Q_{\text{к}} = \frac{P_{\text{доб}} \cdot K_{\text{нит}} \cdot k_{\text{рк}}}{24} = \frac{5400 \cdot 0,5 \cdot 1,25}{24} = 140,63.$$

2. Кут укосу коксу, що транспортується при русі на стрічці, град,

$$\varphi_{\text{к}} = 0,7\alpha = 0,7 \cdot 43 = 30,1$$

3. Ширина транспортерної стрічки конвеєра для транспортування коксу, м

$$B_{\text{к}} = \sqrt{\frac{Q}{160 \cdot \gamma_{\text{нас}}^{\text{к}} \cdot v \cdot (1 + 3,6 \text{tg}(\varphi_{\text{к}}))}} = \sqrt{\frac{140,63}{160 \cdot 0,5 \cdot 2 \cdot (1 + 3,6 \text{tg}(30,1))}} = 0,53$$

4. Продуктивність конвеєра для транспортування залізорудної сировини, т/год.

$$Q_{\text{зрс}} = \frac{P_{\text{доб}} \cdot 3PC_{\text{нит}} \cdot k_{\text{рк}}}{24} = Q = \frac{5400 \cdot 1,6979 \cdot 1,25}{24} = 477,53.$$

5. Кут укосу залізорудної сировини, що транспортується при русі на стрічці,

град,

$$\varphi_{зрс} = 0,7\alpha_{зрс} = 0,7 \cdot 37 = 25,9$$

6. Ширина транспортерної стрічки конвеєра для транспортування залізорудної сировини, м

$$B_{зрс} = \sqrt{\frac{Q_{зрс}}{160 \cdot \gamma_{нас}^{зрс} \cdot v \cdot (1 + 3,6 \operatorname{tg}(\varphi_{зрс}))}} = \sqrt{\frac{477,53}{160 \cdot 1,8 \cdot 2 \cdot (1 + 3,6 \operatorname{tg}(25,9))}} = 0,55.$$

7. Продуктивність конвеєра для транспортування флюсів (вапняку),

$$Q_{\phi} = \frac{П_{доб} \cdot \Phi_{нит} \cdot k_{рк}}{24} = \frac{5400 \cdot 0,1645 \cdot 1,25}{24} = 46,27.$$

8. Кут укосу транспортованого флюсів (вапняк) під час руху на стрічці, град,

$$\Phi_{\phi} = 0,7\alpha_{\phi} = 0,7 \cdot 42 = 29,4$$

9 Ширина транспортерної стрічки конвеєра для транспортування флюсів (вапняку), м

$$B_{\phi} = \sqrt{\frac{Q_{\phi}}{160 \cdot \gamma_{нас}^{\phi} \cdot v \cdot (1 + 3,6 \operatorname{tg}(\varphi_{\phi}))}} = \sqrt{\frac{46,27}{160 \cdot 1,4 \cdot 2 \cdot (1 + 3,6 \operatorname{tg}(29,4))}} = 0,18.$$

14.1 Розрахунок потреби вагонів для перевезення сировини та палива для транспортування шихтових матеріалів до бункерів доменної печі

Вихідні дані

1. Вантажопідйомність спеціальних вагонів для транспортування коксу

$$Г_{жсд}^K = 30 \text{ т.}$$

2. Час обороту одного залізничного вагона для транспортування коксу

$$\tau_{жсд}^K = 6 \text{ годин.}$$

3. Вантажопідйомність спеціальних вагонів для транспортування залізорудної

сировини $\Gamma_{\text{ЖД}}^{\text{ЗРС}} = 60$ т.

4. Час обороту одного залізничного вагона для транспортування залізорудної сировини $\tau_{\text{ЖД}}^{\text{ЗРС}} = 10$ годин.

5. Вантажопідйомність спеціальних вагонів для транспортування флюсів (вапняку) $\Gamma_{\text{ЖД}}^{\text{Ф}} = 60$ т.

6. Час обороту одного залізничного вагона для транспортування флюсів (вапняку) $\tau_{\text{ЖД}}^{\text{Ф}} = 5$ годин.

Розрахунок

1. Кількість залізничних вагонів для транспортування коксу

$$n_{\text{ЖД}}^{\text{К}} = \frac{\text{Пдоб} \cdot K_{\text{нит}} \cdot \tau_{\text{ЖД}}^{\text{К}}}{24 \cdot \Gamma_{\text{ДЖ}}^{\text{К}}} = \frac{5400 \cdot 0,5 \cdot 6}{24 \cdot 30} = 22,5 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n_{\text{ЖД}}^{\text{К}} = 23$ вагонів.

2. Кількість залізничних вагонів для транспортування залізорудної сировини

$$n_{\text{ЖД}}^{\text{ЗРС}} = \frac{\text{Пдоб} \cdot \text{ЗРС}_{\text{нит}} \cdot \tau_{\text{ЖД}}^{\text{ЗРС}}}{24 \cdot \Gamma_{\text{ДЖ}}^{\text{ЗРС}}} = \frac{5400 \cdot 1,6979 \cdot 10}{24 \cdot 60} = 63,67 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n_{\text{ЖД}}^{\text{ЗРС}} = 64$ вагонів.

3. Кількість залізничних вагонів для транспортування флюсів (вапняку)

$$n_{\text{ЖД}}^{\text{Ф}} = \frac{\text{Пдоб} \cdot \Phi_{\text{нит}} \cdot \tau_{\text{ЖД}}^{\text{Ф}}}{24 \cdot \Gamma_{\text{ДЖ}}^{\text{Ф}}} = \frac{5400 \cdot 0,1645 \cdot 5}{24 \cdot 60} = 3,08 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n_{\text{ЖД}}^{\text{Ф}} = 3$ вагони.

Розрахунок матеріального та теплового балансів проєктованої доменної печі

Перелік умовних скорочень

K – витрата коксу на 100 кг чавуну, кг;

A – витрата агломерату на 100 кг чавуну, кг;

O – витрата окатишів на 100 кг чавуну, кг;

$P_{\text{марг}}$ – витрата марганцевої руди на 100 кг чавуну, кг;

$Fe_{\text{ч}}, Si_{\text{ч}}, Mn_{\text{ч}}, S_{\text{ч}}, P_{\text{ч}}, C_{\text{ч}}$ – вміст відповідних елементів у чавуні, %;

r_d – ступінь прямого відновлення, д.од.,

$ПГ$ – витрата природного газу на 100 кг чавуну, нм^3 ;

$CH_4_{\text{пг}}, C_2H_6_{\text{пг}}, C_3H_8_{\text{пг}}, CO_2_{\text{пг}}, N_2_{\text{пг}}$ та ін. – вміст відповідних компонентів у природному газі, %;

$A_{\text{к}}, S_{\text{к}}, V_{\text{к}}, C_{\text{к}}, W_{\text{к}}$ – вміст золи, сірки летких речовин, вуглецю нелетучого та вологи у коксі, %;

$H_{\text{орг}}, O_{\text{орг}}, N_{\text{орг}}$ – вміст відповідних елементів в органічній масі коксу, %

$CO_{2\text{лк}}, CO_{\text{лк}}, H_2_{\text{лк}}, CH_4_{\text{лк}}, N_2_{\text{лк}}$ – вміст відповідних газів у летких компонентах коксу, %;

$Fe_{\text{зк}}, SiO_2_{\text{зк}}, Al_2O_3_{\text{зк}}$ – вміст відповідних речовин у золі коксу, %;

$C_{\text{фк}}$ – кількість вуглецю коксу, що згорає біля форм, кг/100 кг чавуну;

$Fe_{\text{а}}, FeO_{\text{а}}, Mn_{\text{а}}, CaO_{\text{а}}, MgO_{\text{а}}$ та ін. – вміст відповідних речовин у агломераті, %;

$Fe_{\text{о}}, Mn_{\text{о}}, SiO_2_{\text{о}}, CaO_{\text{о}}, S_{\text{о}}, MgO_{\text{о}}$ та ін. – вміст відповідних речовин в окатишах, %;

$Mn_{\text{р}}, Fe_{\text{р}}, SiO_2_{\text{р}}, S_{\text{р}}$ та ін. – вміст відповідних речовин в марганцевій руді, %;

$W_{\text{р}}$ – вологість марганцевої руди, %;

$\left(\frac{CaO + MgO}{SiO_2} \right)_{\text{шл}}$ – основність шлаку, д.од.;

P_K, P_A, P_O, P_P – винос з печі у вигляді пилу коксу, агломерату, окатишів та марганцевої руди, %;

$CO_{2\text{кг}}, CO_{\text{кг}}, H_{2\text{кг}}, N_{2\text{кг}}$ – вміст відповідних газів у колошниковому газі, %;

V_d – витрати дуття, $\text{нм}^3/100$ кг чавуну;

$V_{\text{кг}}$ – вихід колошникового газу, $\text{нм}^3/100$ кг чавуну;

$V_{H_2(\text{кг})}, V_{CO_2(\text{кг})}, V_{CO(\text{кг})}, V_{N_2(\text{кг})}$ – об'єми відповідних компонентів колошникового газу, $\text{нм}^3/100$ кг чавуну;

V_k – корисний об'єм доменної печі, м^3 ;

P – добова продуктивність печі, тис.т/добу;

$O_{2(\text{д})}$ – вміст кисню у дутті, %;

$O_{2(\text{сд})}$ – вміст кисню у сухому дутті, %;

t_d – температура дуття, $^{\circ}\text{C}$;

ϕ_d – вологість дуття, %.

1. РОЗРАХУНОК ВИТРАТИ КОКСУ

Розрахунок ведеться на 100 кг чавуну за допомогою формули А.Д. Готліба для умов виплавки передільного чавуну шихті без використання сирого вапняку і при наступних припущеннях: вихід шлаку – 40 кг на 100 кг чавуну; вміст фосфору в чавуні - 0,08 %.

$$K = \left[\frac{656 \cdot r_d \cdot Fe_{\text{ч}} + 1250 \cdot Mn_{\text{ч}} + 5460 \cdot Si_{\text{ч}} + 22600 + \frac{2500 \cdot d_z}{\Pi} + 1900 \cdot ПГ}{2500 + \frac{32}{O_2(c\delta)} \cdot t_d - \frac{2400}{O_2(c\delta)} \cdot \varphi_{\delta} - 300 \cdot \left(1 + \frac{100}{O_2(c\delta)}\right)} + \right] \cdot \frac{C_k}{100},$$

$$+ C_{\text{ч}} + 0,214 \cdot r_d \cdot Fe_{\text{ч}} + 0,86 \cdot Si_{\text{ч}} + 0,22 \cdot Mn_{\text{ч}} - 0,6 \cdot ПГ$$

$$K = \left[\frac{656 \cdot 0,422 \cdot 93,795 + 1250 \cdot 0,70 + 5460 \cdot 0,80 \cdot 22600 + \frac{2500 \cdot 8,2}{2,772} + 1900 \cdot 6,0}{2500 + \frac{32}{21,0} \cdot 800 - \frac{2400}{21,0} \cdot 2,0 - 300 \cdot \left(1 + \frac{100}{21,0}\right)} + \right] \cdot \frac{87}{100} = 59,224$$

$$+ 4,605 + 0,214 \cdot 0,422 \cdot 93,795 + 0,86 \cdot 0,80 + 0,22 \cdot 0,70 - 0,6 \cdot 6,0$$

кг/100 кг чавуну

У цій формулі відношення у квадратних дужках характеризує тепловий баланс нижньої ступені теплообміну в доменній печі, вирішений відносно вуглецю коксу, що згорає біля фурм. Вирішення даного відношення дозволяє визначити, скільки вуглецю коксу необхідно спалити на фурмах для покриття тепло потреби нижньої ступені теплообміну при виплавці 100 кг чавуну. Чисельник відношення – це сама величина тепло потреби; знаменник – це теплота, що використовується у нижній ступені теплообміну, від спалювання біля фурм доменної печі 1 кг вуглецю коксу.

Інші доданки у квадратних дужках характеризують витрати вуглецю коксу на навуглецьовування чавуну, а також на пряме відновлювання заліза ті домішок чавуну без урахування вуглецю, що вноситься природним газом.

Розрахунку витрати коксу має передувати визначення величин r_d (ступеня розвитку прямого відновлення заліза, д.од), а також C_q та Fe_q (вмісту відповідно вуглецю та заліза у чавуні, %):

$$r_d = 0,55 - 0,0214 \cdot \text{ПГ, д.од}$$

$$r_d = 0,55 - 0,0214 \cdot 6,0 = 0,422$$

де: 0,55 – прийняте початкове значення r_d для плавки без вдування в доменну піч природного газу;

0,0214 – коефіцієнт, що враховує вплив витрат природного газу на r_d , обчислений з припущення, що 40 % водню природного газу бере участь у реакціях непрямого відновлення заліза з FeO.

$$C_q = 4,80 - 0,27 \cdot Si_q + 0,03 \cdot Mn_q, \%$$

$$C_q = 4,80 - 0,27 \cdot 0,80 + 0,03 \cdot 0,70 = 4,605$$

Ця формула по суті є рівнянням множинної регресії, яке було отримане на достатньо достовірній виборці даних про склад чавуну, що виплавляється у доменних печах.

$$Fe_q = 100 - (Si_q + Mn_q + C_q + 0,1), \%$$

$$Fe_q = 100 - (0,80 + 0,70 + 4,605 + 0,1) = 93,795$$

У наведеній формулі доданок 0,1 – це орієнтовний сумарний вміст фосфору і сірки в чавуні (у відсотках).

Значення d_p і d_r вибираються із підручників або довідників, де приводяться розміри профілів типових доменних печей, м.

Добова продуктивність печі П розраховується виходячи з величини питомої продуктивності 2 т/добу·м³:

$$\Pi = V_k \cdot 2 \cdot 0,001, \text{ тис.т чавуну/добу.}$$

$$\Pi = 1386 \cdot 2 \cdot 0,001 = 2,772$$

2. РОЗРАХУНОК ШИХТИ

За умовами даного розрахунку необхідно визначити витрати на 100 кг чавуну агломерату (А), окатишів (О) і марганцевої руди ($P_{\text{марг}}$). Ці витрати повинні забезпечити: баланс заліза; баланс шлакоутворювальних елементів, що дозволяють отримати шлак із заданою основністю $\left(\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2} \right)_{\text{шл}}$; баланс марганцю для отримання чавуну із заданим вмістом марганцю. Рішення системи трьох рівнянь, що представляють названі баланси, дозволяє знайти витрати відповідних компонентів доменної шихти.

2.1. Баланс заліза

Вноситься заліза агломератом, окатишами і марганцевої рудою:

$$(A \cdot Fe_a + O \cdot Fe_o + P_{\text{марг}} \cdot Fe_p) \cdot 0,01.$$

Деяка кількість заліза надходить у доменну піч із золою коксу:

$$K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot Fe_{зк}, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

Приймаємо, що 0,15% заліза втрачається зі шлаком, тобто в шлаку міститься у вигляді FeO 0,15 кг заліза / 100кг чавуну.

Рівняння балансу заліза:

$$Fe_{\text{ч}} = (A \cdot Fe_a + O \cdot Fe_o + P_{\text{марг}} \cdot Fe_p + K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot Fe_{зк}) \cdot 0,01 - 0,15$$

$$93,795 = (A \cdot 50,2 + O \cdot 59,7 + P_{\text{марг}} \cdot 4,0 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 10,85) \cdot 0,01 - 0,15$$

$$93,795 = (A \cdot 50,9 + O \cdot 59,7 + P_{\text{марг}} \cdot 4,0 + 68,113) \cdot 0,01 - 0,15$$

$$93,795 + 0,15 - 0,681 = 0,502A + 0,597O + 0,04P_{\text{марг}}$$

$$93,264 = 0,502A + 0,597O + 0,04P_{\text{марг}}$$

2.2. Баланс шлакоутворюючих компонентів

CaO і MgO, що поступають у доменну піч із шихтою повністю переходять у шлак. SiO₂ частково відновлюється. Маса відновленого в доменній печі SiO₂ може бути визначена через вміст кремнію в чавуні:

$$Si_{\text{ч}} = \frac{60}{28} \text{ кг/100кг чавуну};$$

де 60 – молекулярна маса SiO₂;

28 - атомна маса Si.

Рівняння основності шлаку має вигляд:

$$\left(\frac{CaO + MgO}{SiO_2} \right)_{\text{шл}} = \frac{A \cdot (CaO_a + MgO_a) + O \cdot (CaO_o + MgO_o) + P_{\text{марг}} \cdot (CaO_p + MgO_p) + K \cdot A_K \cdot 0,01 \cdot (CaO_{\text{зк}} + MgO_{\text{зк}})}{A \cdot SiO_{2(a)} + O \cdot SiO_{2(o)} + P_{\text{марг}} \cdot SiO_{2(p)} + K \cdot A_K \cdot 0,01 \cdot SiO_{2(\text{зк})} - Si_{\text{ч}} \cdot \frac{60}{28} \cdot 100}$$

$$1,37 = \frac{A \cdot (19,2) + O \cdot (5,42) + P_{\text{марг}} \cdot (2,3) + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 4,99}{A \cdot 10,1 + O \cdot 8,7 + P_{\text{марг}} \cdot 18,5 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 38,66 - 0,80 \cdot \frac{60}{28} \cdot 100}$$

$$1,37 = \frac{A \cdot 19,2 + O \cdot 5,42 + P_{\text{марг}} \cdot 2,3 + 31,32}{A \cdot 10,1 + O \cdot 8,7 + P_{\text{марг}} \cdot 18,5 + 71,26}$$

$$1,37 = (A \cdot 10,1 + O \cdot 8,7 + P_{\text{марг}} \cdot 18,5 + 71,26) = A \cdot 19,2 + O \cdot 5,42 + P_{\text{марг}} \cdot 2,3 + 31,32$$

$$13,84A + 11,92O + 25,35P_{\text{марг}} + 97,626 = 19,2A + 5,24O + 2,3P_{\text{марг}} + 31,32$$

$$66,306 = 5,36A - 6,5O - 23,05P_{\text{марг}}$$

2.3. Баланс марганцю

При ступені переходу марганцю в чавун 65% прихід марганцю в доменну піч на 100кг чавуну повинен становити Mn_ч: 0,65, кг

Рівняння балансу марганцю:

$$Mn_{\text{чуг}}: 0,65 = (A \cdot Mn_a + O \cdot Mn_o + P_{\text{марг}} \cdot Mn_p + K \cdot A_K \cdot 0,01 \cdot Mn_{\text{зк}}) \cdot 0,01$$

$$0,70 : 0,65 (A \cdot 0,19 + O \cdot 0,10 + P_{\text{марг}} \cdot 39,2 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 0,54) \cdot 0,01$$

$$1,077 = 0,0019A + 0,001O + 0,392P_{\text{марг}} + 0,034$$

$$1,043 = 0,0019A + 0,001O + 0,392P_{\text{марг}}$$

2.4. Таблиця витрати шихтових матеріалів на 100 кг чавуну

Матеріал	Витрата без виносу пилу та вологи, кг	Витрата з виносом пилу та вологи, кг
1. Кокс	59,224	61,59
2. Агломерат	101,65	108,77
3. Окатиші	72,01	72,73
4. Марганцева руда	1,98	2,46
Усього :	234,86	245,55

У першу колонку числових значень витрат матеріалів заносяться величини, що були визначені з рівнянь балансів доменної плавки.

У другу колонку заносяться значення витрат фактично завантажених у доменну піч матеріалів, котрі мають бути більше витрат, визначених із балансів, на величину заданих в похідних даних значень вологості коксу та марганцевої руди, а також долі виносу кожного із компонентів шихти у вигляді колошникового пилу. Необхідно пам'ятати, що вологість коксу та руди дається завжди понад 100 %.

По різниці сумарних витрат шихтових матеріалів у другій та першій колонках необхідно розрахувати масу вологи та пилу шихти, що уносяться з печі колошниковим газом.

3. РОЗРАХУНОК СКЛАДУ ШЛАКУ

3.1. Розрахунок кількості сірки в шлаку

а) Вноситься сірки усіма шихтовими матеріалами:

$$(A \cdot S_a + O \cdot S_o + P_{\text{марг}} \cdot S_p + K \cdot S_k) \cdot 0,01, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

б) При вмісті сірки в чавуні $S_{\text{ч}}$ (%) в ньому міститься чисельно таж кількість сірки в кг/100кг чавуну.

в) Приймаємо, що з колошниковим газом випаровується 3 % сірки, що надійшла в піч. Тоді маса сірки, що перейшла в шлак, складе:

$$S_{\text{шл}} = (A \cdot S_a + O \cdot S_o + P_{\text{марг}} \cdot S_p + K \cdot S_k) \cdot 0,01 \cdot (1 - 0,03) - S_{\text{чуг}}, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$S_{\text{шл}} = (101,65 \cdot 0,055 + 72,01 \cdot 0,011 + 1,98 \cdot 0,05 + 59,224 \cdot 1,40) \cdot 0,01 = 0,894$$

Прийнявши, що вся сірка знаходиться у шлаку у вигляді CaS, находимо:

$$\text{CaS}_{\text{шл}} = S_{\text{шл}} \cdot \frac{72}{32}, \text{ кг/100 кг чавуну,}$$

$$\text{CaS}_{\text{шл}} = 0,894 \cdot \frac{72}{32} = 1,872$$

де 72 - молекулярна маса CaS,

32 - атомна маса сірки.

3.2. Розрахунок кількості CaO у шлаку

а) Вноситься CaO усіма шихтовими матеріалами:

$$(A \cdot \text{CaO}_a + O \cdot \text{CaO}_o + P_{\text{марг}} \cdot \text{CaO}_p + K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot \text{CaO}_{\text{зк}}) \cdot 0,01, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

б) Переходить CaO у CaS:

$$\text{CaS}_{\text{шл}} \cdot \frac{56}{72}, \text{ кг/100 кг чавуну,}$$

де 56 і 72 - молекулярні маси CaO і CaS.

в) Вміст CaO у шлаку

$$(A \cdot \text{CaO}_a + O \cdot \text{CaO}_o + P_{\text{марг}} \cdot \text{CaO}_p + K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot \text{CaO}_{\text{зк}}) \cdot 0,01 - \text{CaS}_{\text{шл}} \cdot \frac{56}{72}, \text{ кг/100кг}$$

чавуну.

$$\text{CaO} = (101,65 \cdot 16,8 + 72,01 \cdot 4,8 + 1,98 \cdot 1,9 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 3,02) \cdot 0,01 - 1,872 \cdot \frac{56}{72} = 19,305$$

3.3. Розрахунок кількості MgO у шлаку

Вважаємо, що уся кількість MgO, що надходить в піч, переходить без жодних перетворень і втрат у шлак:

$$\text{MgO}_{\text{шл}} = (A \cdot \text{MgO}_a + O \cdot \text{MgO}_o + P_{\text{марг}} \cdot \text{MgO}_p + K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot \text{MgO}_{\text{зк}}) \cdot 0,01, \text{ кг/100кг чавуну}$$

$$\text{MgO}_{\text{шл}} = (101,65 \cdot 2,4 + 72,01 \cdot 0,62 + 1,98 \cdot 0,4 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 1,97) \cdot 0,01 = 3,018$$

3.4. Розрахунок кількості SiO₂ у шлаку

а) Вноситься SiO₂ у піч:

$$(A \cdot \text{SiO}_{2a} + O \cdot \text{SiO}_{2o} + P_{\text{марг}} \cdot \text{SiO}_{2p} + K \cdot A_k \cdot 0,01 \cdot \text{SiO}_{2\text{зк}}) \cdot 0,01, \text{ кг/100кг чавуну}$$

б) Відновлюється SiO_2 у печі:

$$\text{Si}_{\text{чуг}} \cdot \frac{60}{28}, \text{ кг/100кг чавуну}$$

де: 60 – молекулярна маса SiO_2

28 – атомна маса Si.

в) Залишається SiO_2 у шлаку:

$$\text{SiO}_{2\text{шл}} = (\text{A} \cdot \text{SiO}_{2\text{а}} + \text{O} \cdot \text{SiO}_{2\text{о}} + \text{P}_{\text{марг}} \cdot \text{SiO}_{2\text{р}} + \text{K} \cdot \text{A}_{\text{к}} \cdot 0,01 \cdot \text{SiO}_{2\text{зк}}) \cdot 0,01 - \text{Si}_{\text{чуг}} \cdot \frac{60}{28}, \text{ кг/100кг}$$

чавуну.

$$\text{SiO}_{2\text{шл}} = (101,65 \cdot 10,1 + 72,01 \cdot 8,7 + 1,98 \cdot 18,5 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 38,66) \cdot 0,01 - 0,80 \cdot \frac{60}{28} = 17,611$$

3.5. Розрахунок кількості Al_2O_3 у шлаку

$$\text{Al}_2\text{O}_{3\text{шл}} = (\text{A} \cdot \text{Al}_2\text{O}_{3\text{а}} + \text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_{3\text{о}} + \text{P}_{\text{марг}} \cdot \text{Al}_2\text{O}_{3\text{р}} + \text{K} \cdot \text{A}_{\text{к}} \cdot 0,01 \cdot \text{Al}_2\text{O}_{3\text{зк}}) \cdot 0,01, \quad \text{кг/100кг}$$

чавуну

$$\text{Al}_2\text{O}_{3\text{шл}} = (101,65 \cdot 1,2 + 72,01 \cdot 0,36 + 1,98 \cdot 6,2 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 22,66) \cdot 0,01 = 3,024$$

3.6. Розрахунок кількості MnO у шлаку

Приймаємо, що 30% марганцю, який завантажується з шихтою в піч, переходить в шлак, тоді:

$$\text{MnO}_{\text{шл}} = 0,30 \cdot (\text{A} \cdot \text{Mn}_{\text{а}} + \text{O} \cdot \text{Mn}_{\text{о}} + \text{P}_{\text{марг}} \cdot \text{Mn}_{\text{р}} + \text{K} \cdot \text{A}_{\text{к}} \cdot 0,01 \cdot \text{Mn}_{\text{зк}}) \cdot 0,01 \cdot \frac{71}{55}, \text{ кг/100кг}$$

чавуну,

$$\text{MnO}_{\text{шл}} = (101,65 \cdot 1,2 + 72,01 \cdot 0,10 + 1,98 \cdot 39,2 + 59,224 \cdot 10,6 \cdot 0,01 \cdot 0,54) \cdot 0,01 \cdot \frac{71}{55} = 1,388$$

де 71 – молекулярна маса MnO ,

55 – атомна маса Mn

3.7. Розрахунок кількості FeO у шлаку

У відповідності з прийнятим раніше припущенням, із шлаком втрачається 0,15 кг заліза на 100кг чавуну. Тоді:

$$\text{FeO}_{\text{шл}} = 0,15 \cdot \frac{72}{56}, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$\text{FeO}_{\text{шл}} = 0,15 \cdot \frac{72}{56} = 0,193$$

3.8. Зведена таблиця складу шлаку:

Компоненти	кг/100кг чавуну	%
CaO	19,305	41,6
MgO	3,018	6,5
SiO ₂	17,611	37,95
Al ₂ O ₃	3,024	6,52
MnO	1,388	2,99
FeO	0,193	0,42
CaS	1,872	4,03
Усього	46,411	100,00

Відсотковий вміст у шлаку кожного компонента визначається після розрахунку сумарного виходу шлаку на 100 кг чавуну.

3.9. Перевірка основності шлаку

При розрахунку основності шлаку враховується не лише фактичне значення CaO_{шл}, але і та кількість CaO, яка в результаті обмінної реакції при поглинанні шлаком сірки перетворилась в CaS (див. 3.2. б).

Якщо виконані розрахунки вірні, то обчислена за даними останньої таблиці, з урахуванням останнього уточнення, основність шлаку $\left(\frac{\text{CaO} + \text{MgO} + \text{CaS}}{\text{SiO}_2} \right)_{\text{шл}}$ повинна відповідати заданій у вихідних даних.

4. РОЗРАХУНОК КІЛЬКОСТІ ДУТТЯ

Кількість дуття визначається з балансу кисню, необхідного для спалювання вуглецю коксу, що доходить до фурм, а також вуглецю природного газу.

4.1. Розрахунок вуглецю коксу, що згорає на фурмах

а) Вміст нелетучого вуглецю у коксі:

$$C_k = 100 - (A_k + S_k + V_k), \%$$

$$C_k = 100 - (10,6 + 1,40 + 1,0) = 87$$

б) Кокс вносить у доменну піч нелетучого вуглецю:

$$K \cdot C_k \cdot 0,01, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$59,224 \cdot 87 \cdot 0,01 = 51,525$$

в) Розчинюється вуглецю в чавуні: $C_{\text{ч}} = 4,605$, кг/100 кг чавуну.

г) Витрачається вуглецю на відновлення кремнію по реакції

$$\text{SiO}_2 + 2\text{C} = 2\text{CO} + \text{Si}$$

$$\text{Si}_{\text{ч}} \cdot \frac{2 \cdot 12}{28}, \text{ кг/100кг чавуну}$$

$$0,80 \cdot \frac{2 \cdot 12}{28} = 0,686$$

де 12 и 28 – атомні маси С и Si.

д) Витрачається вуглецю на відновлення марганцю по реакції

$$\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$$

$$\text{Mn}_{\text{ч}} \cdot \frac{12}{55}, \text{ кг/100кг чавуну}$$

$$0,70 \cdot \frac{12}{55} = 0,153$$

де 12 и 55 – атомні маси С и Mn.

е) Витрачається вуглецю на на пряме відновлення заліза по реакції

$$\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$$

$$\text{Fe}_{\text{ч}} \cdot r_d \cdot \frac{12}{56}, \text{ кг/100кг чавуну}$$

$$93,795 \cdot 0,422 \cdot \frac{12}{56} = 8,481$$

де 12 и 56 – атомні маси С и Fe.

ж) Витратою вуглецю коксу на відновлення фосфору нехтуємо.

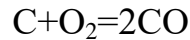
з) Кількість вуглецю коксу, що згорає у фурм:

$$C_{\text{фк}} = K \cdot C_k \cdot 0,01 - C_{\text{чуг}} - \text{Si}_{\text{чуг}} \cdot \frac{24}{28} - \text{Mn}_{\text{чуг}} \cdot \frac{12}{55} - \text{Fe}_{\text{чуг}} \cdot r_d \cdot \frac{12}{56}, \text{ кг/100кг чавуну}$$

$$C_{\text{фк}} = 59,224 \cdot 87 \cdot 0,01 - 4,605 - 0,80 \cdot \frac{24}{28} - 0,70 \cdot \frac{12}{55} - 93,795 \cdot 0,422 \cdot \frac{12}{56} = 37,6$$

4.2. Розрахунок необхідної кількості дуття

а) Потрібно кисню для спалювання вуглецю коксу по реакції



$$C_{\text{фк}} \cdot \frac{22,4}{2 \cdot 12}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$37,6 \cdot \frac{22,4}{2 \cdot 12} = 35,093$$

б) На спалювання вуглецю вуглеводнів 1 м^3 природного газу з утворенням CO необхідно кисню дуття:

$$W = (0,5 \cdot CH_{4г} + C_2H_{6г} + 1,5 \cdot C_3H_{8г} + 2 \cdot C_4H_{10г} + 2,5 \cdot C_5H_{12г} - 0,5 \cdot CO_{2г}) \cdot 0,01, \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ газу.}$$

$$W = (0,5 \cdot 81,8 + 3,8 + 1,5 \cdot 7,7 + 2 \cdot 3,7 + 2,5 \cdot 0,1 - 0,5 \cdot 0,1) \cdot 0,01 = 0,639$$

в) Потрібно кисню для спалювання в фурмених вогнищах вуглецю природного газу:

$$ПГ \cdot W, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$6,0 \cdot 0,639 = 3,834$$

г) Вміст кисню (вільного та зв'язаного в H_2O) у вологому дутті:

$$O_{2(д)} = O_{2(сд)} \cdot (1 - \varphi_d \cdot 0,01) + 0,5 \cdot \varphi_d, \%$$

$$O_{2(д)} = 21,0 \cdot (1 - 2,0 \cdot 0,01) + 0,5 \cdot 2,0 = 21,58$$

д) Витрата дуття:

$$V_d = (C_{\text{фк}} \cdot \frac{22,4}{24} + ПГ \cdot W) : \frac{O_{2(д)}}{100}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$V_d = (37,6 \cdot \frac{22,4}{24} + 6,0 \cdot 0,639) : \frac{21,0}{100} = 185,368$$

5. РОЗРАХУНОК КІЛЬКОСТІ ТА СКЛАДУ КОЛОШНИКОВОГО ГАЗУ

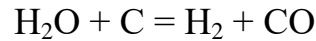
5.1. Розрахунок кількості водню в колошниковому газі

а) Утворюється водню при неповному горінні в доменній печі природного газу:

$V_{H_{2r}} = \text{ПГ} \cdot (2 \cdot \text{CH}_{4 \text{ пр}} + 3 \cdot \text{C}_2\text{H}_6 \text{ пр} + 4 \cdot \text{C}_3\text{H}_8 \text{ пр} + 5 \cdot \text{C}_4\text{H}_{10 \text{ пр}} + 6 \cdot \text{C}_5\text{H}_{12 \text{ пр}}) \cdot 0,01, \text{ м}^3/100 \text{ кг}$
чугуна.

$$V_{H_{2r}} = 6,0 \cdot (2 \cdot 81,8 + 3 \cdot 3,8 + 4 \cdot 7,7 + 5 \cdot 3,7 + 6 \cdot 0,1) \cdot 0,01 = 13,494$$

б) Утворюється водню з вологи дугтя по реакції:



$$V_{H_{2\text{вол}}} = V_{\text{д}} \cdot \varphi_{\text{д}} \cdot 0,01, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{H_{2\text{вол}}} = 185,368 \cdot 2,0 \cdot 0,01 = 3,707$$

в) Водень летких речовин коксу:

$$V_{H_{2\text{лк}}} = K \cdot V_{\text{к}} \cdot H_{2\text{лк}} \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{2}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{H_{2\text{лк}}} = 59,224 \cdot 1,0 \cdot 26,9 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{2} = 1,784$$

г) Водень органічної маси коксу:

$$V_{H_{2\text{орг}}} = K \cdot H_{2\text{орг}} \cdot 0,01 \cdot \frac{22,4}{2}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{H_{2\text{орг}}} = 59,224 \cdot 0,4 \cdot 0,01 \cdot \frac{22,4}{2} = 2,653$$

д) Приймаємо, що на реакції непрямого відновлення витрачається 1/3 частина водню, що утворюється в доменній печі.

е) Всього в колошниковому газі водню:

$$V_{H_{2(\text{кг})}} = (V_{H_{2r}} + V_{H_{2\text{вол}}} + V_{H_{2\text{лк}}} + V_{H_{2\text{орг}}}) \cdot \frac{2}{3}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{H_{2(\text{кг})}} = (13,494 + 3,707 + 1,784 + 2,653) \cdot \frac{2}{3} = 14,425$$

5.2. Розрахунок кількості CO_2 в колошниковому газі

Основне джерело CO_2 в доменному газі – це відновлення оксидів заліза за допомогою CO . Вищі оксиди заліза (Fe_2O_3 та Fe_3O_4) відновлюються до FeO повністю по реакціям непрямого відновлення. Для зручності обчислень будемо умовно вважати, що на цій стадії непряме відновлення оксидів заліза йде

виключно за участю CO, а водень бере участь як відновник тільки лише на стадії відновлення FeO до Fe. Таке допущення не змінює результатів розрахунку.

У даних про хімічний склад агломерату та окатишів зазвичай указують загальний вміст Fe і вміст FeO. Природно, ні металевого заліза, ні FeO у вільному стані в залізородних матеріалах немає. Вказана кількість FeO входить до складу інших сполук, наприклад, $Fe_3O_4 = Fe_2O_3 \cdot FeO$, але для розрахункового аналізу процесів відновлення будемо умовно вважати FeO вільним оксидом, а також що все інше залізо знаходяться у вигляді Fe_2O_3 .

а) Усього Fe_2O_3 в шихті:

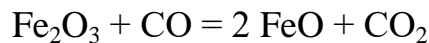
$$Fe_2O_{3ш} = \left[Fe_{ч} - 0,01 \cdot (A \cdot FeO_a + O \cdot FeO_o) \cdot \frac{56}{72} \right] \cdot \frac{160}{56 \cdot 2}, \text{ кг/100кг чавуну,}$$

$$Fe_2O_{3ш} = (93,795 - 0,01 \cdot (101,65 \cdot 12,3 + 72,01 \cdot 1,54)) \cdot \frac{56}{72} \cdot \frac{160}{56 \cdot 2} = 118,87$$

де 56 – атомна маса заліза,

72 и 160 – молекулярні маси FeO и Fe_2O_3 .

б) Кількість CO_2 , що утворюється при відновленні Fe_2O_3 до FeO по реакції:



$$Fe_2O_{3ш} \cdot \frac{22,4}{160}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

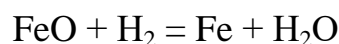
$$118,87 \cdot \frac{22,4}{160} = 16,64$$

в) Відновлюється заліза з FeO непрямим шляхом:

$$Fe_{ч} (1 - r_d), \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$93,795 \cdot (1 - 0,422) = 54,214$$

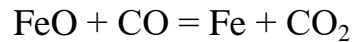
г) З цієї кількості відновлюється заліза воднем по реакції:



$$V_{H_2(кг)} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4}, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4} = 18,031$$

д) Відновлюється заліза по реакції:



$$\text{Fe}_\text{ч} \cdot (1 - r_d) - V_{\text{H}_2(\text{КГ})} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4}, \text{ кг/100кг чавуну.}$$

$$93,795 \cdot (1 - 0,422) - 14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4} = 36,183$$

При цьому утворюється CO_2 :

$$\left[\text{Fe}_\text{ч} \cdot (1 - r_d) - V_{\text{H}_2(\text{КГ})} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4} \right] \cdot \frac{22,4}{56}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$(93,795 \cdot (1 - 0,422) - 14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4}) \cdot \frac{22,4}{56} = 14,473$$

е) Усього утворюється CO_2 при відновленні оксидів заліза:

$$V_{\text{CO}_2(\text{відн.})} = \text{Fe}_2\text{O}_{3\text{ш}} \cdot \frac{22,4}{160} + \left[\text{Fe}_\text{ч} \cdot (1 - r_d) - V_{\text{H}_2(\text{КГ})} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4} \right] \cdot \frac{22,4}{56}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$V_{\text{CO}_2(\text{вiдн.})} = 118,87 \cdot \frac{22,4}{160} + (93,795 \cdot (1 - 0,422) - 14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{56}{22,4}) \cdot \frac{22,4}{56} = 31,11$$

ж) CO_2 летких речовин коксу:

$$V_{\text{CO}_2(\text{лк})} = K \cdot V_\text{к} \cdot \text{CO}_{2\text{лк}} \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{44}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{\text{CO}_2(\text{ЛК})} = 59,224 \cdot 1,0 \cdot 13,5 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{44} = 0,041$$

з) Кількість CO_2 у колошниковому газі:

$$V_{\text{CO}_2(\text{КГ})} = V_{\text{CO}_2(\text{відн.})} + V_{\text{CO}_2(\text{лк})}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{\text{CO}_2(\text{КГ})} = 31,11 + 0,041 = 31,151$$

5.3. Розрахунок кількості CO в колошниковому газі

Основними джерелами CO є горіння вуглецю палива у фурм і процеси прямого відновлення. Частина CO , що утворюється в доменній печі бере участь у реакціях непрямого відновлення і переходить в CO_2 .

а) При горінні палива у фурм з кожного м^3 кисню вологого дуття утвориться два об'єми CO , а всього:

$$V_{\text{CO}(\text{гор})} = 2 \cdot V_\text{д} \cdot \text{O}_{2(\text{д})} \cdot 0,01, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{CO(\text{гор})} = 2 \cdot 185,368 \cdot 21,58 \cdot 0,01 = 80,005$$

б) Утворюється СО в результаті реакцій прямого відновлення, які вже розглядалися в підрозділі 4.1:

$$V_{CO(d)} = Fe_{\text{ч}} \cdot r_d \cdot \frac{22,4}{56} + Si_{\text{ч}} \cdot \frac{2 \cdot 22,4}{28} + Mn_{\text{ч}} \cdot \frac{22,4}{55}, \text{ м}^3/100\text{кг чавуну.}$$

$$V_{CO(d)} = 93,795 \cdot 0,422 \cdot \frac{22,4}{56} + 0,80 \cdot \frac{2 \cdot 22,4}{28} + 0,70 \cdot \frac{22,4}{55} = 17,398$$

в) СО легких речовин коксу:

$$V_{CO(\text{лк})} = K \cdot V_{\text{к}} \cdot CO_{\text{лк}} \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{28}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{CO(\text{лк})} = 59,224 \cdot 1,0 \cdot 52,4 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{22,4}{28} = 0,248$$

г) Переходить СО в СО₂ в результаті реакцій непрямого відновлення:

$$V_{CO(i)} = V_{CO_2(\text{відн.})}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{CO(i)} = 31,11$$

д) Кількість СО в колошниковому газі:

$$V_{CO(\text{кг})} = V_{CO(\text{гор})} + V_{CO_d} + V_{CO(\text{лк})} - V_{CO(i)}, \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

$$V_{CO(\text{кг})} = 80,005 + 17,398 + 0,248 - 31,11 = 66,541$$

5.4. Розрахунок кількості азоту в колошниковому газі

а) Вноситься азоту з вологим дуттям:

$$V_{N_2(d)} = V_d \cdot (1 - O_{2(d)} \cdot 0,01) \cdot (1 - \phi_d \cdot 0,01), \text{ м}^3/100 \text{ кг чавуну.}$$

5.5. Кількість та склад колошникового газу:

Компонент	м ³ /100 кг чавуну	%
СО ₂	31,15	12,2
СО	66,579	26,11

H ₂	14,425	5,66
N ₂	142,84	56,03
Усього	254,957	100

У першу колонку заносяться значення $V_{H_2(KГ)}$, $V_{CO_2(KГ)}$, $V_{CO(KГ)}$, $V_{N_2(KГ)}$.

Відсотковий вміст у колошниковому газі кожного компоненту визначається після підрахунку сумарного виходу колошникового газу на 100 кг чавуну.

6. МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ

а) Маса дуття:

$$M_{д} = V_{д} \cdot \frac{O_{2(сд)} \cdot (1 - \varphi_{д} \cdot 0,01) \cdot 32 + N_{2(сд)} \cdot (1 - \varphi_{д} \cdot 0,01) \cdot 28 + \varphi_{д} \cdot 18}{22,4} \cdot 0,01, \text{ кг/100 кг чавуну,}$$

$$M_{д} = 185,368 \cdot \frac{21,0 \cdot (1 - 2,0 \cdot 0,01) \cdot 32 + 79,0 \cdot (1 - 2,0 \cdot 0,01) \cdot 28 + 2,0 \cdot 18}{22,4} \cdot 0,01 = 236,867$$

де 32, 28, 18 – молекулярні маси O₂, N₂ и H₂O;

$$N_{2(сд)} = (100 - O_{2(сд)})$$

$$N_{2(сд)} = (100 - 21,0) = 79,0$$

б) Маса природного газу:

$$M_{пг} = ПГ \cdot \frac{CH_4 \cdot 16 + C_2H_6 \cdot 30 + C_3H_8 \cdot 44 + C_4H_{10} \cdot 58 + C_5H_{12} \cdot 72 + CO_2 \cdot 44 + N_2 \cdot 28}{22,4} \cdot 0,01,$$

кг/100 кг чавуну,

$$M_{пг} = 6,0 \cdot \frac{81,8 \cdot 16 + 3,8 \cdot 30 + 7,7 \cdot 44 + 3,7 \cdot 58 + 0,1 \cdot 72 + 0,1 \cdot 44 + 2,8 \cdot 28}{22,4} \cdot 0,01 = 5,534$$

де 16, 30, 44, 58, 72, 44 – молекулярні маси відповідних компонентів природного газу.

в) Маса колошникового газу:

$$M_{кг} = V_{кг} \cdot \frac{CO_{2(кг)} \cdot 44 + CO_{(кг)} \cdot 28 + H_{2(кг)} \cdot 2 + N_{2(кк)} \cdot 28}{22,4} \cdot 0,01, \text{ кг/100 кг чавуну,}$$

$$M_{\text{кг}} = 254,957 \cdot \frac{12,2 \cdot 44 + 26,11 \cdot 28 + 5,66 \cdot 2 + 56,03 \cdot 28}{22,4} \cdot 0,01 = 324,16$$

де 2 – молекулярна маса водню.

г) Маса вологи, що утворюється в процесах непрямого відновлення

$$M_{\text{вол}} = V_{\text{H}_2(\text{кг})} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{18}{22,4} \text{ кг/100 кг чавуну.}$$

$$M_{\text{вол}} = 14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{18}{22,4} = 5,796$$

д) Зведена таблиця матеріального балансу:

Задано	кг	Отримано	Кг
Шихтові матеріали	234,404	Чавуну	100,00
Дуття	185,368	Шлаку	45,795
Природний газ	5,534	Колошникового газу	254,957
		Вологи від відновлення	5,796
		Вологи та пилу шихти	10,836
Усього	425,306	Усього	417,084

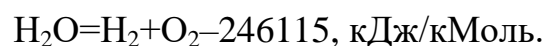
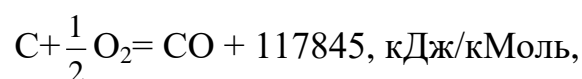
Витрати шихтових матеріалів з урахуванням їх виносу та вологи, а також маса вологи та пилу шихти були розраховані у пункті 2.5.

У технічних розрахунках нев'язка балансу має бути не більше 2 %.

7. ЗАГАЛЬНИЙ ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ

7.1. Приход теплоти

а) Виділяється теплоти при горінні вуглецю коксу на фурмах у вологому дутті з урахуванням реакцій:



$$Q_{\text{гор.к.}} = \frac{C\phi_{\text{к.}}}{12} \cdot 117845 - \frac{V_{\text{д}} \cdot \phi_{\text{д}} \cdot 0,01}{22,4} \cdot 246115, \text{ кДж/100 кг чавуну.}$$

$$Q_{\text{гор.к.}} = \frac{37,6}{12} \cdot 117845 - \frac{185,368 \cdot 2,0 \cdot 0,01}{22,4} \cdot 246115 = 328513,88$$

б) Вноситься теплоти при горінні природного газу з утворенням CO та H₂:

$$Q_{\text{гор.пг}} = \text{ПГ} \cdot (\text{CH}_4 \cdot 1658 + \text{C}_2\text{H}_6 \cdot 6050 + \text{C}_3\text{H}_8 \cdot 10115 + \text{C}_4\text{H}_{10} \cdot 13796 + \text{C}_5\text{H}_{12} \cdot 18054 - \text{CO}_2 \cdot 12653) \cdot 0,01, \\ \text{кДж/кМоль.}$$

$$Q_{\text{гор.пг}} = 6,0 \cdot (81,8 \cdot 1658 + 3,8 \cdot 6050 + 7,7 \cdot 10115 + 3,7 \cdot 13796 + 0,1 \cdot 18054 - 0,1 \cdot 12653) \cdot 0,01 = 17285,11$$

в) Вноситься теплоти нагрітим дуттям:

$$Q_{\text{д}} = (V_{\text{O}_2(\text{д})} \cdot C_{\text{O}_2} + V_{\text{N}_2(\text{д})} \cdot C_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}(\text{д})} \cdot C_{\text{H}_2\text{O}}) \cdot t_{\text{д}}, \text{кДж/100 кг чавуну,}$$

$$Q_{\text{д}} = (38,149 \cdot 1,450 + 143,512 \cdot 1,367 + 3,707 \cdot 1,668) \cdot 800 = 206144,18$$

де

$$V_{\text{O}_2(\text{д})} = V_{\text{д}} \cdot O_{2(\text{сд})} \cdot 0,01 \cdot (1 - \varphi_{\text{д}} \cdot 0,01), \text{ м}^3/\text{100 кг чавуну,}$$

$$V_{\text{O}_2(\text{д})} = 185,368 \cdot 21,0 \cdot 0,01 \cdot (1 - 2,0 \cdot 0,01) = 38,149$$

$$V_{\text{N}_2(\text{д})} = V_{\text{д}} \cdot (1 - O_{2(\text{сд})} \cdot 0,01) \cdot (1 - \varphi_{\text{д}} \cdot 0,01), \text{ м}^3/\text{100 кг чавуну,}$$

$$V_{\text{N}_2(\text{д})} = 185,368 \cdot (1 - 21,0 \cdot 0,01) \cdot (1 - 2,0 \cdot 0,01) = 143,512$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}(\text{д})} = V_{\text{д}} \cdot \varphi_{\text{д}} \cdot 0,01, \text{ м}^3/\text{100 кг чавуну.}$$

Питомі середні теплоємності (С) газів (кДж/нм³·град) у діапазоні від 0 °С до температури дуття ($t_{\text{д}}$) знаходять інтерполяцією з таблиці:

Газ	Середня теплоємність при $t_{\text{д}}$ °С, кДж/нм ³ ·град						
	700	800	900	1000	1100	1200	1300
N ₂	1,354	1,367	1,380	1,392	1,403	1,414	1,425
O ₂	1,434	1,450	1,465	1,478	1,489	1,501	1,511
H ₂ O	1,641	1,668	1,696	1,723	1,750	1,777	1,803

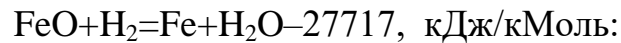
г) Припущення, що приймаються при розрахунку:

- враховуючи її невеликі і остаточно не визначені значення тепловмісту завантаженої шихти, приймаємо її рівною 0;

- приймаємо, що відновлення оксидів заліза за допомогою СО протікає у доменній печі з сумарним тепловим ефектом рівним 0.

7.2. Витрати теплоти

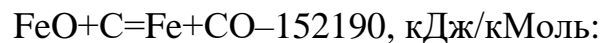
а) Витрачається теплоти на відновлення заліза з FeO воднем по реакції:



$$V_{\text{H}_2(\text{кг})} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{22,4} \cdot 27717, \text{ кДж/100кг чавуну.}$$

$$14,425 \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{22,4} \cdot 27717 = 8924,50$$

б) Витрачається теплоти на пряме відновлення заліза по реакції:



$$\text{Fe}_c \cdot r_d \cdot \frac{1}{56} \cdot 152190, \text{ кДж/100 кг чавуну.}$$

$$93,795 \cdot 0,422 \cdot \frac{1}{56} \cdot 152190 = 107569,77$$

в) Витрачається теплоти на відновлення домішок чавуну, а саме:

- кремнію по реакції $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO} - 635096 \text{ кДж/кМоль:}$

$$\text{Si}_c \cdot \frac{1}{28} \cdot 635096, \text{ кДж/100 кг чавуну;}$$

$$0,80 \cdot \frac{1}{28} \cdot 635096 = 18145,6$$

- марганцю по реакції $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO} - 287382 \text{ кДж/кМоль:}$

$$\text{Mn}_c \cdot \frac{1}{55} \cdot 287382, \text{ кДж/100 кг чавуну;}$$

$$0,70 \cdot \frac{1}{55} \cdot 287382 = 3657,59$$

- фосфору по реакції $(\text{CaO})_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 3\text{CaO} + 2\text{P} + 5\text{CO} - 1629080 \text{ кДж/кМоль, при прийнятому припущенню, що } P_c = 0,08 \text{ \%:}$

$$0,08 \cdot \frac{1}{2 \cdot 31} \cdot 1629080, \text{ кДж/100 кг чавуну.}$$

$$0,08 \cdot \frac{1}{2 \cdot 31} \cdot 1629080 = 2102,04$$

г) Тепловміст чавуну.

Тепловміст 1 кг чавуну в залежності від його температури може становити від 1050 до 1200 кДж/кг. Для даного розрахунку приймаємо – 1125 кДж/кг чавуну. Тоді тепловміст 100 кг чавуну складе 112500 кДж.

д) Тепловміст шлаку.

Тепловміст 1 кг доменного шлаку в залежності від його температури і складу може становити від 1700 до 1900 кДж. Для даного розрахунку приймаємо – 1800 кДж/кг шлаку. Тоді тепломісткість шлаку при його виході $M_{\text{шл}}$ (кг/100 кг чавуну) складе:

$$1800 \cdot M_{\text{шл}}, \text{ кДж/100 кг чавуну.}$$

$$1800 \cdot 46,411 = 83539,8$$

є) Втрати теплоти доменною піччю в оточуюче середовище і з охолоджуючою водою визначається за наступною формулою:

$$Q_{\text{втр}} = \frac{10 \cdot d_p + 25 \cdot d_r}{\Pi} \cdot 418, \text{ кДж/100 кг чавуну,}$$

$$Q_{\text{втр}} = \frac{10 \cdot 9,3 + 25 \cdot 8,2}{2,772} \cdot 418 = 44936,51$$

де d_p і d_r – діаметри рас пару та горну доменної печі, м;

Π – добова продуктивність печі, тис.т.

ж) Різницю між сумарним приходом теплоти в доменну піч і розрахованою сумарною витратою її за пунктами а, б, в, г, д, є відносимо на тепломісткість газу і пилу, що залишають доменну піч через колошник.

7.3. Зведена таблиця теплового балансу доменної плавки

Найменування статей		кДж / 100 кг чавуну	%
Приход теплоти			
1	Горіння вуглецю коксу	528513,88	59,52
2	Горіння природного газу	17285,11	3,13
3	Тепловміст дуття	206144,18	37,35

Усього:		551943,17	100
Витрати теплоти			
1	Відновлення заліза воднем	8924,50	1,62
2	Відновлення заліза вуглецем	107569,77	19,49
3	Відновлення домішок чавуну	23905,23	4,33
4	Тепловміст чавуну	112500	20,38
5	Тепловміст шлаку	83539,8	15,14
6	Втрати на охолодження	44936,51	8,14
7	Тепловміст колошникового газу та пилу	170567,87	30,9
Усього:		551943,17	100

7.4. Коефіцієнт корисно використаної теплоти

Коефіцієнт корисно використаної теплоти в доменній печі менше 100 % на величину суми втрат теплоти на охолодження печі, а також з колошниковим газом та пилом.

$$100 - (8,14 + 30,9) = 60,96$$

Звіт подібності

метадані

Назва організації
STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Земельська
Юрченко Дарина Олександрівна

Автор Науковий співробітник / Експерт
Юрченко Дарина Олександрівна / Чупряков Є. В.

Навчальний заклад
STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Обсяг знайдених подібностей

Коефіцієнт подібності визначає, який відсоток тексту по відношенню до загального обсягу тексту було знайдено в різних джерелах. Зверніть увагу, що високі значення коефіцієнта не автоматично означають плагіат. Звіт має аналізувати компетентна / уповноважена особа.



Тривога

У цьому розділі ви знайдете інформацію щодо текстових спогорвань. Ці спогоршення в тексті можуть говорити про МОНОВІ маніпуляції в тексті. Спогоршення в тексті можуть мати навмисний характер, але частіше характер технічний: помилка при конвертації документа та його збереженні, тому ми рекомендуємо вам порадити до аналізу цього модуля відшкодувати. У разі виникнення запитань, просимо звертатися до нашої служби підтримки.

Заміна букв	В	0
Інтервали	A	0
Мікропробіли	і	0
Білі знаки	@	0
Парафрази (SmartMarks)	a	58

Подібності за списком джерел

Нижче наведений список джерел. В цьому списку є джерела із різних баз даних. Копія тексту означає в якому джерелі він був знайдений. Ці джерела і значення Коефіцієнту Подібності не відображають прямого плагіату. Необхідно відкрити кожне джерело і проаналізувати зміст і правильність оформлення джерела.

10 найдовших фраз		Копія тексту
ПОРЯДКОВИЙ НОМЕР	НАЗВА ТА АДРЕСА ДЖЕРЕЛА (URL, НАЗВА БАЗИ)	КІЛЬКІСТЬ ЦЕЛЮСЬОК СЛІВ (PERCENTAGE)
1	https://ybufile.net/preview/7861943/	240 3.34 %
2	https://ybufile.net/preview/7861943/	206 2.87 %
3	https://ybufile.net/preview/7861943/	171 2.38 %
4	https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%90%D0%B3%D0%BB%D0%BE%D0%BC%D0%B5%D1%80%D0%0%01%82_(%D0%BC%D0%B5%D1%82%D0%B0%D0%BB%D1%83%D1%80%D0%B3%D1%95%D1%8F)	125 1.74 %

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра металургійних технологій

ВІДГУК КЕРІВНИКА НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ

бакалавра
(бакалавра, магістра)

Студента(ки) Юрченко Дарина Олегівна
(прізвище, ім'я та по-батькові)
групи ЗМЧМ-22ск

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра
(бакалавра, магістра)

Проект доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

Обсяг пояснювальної записки і графічної частини:

пояснювальна записка	<u>95;</u>
таблиць	<u>6;</u>
схем і рисунків	<u>8;</u>
листів графічної частини (демонстраційного матеріалу)	<u>6.</u>

Якісні відмінності кваліфікаційної роботи бакалавра
(бакалавра, магістра)

Кваліфікаційна робота присвячена актуальній проблемі зниження витрат коксу в доменному виробництві. Запропоновано використання коксового горішку як часткової заміни, що дозволяє досягти економічного ефекту, покращити тепловий режим та зменшити вплив на довкілля. Робота має практичну спрямованість, містить розрахунки матеріального та теплового балансів, визначення оптимального складу шихти та інші розрахунки, що робить результати прикладними для реального виробництва.

Недоліки кваліфікаційної роботи бакалавра
(бакалавра, магістра)

Окремі розділи роботи могли б бути доповнені більш детальним порівнянням із сучасними альтернативними методами підвищення ефективності доменного процесу (наприклад, з пило- або газовдуванням). Крім того, варто було б розширити техніко-економічне порівняння

різних варіантів впровадження коксового горішку

Характеристика загальної, спеціальної і виробничої підготовки автора кваліфікаційної роботи бакалавра, ступінь самостійності виконання:

Студент Юрченко Д.О. продемонстрував належний рівень теоретичної підготовки за спеціальністю, володіє знаннями з металургійних технологій, принципи побудови матеріального і теплового балансів, володіє навичками техніко-економічних розрахунків. Робота виконана самостійно з ініціативністю у виборі підходів до вирішення поставлених завдань.

Можливість використання кваліфікаційної роботи бакалавра

Результати роботи можуть бути використані на підприємствах чорної металургії для оптимізації доменного виробництва. Отримані рекомендації щодо використання коксового горішку є економічно обґрунтованими та можуть бути впроваджені як для модернізації діючих доменних печей, так і при проєктуванні нових агрегатів.

Оцінка кваліфікаційної роботи Вірн. бакалавра

Керівник Касієм Д. О.
(прізвище, ім'я та по-батькові)

проф. Д. М. Н.
(посада, науковий ступінь, вчене звання)

Ашур
(підпис)

« 10 » 06 20 25 р.

Рекомендації щодо використання цієї роботи:
Дарю бачок б...
з...
Рекомендації:
У...
Рекомендент

Р. К. О.
(посада, науковий ступінь, вчене звання)

Ашур
(підпис)

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра металургійних технологій

РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Студента(ки) _____ Юрченко Дарини Олегівни
(прізвище, ім'я та по-батькові)

Групи ЗМЧМ-22ск

Тема кваліфікаційної роботи _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Проект доменного цеху річною продуктивністю 1,8 млн. т переробного чавуну з завантаженням коксового горішку з метою скорочення витрати коксу.

Тема спеціальної частини кваліфікаційної роботи _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Технологічне обґрунтування застосування коксового горішку

Переваги кваліфікаційної роботи _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Актуальність теми дослідження;

Повний комплекс технологічних розрахунків (матеріальний, тепловий баланс, параметри роботи печі);

Практична значущість одержаних результатів;

Орієнтація на зменшення витрат виробництва та поліпшення екологічних показників.

Недоліки кваліфікаційної роботи _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Недостатня увага до альтернативних варіантів удосконалення доменного процесу.

Варто було б надати більше статистичних даних щодо економічної ефективності впровадження на інших підприємствах.

Рекомендації:

У подальших дослідженнях доцільно розширити аналіз альтернативних джерел енергії для доменного процесу (пиловугільне паливо, природний газ), доповнити техніко-економічне обґрунтування порівнянням з іншими варіантами модернізації доменного виробництва.

Рецензент _____ Юрченко Т.М.
(прізвище, ім'я та по-батькові)

_____ доц. К.М.Н.
(посада, науковий ступінь, вчене звання)

_____ [підпис]
(підпис)

Д О В І Д К А
про перевірку тексту роботи програмно-технічними засобами

- Текст (вибрати необхідне):
- кваліфікаційної роботи;
 - навчальної/наукової праці;
 - наукових матеріалів

«Моделі оптимального циклу рідною пропусковості, 1,8 млн.т
переробної сировини на заводі вантажівками коксового горішку
з метою скорочення витрат коксу.»
автором/авторами або виконавцем якої є:
Юрченко Дарина Олегівна
(ПІБ)
каф. металургійних технологій, ННТІ
(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія)

обсягом 79 сторінок друкованого тексту перевірено програмно-технічним засобом
«Plagiarism».
Рівень оригінальності становить 10,3%.
При перевірці посилань програмою визначено окремі співпадіння із:

- власними публікаціями;
- термінологією;
- посиланнями на літературу, праці вчених;
- посиланнями на законодавство;
- загальноживаними фразами.

Матеріали було розглянуто та рекомендовано до
захисту на засіданні
(подальшого розгляду, друку, опублікування тощо)
каф. НТІ
(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія тощо)

Державного університету економіки і технологій від «12» 06 2025р. протокол
№ 12

Керівник підрозділу

(підпис)

Ініціал, ПРІЗВИЩЕ

Дата 12.06.25

ЗГОДА

здобувача(чки) вищої освіти

Державного університету економіки і технологій

про перевірку кваліфікаційної роботи на прояви академічного плагіату
та розміщення в Репозитарії Університету

Я, Горченко Парина Олегівна, підтримую політику Державного університету економіки і технологій з академічної доброчесності і відкритого доступу.

Засвідчую, що кваліфікаційна бакалаврська робота «Діагностика гашення цеху річкою продуктивністю 1,8 млн. т червоного кауну з гашенням і косою кришкою з меншою шкорою вистрані кофу» виконана самостійно та не містить академічного плагіату. Я не надавав(ла) і не одержував(ла) недозволену допомогу під час підготовки цієї роботи. Робота містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело.

Із чинним Положенням про запобігання та виявлення академічного плагіату в роботах здобувачів вищої освіти Державного університету економіки і технологій ознайомлений(а). Чітко усвідомлюю, що в разі виявлення у кваліфікаційній роботі порушення норм академічної доброчесності робота не допускається до захисту або оцінюється незадовільно.

Також я поінформований(на), що відповідно до «Положення про Репозитарій (електронну базу даних) Державного університету економіки і технологій» зазначена робота буде розміщена в Електронному архіві Університету (Репозитарії ДУЕТ). З умовами такого розміщення ознайомлений(на).

07.06.2025



Горченко Р.О.

(ініціал, прізвище, власноруч)

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ

ДОВІДКА

про підготовку студента-випускника

Юрченко Дарини Олегівни

(прізвище, ім'я та по-батькові)

Кафедра Металургійних технологій

Спеціальність 136 – Металургія

(шифр, назва)

Тема кваліфікаційної
роботи **бакалавра**

Керівник кваліфікаційної роботи:

проф, д.т.н., Кассім Д.О.

(посада, науковий ступінь, прізвище, ініціали)

Оцінки по розділах роботи

№ з/п	Найменування розділу проекту (роботи)	Консультант	Зараховано / не зараховано	Дата	Підпис консультанта	Примітка
1	Аналітична частина	Кассім Д.О.	зарах	09.06	<i>Д.О. Кассім</i>	
2	Основна частина	Кассім Д.О.	зарах	09.06	<i>Д.О. Кассім</i>	
3	Охорона праці	Кассім Д.О.	зарах	09.06	<i>Д.О. Кассім</i>	

Завідувач кафедри

Д.О. Кассім
(підпис)

Д.О. Кассім

(ініціали, прізвище)

« 09 » 06 2025 р.