Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім Ю.М. Потебні
(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота

на тему *«Проєкт системи мокрого очищення газів закритих феросплавних печей»*

Виконав: студент *2* курсу, групи *8.1834*

спеціальності
183 Технології захисту навколишнього середовища
освітньої програми
Технології захисту навколишнього середовища

спеціалізації
_____
(шифр і назва)

Зборовський С.О.

Керівник *доцент, к.т.н. Бєлоконь К.В.*

Рецензент *проф., д.хім.н. Прутцьков Д.В.*
(прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2025

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ім Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра _____*металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*_

Рівень вищої освіти _____*другий магістерський рівень*_____
(другий (магістерський) рівень)

Спеціальність ___*183 Технології захисту навколишнього середовища*_____
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма ____*Технології захисту навколишнього середовища*_____
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри ___*МТЕТБ*___
_____ Ю.О. Бєлоконь

«____» _____ 2025 року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ

_____*Зборовський Сергій Олександрович*_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) *«Проєкт системи мокрого очищення газів закритих феросплавних печей»*_____
керівник роботи___*Бєлоконь Каріна Володимирівна_____к.тн., доцент*____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом вищого навчального закладу від *"27" 02* 2025 року *№ 319-с*

2. Строк подання студентом роботи _____*08.12.2025*_____

3. Вихідні дані до роботи розробити систему очищення відхідних газів в умовах феросплавного цеху._____
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) *вступ, загальна частина, спеціальна частина, охорона праці та техногенна безпека, висновки, перелік джерел посилань.*_____

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
*презентаційний матеріал на 13 слайдах (на 13 сторінках)*_____

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1	*Бєлоконь К.В., доцент*	
Розділ 2	*Бєлоконь К.В., доцент*	
Розділ 3	*Бєлоконь К.В., доцент*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь К.В., доцент*	

7. Дата видачі завдання___02.06.2025 р._____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	*Вступ*		
2	*Загальна частина*		
3	*Спеціальна частина*		
4	*Охорона праці та техногенна безпека*		
5	*Презентація*		

Студент _____ *Сергій ЗБОРОВСЬКИЙ*

Керівник роботи _____ *Каріна БЄЛОКОНЬ*

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ *Каріна БЄЛОКОНЬ*

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 78 стор., 5 табл., 6 рис., 14 джерел.

ФЕРОСПЛАВНА ПІЧ, ВІДХІДНІ ГАЗИ, ДИСПЕРСНИЙ СКЛАД ПИЛУ, СКРУБЕР, ТРУБА ВЕНТУРІ; КРАПЛЕУЛОВЛЮВАЧ, ДИМОТЯГ, ДИМОВА ТРУБА.

Об'єкт дослідження – ділянка газоочищення феросплавного цеху.

Предмет дослідження – система мокрого очищення відхідних газів від закритих феросплавних печей.

Мета роботи – розробка системи очищення відхідних газів в умовах феросплавного цеху.

У кваліфікаційній роботі розглянуто технологію виплавки феросплавів в закритій рудно-термічній печі, надано характеристику викидів закритої феросплавної печі. Основним шкідливим компонентом відхідних газів є тонкодисперсний пил. Проаналізовано існуючі системи очищення газів, що відходять від печей виробництва феросплавів. Обґрунтовано очищення за такою схемою – феросплавна піч – похилий газохід – скрубер – труба Вентурі – краплеуловлювач – димотяг – димова труба. Перший ступінь очищення складається зі скрубера типу АКРП в комплексі з похилим зрошуваним газоходом. Другий ступінь очищення – високонапірна труба Вентурі. Ступінь очищення газів від пилу становить 99,7 %. Вловлений пил повертається у виробництво. Дано характеристику ступеня безпеки технологічного процесу виробництва феросплавів, проаналізовано небезпечні та шкідливі фактори в цеху. Розглянуто питання виробничої санітарії, техніки безпеки, заходи пожежної безпеки. Виконано розрахунок гасіння пожежі складу твердих матеріалів феросплавного цеху. Розраховано річну виробничу програму ділянки очищення газів, капітальні та експлуатаційні витрати.

ЗМІСТ

ВСТУП 6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА 8
1.1 Коротка характеристика виробництва феросплавів . . . 8
1.2 Характеристика газових викидів 14
2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА 18
2.1 Огляд існуючих способів очищення газу та вибір методу очищення 18
2.2 Розрахунок технологічної схеми очищення 22
2.2.1 Розрахунок апаратів схеми очищення газів 22
2.2.2 Аеродинамічний розрахунок газового тракту . . . 42
2.2.3 Розрахунок параметрів димової труби 49
2.2.4 Вибір тягодуттьового пристрою 51
2.3 Утилізація пилу 53
2.4 Розрахунок капітальних витрат на очищення газу . . . 54
3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА 58
3.1 Характеристика ступеня безпеки технологічного процесу феросплавного виробництва 58
3.2 Аналіз потенційних небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища феросплавного цеху 59
3.3 Протипожежний захист феросплавного виробництва . . 64
3.4 Розрахунок гасіння пожежі складу твердих матеріалів, що згоряються 72
ВИСНОВКИ 75
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ 77

ВСТУП

Наразі питанням захисту навколишнього середовища від шкідливого впливу викидів промислових підприємств приділяється велика увага. Підприємства чорної металургії України, що виділяють в атмосферу багатьох промислових центрів сотні тисяч тонн шкідливих домішок на рік, відчувають гостру потребу у фахівцях у галузі санітарного очищення газів і використання відходів виробництва, що неминуче утворюються.

Розвиток однієї з основних галузей народного господарства – чорної металургії – потребує розширення феросплавного виробництва, яке характеризується різноманіттям технологічних переділів, різноманітністю шкідливих речовин, що виділяються, їх високою токсичністю, дрібнодисперсністю тощо. Незважаючи на те, що в чорній металургії в цілому досягнуті успіхи в галузі захисту атмосфери від шкідливих речовин, що викидаються підприємствами, у феросплавній підгалузі виникають труднощі в галузі проектування та експлуатації пилогазоочисних установок і апаратів, пов'язані з особливостями фізико-хімічної будови, що виділяються, мікрокомпоненти типу миш'яковистого та фосфористого водню, ціанідів тощо.

Процес виробництва феросплавів у рудно-термічних печах супроводжується утворенням пилогазових викидів. З технологічними газами виноситься і пил, що містить SiO_2, CaO, MgO, MnO, FeO, Cr_2O_3 та інші. Фракційний склад пилу залежить від виду сплаву, що виплавляється, і режиму роботи печі, однак у всіх випадках характеризується значним вмістом дрібнодисперсних фракцій, що утворюються в результаті сублімації металів і окислення парів. Дуже актуальна проблема утилізації цінних компонентів з викидів, що вловлюються, що дозволяє значно знизити обсяг токсичних сполук, що забруднюють атмосферу, грунт і водний басейн у районі підприємства. Частину проблем захисту повітряного басейну від забруднення газами феросплавних печей, окрім удосконалення існуючих

газоочисних апаратів та розробки нових конструкцій, можна вирішити технологічними засобами (застосовують мокру і суху схеми пилогазоочищення).

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Коротка характеристика виробництва феросплавів

Феросплави широко застосовуються в сталеплавильній промисловості для розкислення та легування. У ряді випадків феросплави використовуються для покращення структури металу, а також у невеликих масштабах – у кольоровій металургії для деяких спеціальних сплавів.

До феросплавів відносяться: феросиліцій, феромарганець, ферохром, феровольфрам, феромолібден, феррованадій, ферротитан, ферофосфор, фероцирконій, силікомарганець, феросилікоцирконій, феротантал, фероніобій та інші.

Виплавка феросплавів проводиться у доменних та електричних печах. У доменних печах виплавляється бідний феросиліцій із вмістом кремнію в межах 9-14 і іноді до 18%, феромарганець із вмістом марганцю 70-75% і більше, а також дзеркальний чавун, що містить 10-25% Mn. Інші феросплави, у тому числі й багаті на феросиліції, виплавляються в електричних печах. Феросплави розрізняються за вмістом у них основного елемента, вуглецю та інших елементів.

Вихідною сировиною для одержання феросплавів є руди або концентрати. Якщо при виплавці феросплавів вихідна руда не містить заліза, його вводять в шихту у вигляді брухту або залізної руди. Відновником найчастіше є вуглець, у своїй створюються сприятливі умови у розвиток прямого відновлення.

Здебільшого під час виробництва феросплавів відновлення ведеться у присутності заліза чи його оксидів. У цьому випадку відновлений метал утворює розчин із залізом.

Деякі елементи (наприклад, Cr, Mn, Ti, Mo та ін.) легко утворюють карбіди. В результаті відповідні феросплави (FeCr, FeMn та ін.) при використанні вуглецю як відновника виходять з великим вмістом вуглецю. При

виробництві вуглецевих та малолегованих сталей, а також легованих чавунів це не має значення. У той же час при виплавці ряду легованих сталей, наприклад жаротривких, нержавіючих, потрібно мати мінімальний вміст вуглецю у феросплавах. Для цієї мети виплавляють феросплави з низьким вмістом вуглецю, наприклад безвуглецевий ферохром, феромарганець, ферротитан та ін. У цьому випадку при виплавці феросплавів як відновник використовують кремній, алюміній або інший елемент, що володіє великою спорідненістю до кисню порівняно з відновлюваним [1].

Реакції відновлення у феросплавних печах йдуть зазвичай з великим поглинанням тепла і тому в них порівняно висока витрата електроенергії.

Печі, які застосовуються для виплавки феросплавів, можуть бути відкритими зверху та закритими склепінням. Великі печі для виплавки феросплавів зазвичай бувають трифазними. Печі мають три електроди, розташовані трикутником або в лінію. У феросплавних печах використовуються електроди, що самоспікаються. Такі електроди складаються із залізного кожуха з відігнутими всередину ребрами. У кожух подається електродна маса, що складається з меленого обпаленого антрациту, металургійного коксу, відходів електродів, смоли. Електрод у міру згоряння опускається, а верхня частина його збільшується. Струм підводиться до електродів за допомогою гнучких кабелів, що підводяться до водоохолоджуваних шин, з'єднаних з електродами за допомогою електродних затискачів. Трифазні феросплавні печі працюють від трансформатора.

Кускуватість шихтових матеріалів впливає електричний опір і, отже, перебіг процесу. Тому прагнуть ретельного перемішування сирих матеріалів і збереження постійним фракційного складу шихти. Після дроблення та відсіву дрібниці плавильні матеріали завантажують у шихтові бункери. З бункерів за допомогою вагон-вагів змішані матеріали у певних кількостях подають у скіп або баддю. Скип або цебра піднімаються вгору і шихта з них завантажується в пічний бункер, звідки через завантажувальний жолоб під дією власної маси

матеріали падають у піч. Застосовується транспортерна подача шихтових матеріалів. При цьому окремі складові шихтових матеріалів з бункерів подаються в потрібних пропорціях на транспортерну стрічку і з її допомогою подаються в завантажувальні бункери (на печах великої ємності застосовується також завантаження шихтових матеріалів за допомогою машини для підлоги).

Електроди повинні досить глибоко розташовуватися в шихті, під кожним електродом повинна горіти електрична дуга для забезпечення концентрованого виділення тепла під електродами.

У процесі плавки йде плавлення складових шихти, конус у електродів безперервно осідає, тому в піч періодично невеликими порціями завантажується шихта.

Готовий сплав періодично, через 1,5-2 год, випускають із печі. Випуск проводиться в плоскі виливниці з листового заліза, футеровані зсередини або чавунні.

Феросплави виплавляють, головним чином, у потужних електричних печах, які отримали назву феросплавних. Залежно від характеру технологічних процесів існує велика кількість типів печей різних за потужністю, конструкції, за родом застосовуваного електричного струму та схемою розташування електродів.

За призначенням феросплавні печі можуть бути відновлювальними або рафінувальними, по конструкції - відкритими і закритими як зі стаціонарними, так і з ваннами, що обертаються. Залежно від форми ванни розрізняють круглі, прямокутні та овальні печі. Вони можуть бути нерухомими, такими, що нахиляються і викочуються.

Основні елементи конструкції феросплавної печі: кожух печі, електротримач, несучий циліндр, механізм для переміщення електрода, гальмівний пристрій для перепуску електрода, водоохолодження печі, завантажувальний пристрій, вентиляція, що відсмоктує та обдувна, апарат для пропалювання льотки [2].

Всі рудовідновлювальні печі обладнані безперервними електродами, що самовипалюються, застосування яких забезпечує безперервність технологічного процесу без зупинок печей на нарощування електродів.

Закриті феросплавні печі відрізняються від відкритих печей наявністю склепіння, обертанням ванни, способом завантаження шихти, ущільненням.

На рис. 1.1 показана закрита обертова піч потужністю 16500 кВА.

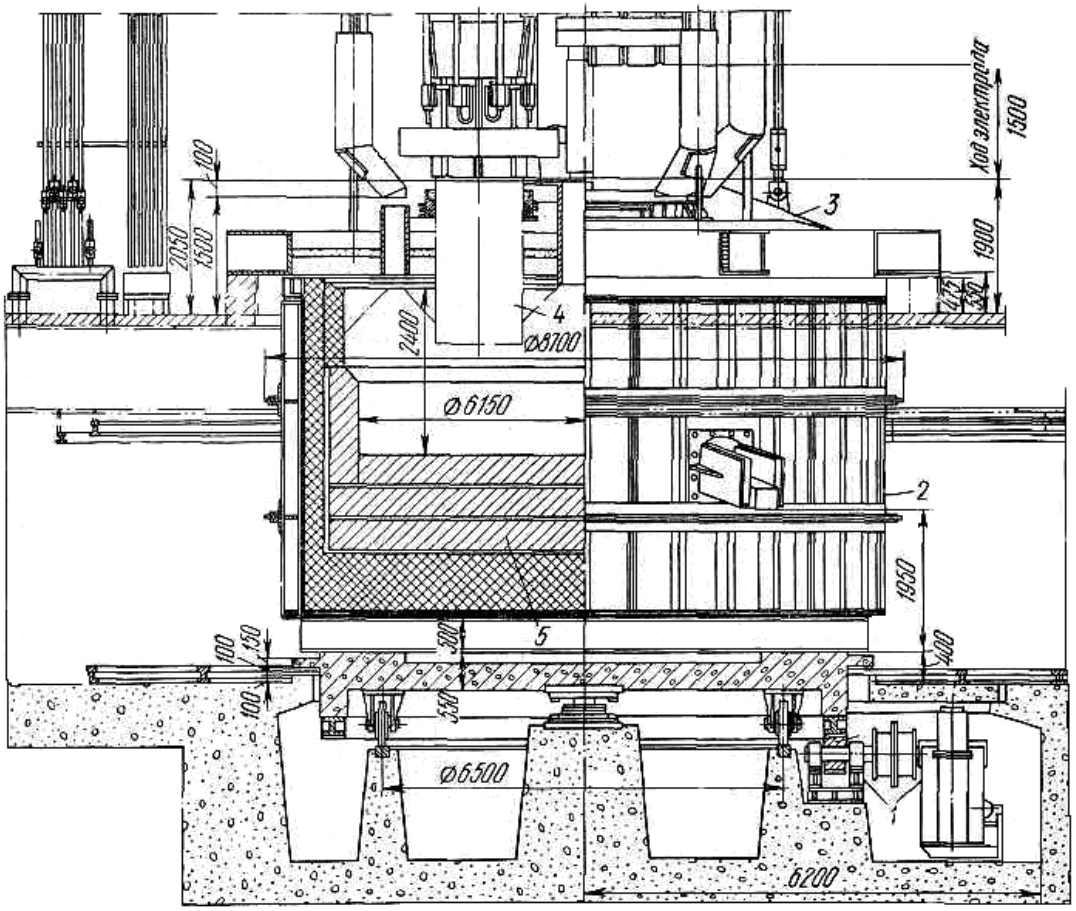


Рисунок 1.1 – Закрита піч, що обертається потужністю 16500 кВА:
1 – механізм обертання; 2 – корпус печі; 3 – склепіння; 4 – електрод;
5 – футерування ванни

Завантаження шихти здійснюється в кільцевий простір навколо електрода. асипана в кільцеву щілину навколо електрода шихта служить ущільненням електрода у склепінні. У печі газ перебуває під тиском 1-2 мм

вод. ст. Відносно невелика частина газу піднімається через шар шихти електродів і згоряє на поверхні. Наявність невеликого полум'я свідчить про нормальний перебіг процесу.

Звід закритої феросплавної печі виконаний з жароміцного залізобетону. За простотою і надійністю це склепіння вважається найкращим для феросплавних печей. Звід печі іноді постачають лебідкою для підйому, який полегшує набивання і сушіння залізобетонного склепіння, є відносно витягти з печі уламок електрода.

Звід закритої печі спирається на перекриття колошникового майданчика. Ущільнення між склепінням і ванною, що обертається, виконується у вигляді пісочного затвора. Під склепінням підтримується тиск від +0,1 до +0,5 мм вод. ст.

Газ із закритої печі відводиться через отвір у склепінні. Щоб більш рівномірно відводити газ із печі, рекомендується влаштовувати два газовідведення; наявність двох газоприймачів полегшує чищення та ремонт газовідводів.

Відкритий колошник печі має високу температуру, що створює важкі умови праці, особливо влітку. Для зменшення випромінювання навколо колошника встановлюють металеві водоохолоджувані щити або штори, що обертаються навколо вертикальної осі або нахиляються на час завантаження шихти. Крім того, на колошниковий майданчик за допомогою потужних вентиляторів нагнітається очищене від пилу охолоджене повітря. Навколо печі у зоні роботи плавильників влаштовують кілька висновків обдувної вентиляції [1].

Феросплави є сплавами кремнію, марганцю, хрому, ванадію, кальцію, магнію, алюмінію, бору, вольфраму, молібдену, танталу, ніобію, цирконії, рідкісноземельних елементів (церію, лантану та ін.) із залізом. Отримують також сплави та сполуки на беззалізистій основі – силікокальцій, хромомарганцеві лігатури, карбід кальцію та ін.

Феросплави та лігатури розрізняються за змістом основних елементів, вуглецю та домішок. Вихідною сировиною для отримання феросплавів є руди та концентрати. Основні елементи містяться у них у вигляді оксидів.

Феросплави отримують пірометаллургічними способами відновленням оксидів основних металів та заліза. Відновлювачами служать вуглець, кремній, алюміній. Найчастіше відновлення ведуть у присутності заліза чи його оксидів. Якщо вихідна руда не містить заліза, його вводять у шихту у вигляді залізного брухту або руди [2].

У закритих феросплавних печах виплавляють хромисті (вуглецевий ферохром, феросилікохром), марганцеві (вуглецевий феромарганець, феросилікомарганець) феросплави, а також феросиліцій, що містить менше 54 %Si.

При виробництві феросиліція шихта, що завантажується в піч, складається з кварциту, коксової дрібниці, сталевої стружки та деревних відходів. Кремній одержують відновленням SiO_2 за допомогою вуглецю. Відновлений кремній сплавляється з певною кількістю заліза та утворює феросиліцій.

Вихідною сировиною для виробництва феромарганцю є марганцева руда, силікомарганець, обожне вапно, відходи феромарганцю.

Для виробництва ферохрому використовують хромову руду, 75 %-вий феросиліцій, обожне вапно і відходи ферохрому. Процес ділять на періоди кремнетермічного відновлення, рафінування та випуск. Процес заснований на відновленні синтетичного шлаку, отриманого шляхом сплавлення руди з вапном, феросиліцієм або феросиліцієм і кокситом.

При отриманні сплавів із шихти з високою температурою плавлення (феросиліція, вуглецевого ферохрому, силікокальцію та ін.) рідка фаза утворюється тільки в нижніх шарах шихти, а під електродами виникають газові порожнини, в яких активно горять електричні дуги - низькотемпературна плазма. Поверхня газових порожнин, що утворюються, досягає 9 - 16 $м^2$.

Джерелами пилогазових викидів із рудовідновлювальних термічних печей є продукти основних реакцій, що протікають у реакційній зоні, пилоподібні фракції сировини, що завантажується, і частинки продуктів плавки. Інтенсивність і загальна кількість плавильного пилу визначаються видом сплаву, що виплавляється, потужністю, конструкцією, тиском у підсводовому просторі, положенням електродів у ванні печі.

Високі температури у зоні електричних дуг (2000-2500 °С), інтенсивне газоутворення сприяють активному перебігу відновлювальних реакцій у зоні газових порожнин поделектродного простору. В результаті утворюються пари оксидів різних елементів, що переміщаються до кокошника печі у вигляді високодисперсного плавильного пилу.

Основна частина пилу затримується шаром, що фільтрує, вищерозташованої шихти, що має більш низьку температуру, що сприяє конденсації частини відгонів на поверхні кускових шихтових матеріалів.

Пилогазові викиди при виробництві феросплавів утворюються в завантажувальних пристроях закритих печей, на льотку печі, при випуску рідкого сплаву і шлаку, при розливі сплаву у виливниці, на розливальній машині, при сушінні та підігріві ковшів, на ділянці їх очищення, а також в процесі розм'якшення електродів. Проте більшість викидів утворюється від власне плавильного агрегату, а викиди запилених газів з інших джерел невеликі і мають періодичний, короткочасний характер. Якщо не передбачено спеціальних пристроїв, викиди від допоміжних джерел змішуються з цеховим повітрям і видаляються з цеху через ліхтарі [4].

1.2 Характеристика газових викидів

Процес відновлення компонентів шихти (SiO_2, MnO_2, Cr_2O_3) вуглецем, що безперервно протікає у ванні печі глибоко під рівнем колошника, супроводжується виділенням великої кількості газу, що складається в основному з оксиду вуглецю (II). Цей газ, пройшовши через шар шихти,

виходить на поверхню колошника запиленим за рахунок відгонів та в результаті механічного винесення частинок шихти.

З закритої печі відведення газів здійснюють через 2-3 і навіть більше газовідсмоктувачів, кожен з яких відводить газ на своє газоочищення. Так як під склепінням підтримують надлишковий тиск 5-10 Па, частина газу (15-20%) все ж таки вибивається з печі через місця завантаження і різні нещільності і згоряє в атмосфері цеху.

Кількість газу, що утворюється в печі на 1 кВт потужності, що витрачається, становить 130-260 $м^3$/год залежно від виду сплаву. Вихід газу рівномірний.

Хімічний склад колошникового газу, що утворюється при виплавці різних феросплавів у закритій печі, представлений у табл. 1.1 [4].

З технологічними газами виноситься і пил (3-30 кг/т металу), що містить SiO_2, CaO, MgO, $A1_2O_3$, MnO, SiC і оксиди заліза. Хімічний склад пилу, що змінюється в широких межах залежно від виду сплаву, представлений у табл. 1.2 [3].

Таблиця 1.1 – Хімічний склад відхідних газів закритих печей для виплавки феросплавів

Сплав	Об'ємна частка, %					
	CO	CO_2	H_2	CH_4	N_2	O_2
Феросиліцій 75 % - й 45 % - й	87,3 80 – 88	5,1 2 – 4	6,2 3 – 7	1,4 0,3 – 0,7	3,6	0,3 – 1,0
Ферромарганець вуглецевий	71	19,7	1,9	5,0	2,0	0,4
Ферохром вуглецевий	75 – 84	4,7 – 8,5	7 – 11,1	0,3	0,1	0,3

Таблиця 1.2 – Хімічний склад пилу, що виноситься із закритих феросплавних печей

Сплав	Вміст, % (об'єм.)							
	SiO_2	Mn	CaO	MgO	FeO	C	S	Cr_2O_3
Фероси-ліцій 45 % -й	77,8–91,2	0,35–0,60	0,24–6,80	1,52–6,80	3,20–6,50	–	2,95–12,30	–
Силіко-марганець	18,9–37,0	23,5–30,3	2,40–3,70	6,90–11,8	0,30–1,20	2,6–9,6	2,10–3,20	–
Вуглеце-вий ферохром	12,6–17,0	–	–	27,5–28,6	4,35–5,70	9,3–10,3	0,2	13,5–17,3

З колошниковими газами виділяються також SO_2, основним джерелом утворення якого є коксик (50-570 мг/м^3) та H_2S (до 7 г/м^3 при виробництві висококремнистих сплавів). У невеликих кількостях містяться інші надзвичайно токсичні домішки: PH_3, AsH_3, HCN [4].

Теплота згоряння феросплавного газу залежно від вмісту горючих компонентів у ньому становить 8500 – 10500 кДж/м^3, а температура від 400 до 1100°С. Максимальну запиленість і більший вміст мають гази, що утворюються при виплавці крем'янистих сплавів, найменші значення цих величин спостерігаються при виплавці вуглецевого ферохрому. Щільність пилу від 2300 до 4300 кг/м^3 залежно від виду сплаву.

Запилення газу, що надходить на газоочищення, зазвичай в межах 15-30 г/м^3. Фракційний склад пилу залежить від виду сплаву, що виплавляється, і режиму роботи печі, однак у всіх випадках характеризується значним вмістом дрібнодисперсних фракцій, що утворюються в результаті сублімації металів і окислення парів. Зразковий розподіл пилу за розмірами наведено в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Дисперсний склад пилу закритих печей, % (за масою)

Вид сплаву, що виплавляється	Зміст частинок розміром, мкм		
	< 1	1 – 5	> 5
Феросиліцій	10	55	35
Вуглецевий ферохром	34	56	10
Вуглецевий феромарганець	24	20	56
Силікомарганець	24	20	56

Аналізуючи наведені в таблицях дані про викиди рудотермічних печей по виплавці феросплавів, можна зробити висновок, що із закритих печей на газоочищення надходить 620-800 $м^3$/т сплаву газу, що складається в основному з горючих компонентів (71-88% CO, 2-11% H_2 и 0,3-5% CH_4).

При цьому з технологічними газами з печей виноситься значна кількість пилу (5-60 г/$м^3$ або 3-30 кг/т сплаву), хімічний та дисперсний склад якого змінюється в широких межах залежно від виду сплаву, що виплавляється. Однак у всіх випадках дисперсний склад пилу феросплавних печей характеризується значною масовою часткою дрібних фракцій (менше 10 мкм – 40...90%), що утворюються в результаті сублімації металів та окислення парів [5].

2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

2.1 Огляд існуючих способів очищення газу та вибір методу очищення

Враховуючи високу дисперсність пилу, що утворюється в феросплавних печах і значний вміст в газі горючих складових, що зумовлює необхідність його використання в якості теплоносія, для очищення феросплавного газу від пилу слід застосовувати найбільш ефективні способи. Щоб очищений феросплавний газ можна було використовувати як паливо, обрана система газоочищення повинна забезпечувати залишковий вміст пилу в газі не вище 10-20 мг/м^3. Для цих цілей застосовують електрофільтри, рукавні фільтри та скрубери Вентурі. Для очищення газів закритих феросплавних печей найбільшого поширення в нашій країні, і за кордоном набула мокра двоступенева очищення газу (рис. 2.1 та 2.2) [5].

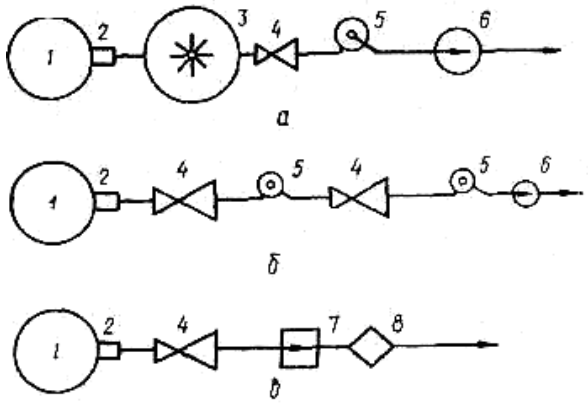


Рисунок 2.1 – Схеми очищення газів закритих феросплавних печей: а – з форсунковим скрубером і скрубером Вентурі; б – з двома скруберами Вентурі, що працюють послідовно; в – із вакуумним насосом; 1 – феросплавна піч; 2 – похилий газохід; 3 – скрубер; 4 – труба Вентурі; 5 – краплеуловлювач; 6 – вентилятор; 7 – вакуумний насос; 8 – інерційний водовіддільник

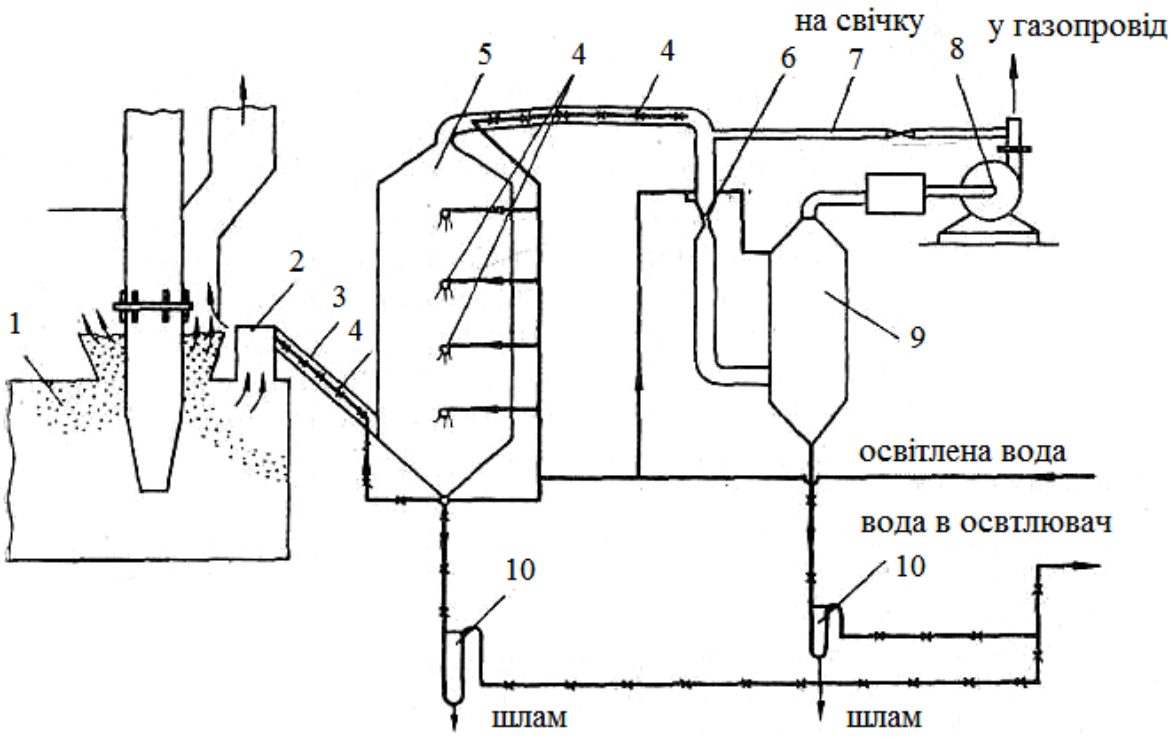


Рисунок 2.2 – Схема типової газоочисної установки закритої феросплавної печі: 1 – феросплавна піч; 2 – водоохолоджуваний стояк; 3 – похилий газохід; 4 – форсунки; 5 – скрубер; 6 – труба Вентурі; 7 – обвідний газохід; 8 – димосос; 9 – краплеуловлювач; 10 – гідроциклон

Перша ступінь (грубе очищення газу) призначена для охолодження газу та уловлювання великого пилу, друга – для отримання необхідного ступеня очищення. Газ з підзвідного простору печі відводиться через три газовідвідні патрубки, розташованих на зводі печі в міжелектродному просторі під кутом 120° один до одного. Переріз патрубка вибирають так, щоб швидкість газового потоку в ньому не перевищувала 8 м/с; при цьому дрібні частинки шихти не захоплюються газовим потоком з-під склепіння печі.

З газовідвідного патрубка пилогазовий потік надходить у похилий зрошуваний газохід 2, що має довжиною 3-4 м. Газ, що проходить по ньому зі швидкістю 10-15 м/с, рясно зрошується водою або через форсунки або перфоровану трубу, розміщену вздовж газоходу, або спрямованим плівковим [5].

Таким чином, похилий газохід є фактично апаратом попереднього очищення та охолодження газу. У ньому газ охолоджується до 60-80°С, насичується парами води і, залежно від способу зрошення, на 30-80% звільняється від пилу (найменше уловлювання пилу при плівковому зрошенні води та максимальне – через форсунки). У похилому газоході витрачається близько 50% усієї води, що споживається газоочисною установкою.

Уловлений водою пил у вигляді пульпи стікає в порожнистий скрубер, куди надходить і насичений водою газ.

У скрубері газ, що піднімається зі швидкістю 0,7-1,2 м/с, зрошується охолодженою водою з оборотного циклу, у результаті його температура знижується до 30-40°С. Зниження температури насиченого газу супроводжується конденсацією водяної пари, і чим повніше процес конденсації, тим ефективніша робота скрубера як пиловловлюючого апарату.

Зрошення скруберів здійснюють евольвентними форсунками, розташованими в 3-4 яруси, зазвичай по три форсунки в кожному ярусі. Оптимальним режимом роботи скрубера є витрата води, що становить 25 $м^3$/год при тиску 0,32 МПа. До недоліків газоочисної установки відноситься незадовільне очищення води зворотного циклу від механічних суспензій, що призводить до забивання форсункових отворів. Тому встановлюють форсунки зі збільшеним діаметром отвору, однак це підвищує витрату води порівняно з оптимальним у 2 і більше разів.

У скрубері вміст пилу в газі знижується до 2-4 г/$м^3$, в основному завдяки вловлюванню великодисперсного пилу.

У другий, тонкий, ступінь очищення – трубу Вентурі надходить газ, що містить практично лише дрібнодисперсний пил мікронних та субмікронних розмірів, для уловлювання якого труба Вентурі повинна працювати з дуже високими швидкостями (120-150 м/с) та перепадом тиску 15-20 кПа. Для забезпечення стабільності режиму застосовують Вентурі труби з регульованою горловиною або з рециркуляцією частини газу після димососу

знову в трубу-розпилювач. Установка повинна бути забезпечена автоматикою, що підтримує на Вентурі трубі заданий перепад тиску.

Очищений до необхідних меж від пилу газ звільняється від крапельної вологи в краплеуловлювачі і газодувкою подається споживачеві як паливо.

Щоб уникнути відкладень шламу на лопатках димососа до краплеуловлювача, що знаходиться за трубою Вентурі, висувають високі вимоги.

Практика показує, що найкращі результати отримують при застосуванні краплеуловлювача з завихрювачем або прямоточним циклоном. З краплеуловлювача шлам необхідно зливати через гідрозатвори з достатньою висотою замикаючого стовпа (3-4 м) в баки ящичного типу, що визначає розміщення газоочищення вище робочого майданчика печі [4].

Відомий позитивний досвід роботи газоочищення, в якій замість скрубера встановлена низьконапірна труба Вентурі зі швидкістю в горловині 50 м/с і перепадом тиску ~ 3 кПа, з подовженою горловиною, що надає всій установці більшої компактності.

Як краплеуловлювача першого ступеня можуть бути прийняті найпростіші конструкції водовідділювачів. За основними показниками роботи така установка не поступається газоочищенню з порожнім скрубером.

На деяких заводах замість димососів успішно встановлюють водокільцеві вакуумні насоси типу ВВН-50 (рис. 2.1, в).

І тут від установки скрубера відмовляються повністю; за вакуумними насосами передбачають найпростіші інерційні водовідділювачі. Установка проста та надійна в експлуатації [5].

На ряді заводів для очищення газів закритих феросплавних печей використовують тканинні фільтри та електрофільтри. Тканинний фільтр для очищення газів печі потужністю 23 МВ·А для виплавки високовуглецевого ферохрому діє на заводі в м. Тояма (Японія) з 1972 р. 260°С у холодильнику, що має 12 похилих трубок і три яруси струминного охолодження стінок водою. Фільтр складається з шести секцій, що почергово регенеруються

шляхом зворотного продування чистим газом. Тривалість робочого циклу секцій – 0,17 ... 0,25 год, час зворотного продування – 0,017 ... 0,025 год. Рукава фільтра виконані зі склотканини. Гідравлічний опір установки дорівнює 1-2 кПа, ступінь уловлювання пилу при початковій його концентрації в газах 5-10 г/м^3 становить понад 99,7%.

Налипання пилу на деталі холодильника усувається за допомогою пристрою для періодичного обдування похилих трубок холодильника стисненим повітрям протягом 1-2 год. При випуску пилу з бункерів рукавного фільтра для руйнування пилових перемичок, що утворюються, застосовують азот під високим тиском [4].

Досвіду роботи закритих феросплавних печей із сухим очищенням газу в нашій країні немає, проте в принципі робота газоочищення з тканинними фільтрами та попереднім охолодженням газу за закритою піччю цілком можлива.

Для очищення газів закритих феросплавних печей кращою є двоступінчаста мокра схема очищення з використанням труб Вентурі.

2.2 Розрахунок технологічної схеми очищення

2.2.1 Розрахунок апаратів схеми очищення газів

Вхідні дані:

- об'ємна витрата газу за нормальних умов V_o = 15000 м^3/год = 4,17 м^3/с;

- тиск газу в зрошуваному газоході P = - 0,1 кПа [6];

- початкова температура газу t_1 = 810 ºС;

- вологість газу на вході в газохід f_0 = 32 г/м^3;

- тиск води перед форсунками $P_{ж}$ = 0,4 МПа;

- початкова температура води $t_н$ = 20 ºС;

- втрата тиску в газоході ΔP_{an} = 250 Па;

Газовий склад, %:

$$N_2 - 44;\ O_2 - 16;\ CO - 9;\ CO_2 - 27;\ H_2O - 4.$$

На рис. 2.3 представлена обрана технологічна схема очищення газів від закритих феросплавних печей.

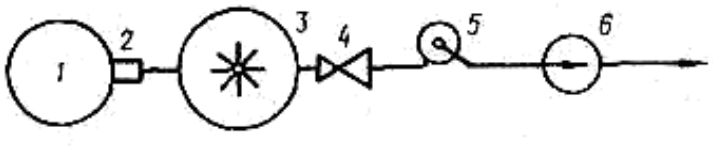


Рисунок 2.3 – Технологічна схема очищення газів від закритих феросплавних печей: 1 – феросплавна піч; 2 – похилий газохід; 3 – скрубер; 4 – труба Вентурі; 5 – краплеуловлювач; 6 – вентилятор

Розрахунок похилого газоходу

Похилий газохід є апаратом попереднього очищення та охолодження газу. У ньому газ охолоджується, насичується парами води та на 30 % звільняється від пилу.

Перерахунок на вологість [6]:

22,4 л – 18 г/м^3 $\qquad x = \dfrac{40 \cdot 18}{22{,}4} = 32$ г/м^3

40 л – x г/м^3

Знайдемо ентальпію газу на вході в газохід за формулою, Дж/м^3:

$$i = 0{,}01 \cdot \sum i_i \cdot r_i,$$

де i_i – значення ентальпії газів за температури 810 ºС, кДж/м^3 [7];

r_i – об'ємні частки компонентів газу, %.

$$i_1 = 0{,}01 \cdot (1107{,}87 \cdot 44 + 1175{,}71 \cdot 16 + 1125{,}38 \cdot 9 + 1728{,}8 \cdot 27 + 1354{,}45 \cdot 4) = 1297{,}81$$

кДж/м^3.

Приймаємо, що на виході з газоходу газ має температуру t_2 = 250 °С. Ентальпія газу за цієї температури:

$$i_2 = 0{,}01 \cdot (325{,}95 \cdot 44 + 337{,}05 \cdot 16 + 328{,}6 \cdot 9 + 458{,}25 \cdot 27 + 383{,}55 \cdot 4) = 365{,}99 \text{ кДж/м}^3.$$

Знайдемо кількість теплоти, що передається в газоході від газу до води, кВт:

$$Q = V_o \cdot (i_1 - i_2),$$

де V_o – об'ємна витрата газу за нормальних умов, м^3/с;

i_1 і i_2 – ентальпія газу відповідно на вході та на виході з зрошуваного газоходу, кДж/м^3.

$$Q = 4{,}17 \cdot (1297{,}81 - 365{,}99) = 3885{,}69 \text{ кВт}.$$

Приймаємо коефіцієнт випаровування води в газоході φ = 1, кінцеву температуру води $t_к$ = 100 °С.

Середня температура газу в газоході, °С:

$$t_{ср} = \frac{t_1 + t_2}{2},$$

$$t_{ср} = \frac{810 + 250}{2} \approx 530 \text{ °С}.$$

Ентальпія насиченої пари при середній температурі газу в газоході $i_п = 2804{,}9$ кДж/кг [7].

Ентальпія води за початкової температури $t_н$ = 20 ºС, $i_н$ = 83,9 кДж/кг, при кінцевій температурі (100 ºС) $i_к$ = 419,10 кДж/кг [7].

Знайдемо витрату води в газоході, яка визначається за кількістю теплоти, переданої від газу до води, кг/с:

$$M_в = \frac{Q}{\varphi \cdot (i_п - i_н) + (1-\varphi) \cdot (i_к - i_н)},$$

де φ – коефіцієнт випаровування води в газоході;

$i_п$ – ентальпія насиченої пари при середній температурі газу в газоході, кДж/кг;

$i_н$ і $i_к$ – відповідно початкова та кінцева ентальпія води, кДж/кг.

$$M_в = \frac{3885{,}69}{1 \cdot (2804{,}9 - 83{,}9) + (1-1) \cdot (419{,}10 - 83{,}9)} = 1{,}43 \text{ кг/с}.$$

Об'ємна витрата газу за робочих умов на вході в газохід, м^3:

$$V_1 = V_o \cdot \frac{101325 \cdot T}{273 \cdot P},$$

де V_o – обсяг газу за нормальних умов, м^3.

$$V_1 = 4{,}17 \cdot \frac{101325 \cdot (273 + 810)}{273 \cdot (101325 - 100)} = 16{,}6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Питома витрата води на зрошення, кг/м^3 газу:

$$m = \frac{M_в}{V_1},$$

$$m = \frac{1{,}43}{16{,}6} = 0{,}09 \text{ кг/м}^3.$$

Вологість газу на виході з газоходу за нормальних умов, кг/м^3:

$$f_{O2} = f_{O1} + \frac{\varphi \cdot M_в}{V_o},$$

де f_{O1} – вологість газу на вході в газохід, наведена до нормальних умов, кг/м^3.

$$f_{O2} = 32 + \frac{1 \cdot 1{,}43 \cdot 10^3}{4{,}17} = 375 \text{ г/м}^3 = 0{,}375 \text{ кг/ м}^3.$$

Об'ємна витрата газу за робочих умов на виході з газоходу, м^3/с:

$$V_2 = V_0 \cdot \left(1 + \frac{f_0}{0{,}804}\right) \cdot \frac{101325 \cdot T}{273 \cdot P},$$

де 0,804 – щільність водяної пари за нормальних умов, кг/м^3;

P – тиск газу, Па;

T – температура газу, К.

$$V_2 = 4{,}17 \cdot \left(1 + \frac{0{,}375}{0{,}804}\right) \cdot \frac{101325 \cdot (273 + 250)}{273 \cdot 101225} = 11{,}73 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Середня різниця температур між газом та водою в газоході, °С:

$$\Delta t = \frac{(t_1 - t_к) - (t_2 - t_н)}{\ln \dfrac{t_1 - t_к}{t_2 - t_н}},$$

$$\Delta t = \frac{(810 - 100) - (250 - 20)}{\ln \dfrac{810 - 100}{250 - 20}} = 424{,}78 \text{ °С}.$$

Щільність газу за нормальних умов, кг/м^3:

$$\rho = 0{,}01 \cdot \sum_{1}^{n} \rho_i \cdot r_i ,$$

де ρ_i – щільність компонента, кг/м^3 [7].

$$\rho_1 = 0{,}01 \cdot (1{,}254 \cdot 44 + 1{,}429 \cdot 16 + 1{,}250 \cdot 9 + 1{,}976 \cdot 27 + 0{,}804 \cdot 4) = 1{,}46 \text{ кг/м}^3.$$

Щільність газу за робочих умов на виході з газоходу, кг/м^3:

$$\rho = \frac{\rho_1 + f_0}{1 + \frac{f_0}{0{,}804}} \cdot \frac{273 \cdot P}{101325 \cdot T},$$

$$\rho_2 = \frac{(1{,}46 + 0{,}375) \cdot 0{,}804}{0{,}804 + 0{,}375} \cdot \frac{273 \cdot 101225}{101325 \cdot 523} = 0{,}65 \text{ кг/м}^3.$$

Об'ємний коефіцієнт теплопередачі, Вт/(м^3·^{o}С):

$$K_0 = (17{,}4 + 115 \cdot m \cdot U_2) \cdot \rho_2 \cdot U_2 ,$$

де U_2 і ρ_2 – відповідно швидкість, м/с [4], та щільність газу, кг/м^3, на виході з газоходу.

$$K_0 = (17{,}4 + 115 \cdot 0{,}09 \cdot 10) \cdot 0{,}65 \cdot 10 = 785{,}85 \text{ Вт/(м}^3\text{·}^o\text{С)}.$$

Необхідний обсяг газоходу, м^3:

$$V_{газоходу} = \frac{10^3 \cdot Q}{K_0 \cdot \Delta t},$$

$$V_{газоходу} = \frac{10^3 \cdot 3885{,}69}{785{,}85 \cdot 424{,}78} = 11{,}64 \text{ м}^3.$$

Діаметр газоходу, м:

$$D = \left(\frac{V_2}{0{,}785 \cdot U_2} \right)^{0{,}5},$$

$$D = \left(\frac{11{,}73}{0{,}785 \cdot 10} \right)^{0{,}5} = 1{,}2 \text{ м}.$$

Довжина газоходу, м:

$$L = \frac{V_{газоходу}}{0{,}785 \cdot D^2},$$

$$L = \frac{11{,}64}{0{,}785 \cdot 1{,}2^2} = 10{,}3 \text{ м}.$$

Витрати енергії на очищення газу від пилу (витрата енергії на обробку рідиною певного обсягу газу), кДж/1000 м^3 газу:

$$K = \Delta P_{ап} + P_{ж} \cdot m,$$

де $\Delta P_{ап}$ – гідравлічний опір апарату, Па;

$P_{ж}$ – тиск рідини, що розпилюється в газоході (води), Па;

m – питома витрата води, м^3/м^3 газу.

$$K = 250 + 400000 \cdot 0{,}09 \cdot 10^{-3} = 286 \text{ кДж/1000 м}^3 \text{ газу}.$$

Зміна газового складу після зрошуваного газоходу:

18 г – 22,4 л $\qquad xH_2O = \frac{375 \cdot 22{,}4}{18} = 466{,}7$ л

375 г – x H_2O л

N_2	O_2	CO	CO_2	H_2O	
440 л	160 л	90 л	270 л	466,7 л	V = 1426,7 л
30,8%	11,2%	6,3%	18,9%	32,8%	100%

1) Витрата газів за нормальних умов після зрошуваного газоходу:

$$Q_0 = 15000 \cdot 1{,}43 = 21450 \text{ м}^3\text{/год} = 5{,}9 \text{ м}^3\text{/с}.$$

2) Запиленість після зрошуваного газоходу:

$$Z = \frac{12}{1{,}43} = 8{,}4 \text{ г/м}^3.$$

3) Щільність газів за нормальних умов після зрошуваного газоходу:

$$\rho_0 = 0{,}01 \cdot (1{,}251 \cdot 30{,}8 + 1{,}429 \cdot 11{,}2 + 1{,}250 \cdot 6{,}3 + 1{,}976 \cdot 18{,}9 + 0{,}804 \cdot 32{,}8) = 1{,}26 \text{ кг/м}^3.$$

Розрахунок порожнистого скрубера

Порожнисті скрубери, що застосовуються в металургійному виробництві, є вертикальними циліндрами діаметром до 9 м, загальною висотою до 40 м. Їх гідравлічний опір зазвичай не перевищує 250 Па.

Газ, що надходить на очищення, подається по похилому газоходу в нижню частину скрубера і піднімається по апарату вгору зі швидкістю 0,6…1,2 м/с.

У верхній частині скрубера розташовані 3-4 яруси зрошення, що складаються з відцентрових форсунок. Вода до форсунок подається під тиском 0,3…0,4 МПа.

Вхідні дані:

- об'ємна витрата газу за нормальних умов V_o = 21450 м^3/год = 5.9 м^3/с;

- тиск газу в скрубері P = - 0,35 кПа;

- початкова температура газу t_1 = 250 ºС;

- вологість газу на вході в скрубер f_0 = 375 г/м^3;

- тиск води перед форсунками $P_{рід}$ = 0,4 МПа;

- початкова температура води $t_н$ = 20 ºС;

- втрата тиску в скрубері $\Delta P_{ап}$ = 250 Па;

Газовий склад, %:

N_2 – 30,8; O_2 – 11,2; CO – 6,3; CO_2 – 18,9; H_2O – 32,8.

Знайдемо ентальпію газу на вході в скрубер за формулою, Дж/м^3:

$$i = 0{,}01 \cdot \sum i_i \cdot r_i ,$$

де i_i – значення ентальпії газів за температури 250 ºС [7], кДж/м^3;

r_i – об'ємні частки компонентів газу, %.

$$i_1 = 0{,}01 \cdot (325{,}95 \cdot 30{,}8 + 337{,}05 \cdot 11{,}2 + 328{,}6 \cdot 6{,}3 + 458{,}25 \cdot 18{,}9 + 383{,}55 \cdot 32{,}8) = 371{,}26$$

кДж/м^3.

Приймаємо, що на виході зі скрубера газ має температуру мокрого термометра [7], тобто t_2 = 73 ºС. Ентальпія газу за цієї температури:

$$i_2 = 0{,}01 \cdot (30{,}8 \cdot 94{,}754 + 11{,}2 \cdot 96{,}287 + 6{,}3 \cdot 95{,}046 + 18{,}9 \cdot 124{,}1 + 32{,}8 \cdot 110{,}011) = 105{,}49$$

кДж/м^3.

Знайдемо кількість теплоти, що передається в скрубері від газу до води, кВт:

$$Q = V_o \cdot (i_1 - i_2),$$

де V_o – об'ємна витрата газу за нормальних умов, м^3/с;

i_1 і i_2 – ентальпія газу відповідно на вході та на виході зі скрубера, кДж/м^3.

$$Q = 5{,}9 \cdot (371{,}26 - 105{,}49) = 1568 \text{ кВт}.$$

Приймаємо коефіцієнт випаровування води в скрубері φ = 0,5, кінцеву температуру води $t_к$ = 65 °С (зазвичай $t_к$ приймається на 5…10 °С нижче температури мокрого термометра).

Середня температура газу в скрубері:

$$t_{ср} = \frac{t_1 + t_2}{2},$$

$$t_{ср} = \frac{250 + 73}{2} \approx 161{,}5 \text{ °С}.$$

Ентальпія насиченої пари при середній температурі газу в скрубері $i_п = 2759{,}53$ кДж/кг [7].

Ентальпія води за початкової температури $t_н$ = 20 °С, $i_н$ = 83,9 кДж/кг, при кінцевій температурі (65 °С) $i_к$ = 272,06 кДж/кг.

Знайдемо витрату води в скрубері, що визначається за кількістю теплоти, переданої від газу до води, кг/с:

$$M_в = \frac{Q}{\varphi \cdot (i_п - i_н) + (1 - \varphi) \cdot (i_к - i_н)},$$

де φ – коефіцієнт випаровування води в скрубері;

$i_п$ – ентальпія насиченої пари при середній температурі газу в скрубері, кДж/кг;

$i_н$ і $i_к$ – відповідно початкова та кінцева ентальпія води, кДж/кг.

$$M_в = \frac{1568}{0{,}5 \cdot (2759{,}53 - 83{,}9) + (1 - 0{,}5) \cdot (272{,}06 - 83{,}9)} = 1{,}1 \text{ кг/с.}$$

Об'ємна витрата газу за робочих умов на вході в скрубер, м^3:

$$V_1 = V_o \cdot \frac{101325 \cdot T}{273 \cdot P},$$

де V_o – обсяг газу за нормальних умов, м^3.

$$V_1 = 5{,}9 \cdot \frac{101325 \cdot (273 + 250)}{273 \cdot (101325 - 350)} = 11{,}34 \text{ м}^3\text{/с.}$$

Питома витрата води на зрошення, кг/м^3 газу:

$$m = \frac{M_в}{V_1},$$

$$m = \frac{1{,}1}{11{,}34} = 0{,}09 \text{ кг/м}^3.$$

Вологість газу на виході зі скрубера за нормальних умов, кг/м^3:

$$f_{O2} = f_{O1} + \frac{\varphi \cdot M_в}{V_o},$$

де f_{O1} – вологість газу на вході в скрубер, наведена до нормальних умов, кг/м^3.

$$f_{O2} = 375 + \frac{0{,}5 \cdot 1{,}1 \cdot 10^3}{5{,}9} = 468{,}22 \text{ г/м}^3.$$

Необхідно перевірити, чи можлива така вологість при температурі та тиску газу на виході зі скрубера (t_2 = 73 °С, P = 100975 Па).

Максимально можлива абсолютна вологість газу за робочих умов на виході зі скрубера, кг/м^3:

$$f_н = \frac{P_п}{R_п \cdot T} \cdot \frac{P}{P - P_п},$$

де $P_п$ і $R_п$ – відповідно парціальний тиск, Па, та газова постійна водяна пара, Дж/(кг·К);

P і T – відповідно тиск, Па, і температура газу, К.

$$f_н = \frac{35594}{463 \cdot 346} \cdot \frac{100975}{100975 - 35594} = 0{,}34 \text{ кг/м}^3,$$

де 35594 Па – парціальний тиск водяної пари при t_2 = 73 °С [7];

463 Дж/(кг·К) – газова постійна водяна пара;

346 К – температура газу на виході зі скрубера;

100975 Па – абсолютний тиск газу.

Наведена до нормальних умов максимально можлива вологість газу на виході зі скрубера, кг/м^3:

$$f_{он} = f_н \cdot \frac{101325 \cdot T}{273 \cdot P},$$

$$f_{он} = 0{,}34 \cdot \frac{10325 \cdot 346}{273 \cdot 100975} = 0{,}43 \text{ кг/м}^3.$$

Розрахунки показали, що газ на виході зі скрубера насичений водяними парами (відносна вологість φ = 1) і містить максимально можливу їх кількість – 0,43 кг/м^3 газу за нормальних умов.

Об'ємна витрата газу за робочих умов на виході зі скрубера, м^3/с:

$$V_2 = V_0 \cdot \left(1 + \frac{f_0}{0{,}804}\right) \cdot \frac{101325 \cdot T}{273 \cdot P},$$

де 0,804 – щільність водяної пари за нормальних умов, кг/м^3;

P – тиск газу, Па;

T – температура газу, К.

$$V_2 = 5{,}9 \cdot \left(1 + \frac{0{,}43}{0{,}804}\right) \cdot \frac{101325 \cdot (273 + 73)}{273 \cdot (100975 - 250)} = 11{,}49 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Середня різниця температур між газом і водою в скрубері, °С:

$$\Delta t = \frac{(t_1 - t_к) - (t_2 - t_н)}{\ln \frac{t_1 - t_к}{t_2 - t_н}},$$

$$\Delta t = \frac{(250 - 65) - (73 - 20)}{\ln \frac{250 - 65}{73 - 20}} = 105{,}6 \text{ °С}.$$

Щільність газу за робочих умов на виході зі скрубера, кг/м^3:

$$\rho = \frac{\rho_1 + f_0}{1 + \frac{f_0}{0{,}804}} \cdot \frac{273 \cdot P}{101325 \cdot T},$$

$$\rho_2 = \frac{(1{,}26 + 0{,}43) \cdot 0{,}804}{0{,}804 + 0{,}43} \cdot \frac{273 \cdot (100975 - 250)}{101325 \cdot 346} = 0{,}78 \text{ кг/м}^3.$$

При роботі скрубера як апарат мокрого очищення газу від пилу необхідна вища витрата води. Приймаємо m = 1 кг/м^3.

Об'ємний коефіцієнт теплопередачі, Вт/(м^3·°С):

$$K_0 = (17{,}4 + 115 \cdot m \cdot U_2) \cdot \rho_2 \cdot U_2,$$

де U_2 і ρ_2 – відповідно швидкість, м/с, і щільність газу, кг/м^3, на виході з газоходу.

$$K_0 = (17{,}4 + 115 \cdot 1 \cdot 1{,}2) \cdot 0{,}78 \cdot 1{,}2 = 145{,}45 \text{ Вт/(м}^3 \cdot {}^{o}\text{C)}.$$

Необхідний обсяг скрубера, м^3:

$$V_{скр} = \frac{10^3 \cdot Q}{K_0 \cdot \Delta t},$$

$$V_{скр} = \frac{10^3 \cdot 1568}{145{,}45 \cdot 105{,}6} = 102 \text{ м}^3.$$

Діаметр скрубера, м:

$$D = \left(\frac{V_2}{0{,}785 \cdot U_2} \right)^{0{,}5},$$

$$D = \left(\frac{11{,}49}{0{,}785 \cdot 1{,}2} \right)^{0{,}5} = 3{,}5 \text{ м}.$$

Вибираємо скрубер типу АКРП [7]. Його основні технічні характеристики:

Продуктивність по газу, тис./м^3…200

Діаметр, м……....3,8

Висота, м……..19,6

Маса, т…….…….25

Корисна (активна) висота скрубера, м:

$$L = \frac{V_{скр}}{0{,}785 \cdot D^2},$$

$$H = \frac{102}{0{,}785 \cdot 3{,}8^2} = 9 \text{ м}.$$

Відношення $\frac{H}{D} = \frac{9}{3,9} = 2,37$, що близько до рекомендованого значення 2,5.

Ступінь уловлювання пилу в скрубері визначається енергетичним методом.

Витрати енергії на очищення газу від пилу (витрата енергії на обробку рідиною певного обсягу газу), кДж/1000 м^3 газу:

$$K = \Delta P_{ап} + P_{ж} \cdot m,$$

де $\Delta P_{ап}$ – гідравлічний опір апарату, Па;

$P_{ж}$ – тиск рідини, що розпилюється в скрубері (води), Па;

m – питома витрата води, м^3/м^3 газу.

$$K = 250 + 400000 \cdot 1 \cdot 10^{-3} = 650 \text{ кДж/1000 м}^3 \text{ газу.}$$

Ступінь уловлювання пилу в скрубері, частки:

$$\eta = 1 - \exp\left(-BK^{X}\right),$$

де В і Х – константи, значення яких залежать від властивостей пилу, що вловлюється.

Для пилу, що утворюється при виплавці силікомарганцю в закритих печах, константи В = 6,9·10^{-3}, а Х = 0,67 [7].

$$\eta = 1 - \exp\left(-6,9 \cdot 10^{-3} \cdot 650^{0,67}\right) = 0,42,$$

$$\eta = 42\ \%.$$

$$Z = 8,4 \cdot (1 - 0,42) = 4,9 \text{ г/м}^3.$$

Зміна газового складу після скрубера:

18 г – 22,4 л $\qquad xH_2O = \frac{430 \cdot 22,4}{18} = 535$ л

430 г – x H_2O л

N_2	O_2	CO	CO_2	H_2O	
308 л	112 л	63 л	189 л	535 л	V = 1207 л
25,5%	9,3%	5,2%	15,7%	44,3%	100%

1) Витрата газів за нормальних умов після скруберу:

$$Q_0 = 21240 \cdot 1,21 = 25704 \text{ м}^3/\text{ч} = 7,14 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2) Запиленість після скрубера:

$$Z = \frac{4,9}{1,21} = 4,05 \text{ г/м}^3.$$

3) Щільність газів за нормальних умов після скруберу:

$$\rho_0 = 0,01 \cdot (1,251 \cdot 25,5 + 1,429 \cdot 9,3 + 1,250 \cdot 5,2 + 1,976 \cdot 15,7 + 0,804 \cdot 44,3) = 1,18 \text{ кг/м}^3.$$

Розрахунок скрубера Вентурі

Скрубери Вентурі – високоефективні пиловловлювачі, відомі так само, як швидкісні газопромивачі або труби Вентурі.

Застосовують їх як для тонкого очищення промислових газів від мікронного та субмікронного пилу, так і для підготовки газів перед іншими пиловловлюючими апаратами. Скруббер Вентурі складається з труби-розпилювача та краплеуловлювача.

Вхідні дані:

- витрата вологих газів за нормальних умов V_o = 25704 м^3/год = 7,14 м^3/с;

- температура газів t = 73 °С;

- розрідження перед газоочищенням P = - 0,6 кПа;

- щільність газу за нормальних умов ρ_0 = 1,18 кг/м^3;

- концентрація пилу в газі на вході в газоочищення Z_1 = 4,05 г/м^3;

- напір води, що надходить на зрошення води $P_{ж}$ = 300 кПа;

- необхідна концентрація пилу в газі на виході з апарату Z_2 = 100 мг/м^3 = 0,1г/м^3.

Необхідний ступінь очищення газу:

$$\eta = \frac{Z_1 - Z_2}{Z_1},$$

де Z_1 і Z_2 – відповідно початкова та кінцева запиленість газу, г/м^3.

$$\eta = \frac{4{,}05 - 0{,}1}{4{,}05} = 0{,}97.$$

Залежність між ступенем очищення газу та витратами енергії на його очищення:

$$\eta = 1 - \exp\left(- BK^{X}\right),$$

де B і X – константи, що залежать від виду пилу;

K – витрати енергії на очищення газу, кДж/1000 м^3 газу.

В інтервалі високих значень ступеня очищення газу (0,97…0,99) її зміни відчутні мало і доцільно використовувати поняття числа одиниць переносу, аналогічне до технологічних процесів, пов'язаних з тепло- і масообміном.

Число одиниць перенесення:

$$N = \ln \frac{1}{1-\eta} = \ln \frac{1}{1-0,97} = 3,5 .$$

З порівняння двох останніх виразів випливає, що

$$N = BK^{X} .$$

$$3,5 = 6,9 \cdot 10^{-3} \cdot K^{0,67} ,$$

звідки

$$K = 10905 \text{ кДж/1000 м}^3 \text{ газу.}$$

Загальний гідравлічний опір скрубера Вентурі, Па:

$$\Delta P_{ап} = K - P_{ж} \cdot m .$$

$$\Delta P_{ап} = 10905 - 300000 \cdot 0,001 = 10605 \text{ Па.}$$

Питома витрата рідини, що зрошує газ, прийнятий рівним 0,001 м^3/м^3 газу.

Плотность газа на входе в скруббер Вентури, кг/м^3:

$$\rho_1 = \rho_0 \cdot \frac{273 \cdot (101,3 - P)}{(273 + t_1) \cdot 101,3} = 1,18 \cdot \frac{273 \cdot (101,3 - 0,6)}{(273 + 73) \cdot 101,3} = 0,93 \text{ кг/м}^3.$$

Об'ємна витрата газу, що надходить на очищення, за робочих умов, м^3/год:

$$V_1 = V_0 \cdot \frac{\rho_0}{\rho_1} = 25704 \cdot \frac{1,18}{0,93} = 32614 \text{ м}^3\text{/год.}$$

Витрата зрошуючої рідини (води):

$$M = m \cdot V_1 = 0{,}001 \cdot 32614 = 32{,}614 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Температура газів на виході зі скрубера Вентурі, °С:

$$t_2 = (0{,}133 - 41 \cdot m) \cdot t_1 + 35 = (0{,}133 - 41 \cdot 0{,}001) \cdot 73 + 35 = 41{,}72 \text{ °C}.$$

Гідравлічний опір циклону - краплеуловлювача приймаємо

$$\Delta P_к = 350 \text{ Па}.$$

Гідравлічний опір труби - розпилювача (труби Вентурі), Па:

$$\Delta P_{тр} = \Delta P_{ап} - \Delta P_к .$$

$$\Delta P_{тр} = 10605 - 350 = 10255 \text{ Па}.$$

Щільність газу на виході з труби Вентурі (без урахування зміни вологості газу), кг/м^3:

$$\rho_2 = \rho_0 \cdot \frac{273 \cdot (101{,}3 - P_1 - \Delta P_{тр})}{(273 + t_2) \cdot 101{,}3} = 1{,}18 \cdot \frac{273 \cdot (101{,}3 - 0{,}6 - 10{,}255)}{(273 + 41{,}72) \cdot 101{,}3} = 0{,}91 \text{ кг/м}^3.$$

Об'ємна витрата газу на виході з труби Вентурі, м^3/с:

$$V_2 = V_0 \cdot \frac{\rho_0}{\rho_2} = 25704 \cdot \frac{1{,}18}{0{,}91} = 33330 \text{ м}^3/\text{год} = 9{,}3 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Коефіцієнт опору труби Вентурі, обумовлений введенням зрошуючої рідини:

$$\xi_2 = A \cdot \xi_1 \cdot m^{B_1},$$

де A і B_1 – емпіричні коефіцієнти.

У разі розрахунку доцільно вибрати трубу Вентурі оптимальної форми з центральним підведенням зрошуючої рідини. У цьому випадку значення коефіцієнта гідравлічного опору сухої (що не зрошує) труби ξ = 0,15, а емпіричні коефіцієнти A = 0,63, B_1 = - 0,3 [7].

$$\xi_2 = 0{,}63 \cdot 0{,}15 \cdot 0{,}001^{-0{,}3} = 0{,}75.$$

Діаметр циклону – краплеуловлювача, м:

$$D = 1{,}13\sqrt{\frac{V_2}{U_ц}} = 1{,}13\sqrt{\frac{9{,}3}{5}} = 1{,}54 \text{ м.}$$

Вибираємо за каталогом краплеуловлювач типу КЦТ – 1600. Його технічна характеристика:

Концентрація рідини в газі, що надходить до апарату? не більше 1 л/м^3.

Гранична температура газу, що очищається, ºС……..80

Швидкість газу у вільному перерізі апарату, м/с…… ……..….3,5 – 5

Гідравлічний опір, Па……..……...350

Концентрація крапельної вологи на виході, мг/м^3……..70

Діаметр апарату, мм……..….1600

Продуктивність, м^3/год……..36500

Швидкість газу в горловині труби – розпилювача, м/с:

$$U_2 = \left(\frac{2 \cdot \Delta P_{тр}}{\xi_1 \cdot \rho + \xi_2 \cdot m \cdot \rho_{ж}} \right)^{0,5},$$

де ρ і $\rho_{ж}$ – відповідно щільність очищуваного газу та зрошуючої рідини, кг/м^3.

$$U_2 = \left(\frac{2 \cdot 10255}{0{,}15 \cdot 0{,}91 + 0{,}75 \cdot 1000 \cdot 0{,}001} \right)^{0{,}5} = 152{,}1 \text{ м/с.}$$

Діаметр горловини труби Вентурі, м:

$$d_г = 1{,}13 \cdot \left(\frac{V}{U_2} \right)^{0{,}5},$$

де V – обсяг при робочих умовах газу, що очищається, м^3/с.

$$d_г = 1{,}13 \cdot \left(\frac{9{,}3}{152{,}1} \right)^{0{,}5} = 0{,}28 \text{ м} = 280 \text{ мм.}$$

Приймається діаметр горловини труби Вентурі рівним 280 мм, що відповідає марці труби ГВПВ – 0,060. Її технічна характеристика [6]:

Допустима запиленість газу, що очищається, г/м^3…….…30

Гранична температура газу, що очищається, ºС……..400

Величина питомого зрошення, л/м^3……..0,5 – 2,5

Гідравлічний опір, кПа…….…..6 – 12

Діаметр горловини, мм……280

Продуктивність, м^3/год……...18630 – 37800

Витрата зрошуючої рідини, м^3/год……13 – 30

Тиск рідини перед форсункою, кПа…….....100 – 570

Швидкість газу в горловині труби в цьому випадку

$$U_2 = \frac{1{,}13^2 \cdot V_2}{n \cdot d_2^2} = \frac{1{,}13^2 \cdot 9{,}3}{1 \cdot 0{,}28^2} = 151{,}47 \text{ м/с.}$$

2.2.2 Аеродинамічний розрахунок газового тракту

Аеродинамічна схема очищення газів феросплавної печі наведена на рис. 2.4.

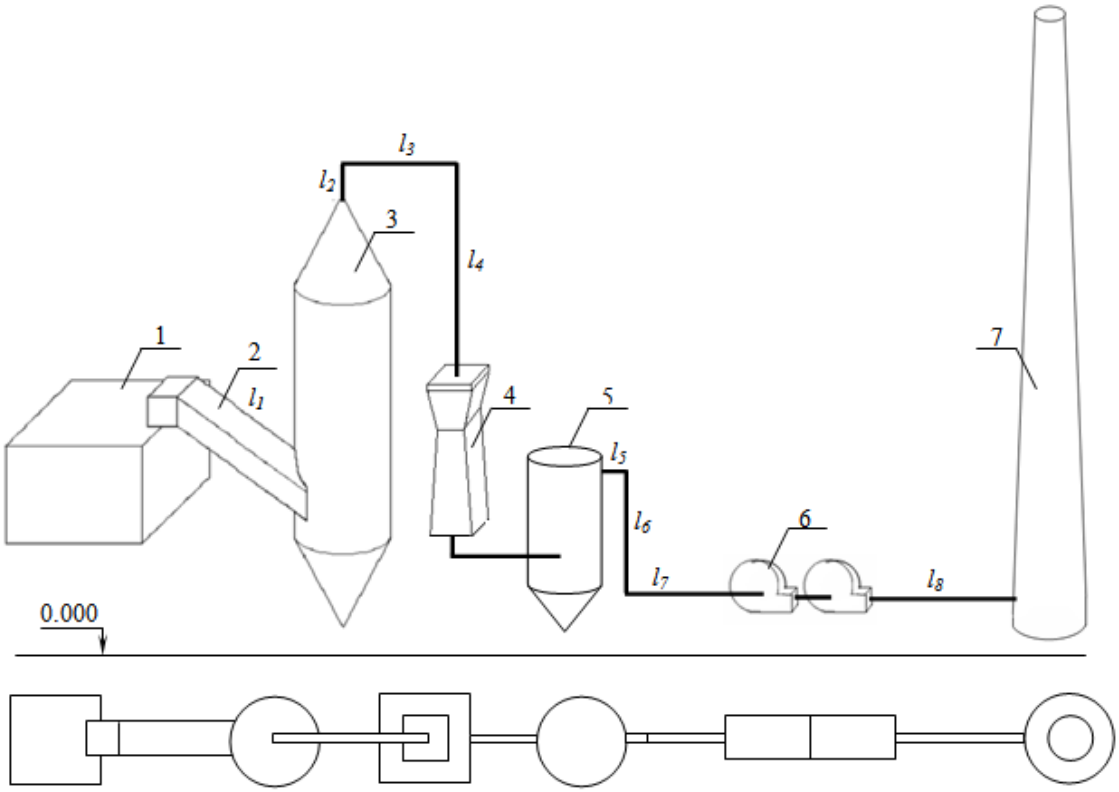


Рисунок 2.4 – Схема очищення газів феросплавної печі: 1 – закрита феросплавна піч; 2 – похилий газохід; 3 – порожнистий скрубер; 4 – скрубер Вентурі; 5 – краплеуловлювач; 6 – димосос; 7 – димова труба.

Повний розрахунковий опір газоочисного тракту ΔP визначають як суму опорів розміщеного в ньому обладнання $\Delta P_{обл}$ та опорів сполучних газопроводів $\Delta P_{тракт}$, включаючи опір димової труби $\Delta P_д$ і динамічний напір, що втрачається при виході, а також тиск газу на виході з технологічного агрегату $\Delta P_в$.

$$\Delta P = \Delta P_{обор} + \Delta P_{тракт} + \Delta P_д + \Delta P_в .$$

$\Delta P_{тракт}$ складаються із втрат опору за довжиною $\Delta P_{дл}$ та місцевих опорів $\Delta P_{мест}$. Втрати тиску на місцевих опорах можна отримати за формулою:

$$\Delta P_{мест} = \frac{\xi \cdot \omega^2 \cdot \rho_г}{2},$$

де ξ – коефіцієнт місцевого опору;

ω – видкість газу за місцевим опором, м/с;

$\rho_г$ – щільність газу за робочих умов, кг/м^3.

Втрати на тертя за довжиною газопроводу враховують лише за довгих ділянок (понад 10 м) за формулою:

$$\Delta P_{дл} = \lambda \cdot \frac{l}{d_{экв}} \cdot \frac{\omega^2 \cdot \rho_г}{2},$$

де $\lambda = 0{,}02 \div 0{,}03$ – коефіцієнт тертя;

$d_{экв}$ – еквівалентний діаметр газопроводу, м;

l – довжина ділянки, м.

Приймаємо: l_1 = 10,3 м, l_2 = 1 м, l_3 = 6 м, l_4 = 15,8 м, l_5 = 2 м, l_6 = 8 м, l_7 = 10 м, l_8 = 10 м.

1 ділянка – «Зрошуваний газохід – випарний скрубер»

Приймаємо діаметр газоходу d = 1,2 м. Знайдемо швидкість газу при цьому діаметрі, м/с:

$$\omega = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 11{,}73}{3{,}14 \cdot 1{,}2^2} = 10{,}4 \text{ м/с}.$$

Знайдемо втрати на тертя за довжиною газопроводу, Па:

$$\Delta P_{дл} = \frac{0{,}03 \cdot 10{,}3 \cdot 0{,}65 \cdot 10{,}4^2}{2 \cdot 1{,}2} = 10 \text{ Па}.$$

На цій ділянці місцевими опорами є поворот на 45°, дифузор та зрошення. Коефіцієнти їх опорів: ξ_1 = 0,32, ξ_2 = 0,53, ξ_3 = 5,95.

Знайдемо втрати тиску на місцевих опорах, Па:

$$\Delta P_{мест} = \frac{(0{,}32 + 0{,}53 + 5{,}95) \cdot 0{,}65 \cdot 10{,}4^2}{2} = 240 \text{ Па.}$$

Повний опір цієї ділянки, Па:

$$\Delta P_{пол} = 10 + 240 = 250 \text{ Па.}$$

2 ділянка – «Випарний скрубер – скрубер Вентурі»

Діаметр газоходу, через який проходить потік газу, м:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot \omega^2}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 11{,}49}{3{,}14 \cdot 20}} = 0{,}86 \text{ м,}$$

де ω = 20 м/с, прийнята швидкість газу.

Приймаємо діаметр газоходу d = 0,9 м.

Знайдемо швидкість газу при цьому діаметрі, м/с:

$$\omega = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 11{,}49}{3{,}14 \cdot 0{,}9^2} = 18{,}1 \text{ м/с.}$$

Знайдемо втрати на тертя за довжиною газопроводу, Па:

$$\Delta P_{дл} = \frac{0{,}03 \cdot 22{,}8 \cdot 0{,}78 \cdot 18{,}1^2}{2 \cdot 0{,}9} = 98 \text{ Па.}$$

На цій ділянці місцевими опорами є два плавні повороти на 90°. Коефіцієнти їх опорів: ξ_1 = 0,24, ξ_2 = 0,24.

Знайдемо втрати тиску на місцевих опорах, Па:

$$\Delta P_{мест} = \frac{(0,24+0,24)\cdot 0,78\cdot 18,1^2}{2} = 62 \text{ Па.}$$

Повний опір цієї ділянки, Па:

$$\Delta P_{пол} = 98 + 62 = 160 \text{ Па.}$$

3 ділянка – «Скруббер Вентурі – димосос»

Діаметр газоходу, через який проходить потік газу, м:

$$d = \sqrt{\frac{4\cdot Q}{\pi\cdot\omega^2}} = \sqrt{\frac{4\cdot 9,3}{3,14\cdot 20}} = 0,77 \text{ м,}$$

де ω = 20 м/с, прийнята швидкість газу.

Приймаємо діаметр газоходу d = 0,8 м.

Знайдемо швидкість газу при цьому діаметрі, м/с:

$$\omega = \frac{4\cdot Q}{\pi\cdot d^2} = \frac{4\cdot 9,3}{3,14\cdot 0,8^2} = 18,51 \text{ м/с.}$$

Знайдемо втрати на тертя за довжиною газопроводу, Па:

$$\Delta P_{дл} = \frac{0,03\cdot 20\cdot 0,91\cdot 18,51^2}{2\cdot 0,8} = 117 \text{ Па.}$$

На цій ділянці місцевими опорами є вихід зі скрубера, два плавні повороти на 90°, конфузор (вхід в димосос). Коефіцієнти їх опорів: ξ_1 = 0,5, ξ_2 = 0,24, ξ_3 = 0,24, ξ_4 = 0,15.

Знайдемо втрати тиску на місцевих опорах, Па:

$$\Delta P_{мест} = \frac{(0{,}5 + 0{,}24 + 0{,}24 + 0{,}15) \cdot 0{,}91 \cdot 18{,}51^2}{2} = 177 \text{ Па}.$$

Повний опір цієї ділянки, Па:

$$\Delta P_{пол} = 117 + 177 = 294 \text{ Па}.$$

4 ділянка – «Димосос – димова труба»

Ця ділянка знаходиться під тиском, на відміну від інших, які знаходяться під розрядженням.

Оскільки опір ділянки та тиск, під яким знаходиться газ, невідомі, ми не можемо визначити нове значення густини газу та його витрати.

Припустимо, що тиск у газопроводі не відрізняється від атмосферного, і знайдемо густину газу:

$$\rho = \rho_0 \cdot \frac{273 \cdot (B_a - P)}{(273 + t) \cdot 101{,}3} = 1{,}18 \cdot \frac{273 \cdot (101{,}3 - 0)}{(273 + 41{,}72) \cdot 101{,}3} = 1{,}02 \text{ кг/м}^3.$$

Витрата газу, м^3/с:

$$Q = Q_0 \cdot \frac{\rho_0}{\rho} = 7{,}14 \cdot \frac{1{,}18}{1{,}02} = 8{,}26 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Діаметр газоходу, через який проходить потік газу, м:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot \omega^2}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 8{,}26}{3{,}14 \cdot 20}} = 0{,}72 \text{ м},$$

де ω = 20 м/с, прийнята швидкість газу.

Приймаємо діаметр газоходу d = 0,8 м.

Знайдемо швидкість газу при цьому діаметрі, м/с:

$$\omega = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 8{,}26}{3{,}14 \cdot 0{,}8^2} = 16{,}44 \text{ м/с.}$$

Знайдемо втрати на тертя за довжиною газопроводу, Па:

$$\Delta P_{дл} = \frac{0{,}03 \cdot 10 \cdot 1{,}02 \cdot 16{,}44^2}{2 \cdot 0{,}8} = 52 \text{ Па.}$$

На цій ділянці місцевими опорами є дифузор, вхід у димову трубу. Коефіцієнти їх опорів: ξ_1 = 0,1, ξ_2 = 0,7.

Знайдемо втрати тиску на місцевих опорах, Па:

$$\Delta P_{мест} = \frac{(0{,}1 + 0{,}7) \cdot 1{,}02 \cdot 16{,}44^2}{2} = 111 \text{ Па.}$$

Повний опір цієї ділянки, Па:

$$\Delta P_{пол} = 52 + 111 = 163 \text{ Па.}$$

Перерахуємо щільність газу, з урахуванням знайденого опору ділянки:

$$\rho = \rho_0 \cdot \frac{273 \cdot (B_a - P)}{(273 + t) \cdot 101{,}3} = 1{,}18 \cdot \frac{273 \cdot (101{,}3 - 0{,}163)}{(273 + 41{,}72) \cdot 101{,}3} = 1{,}02 \text{ кг/м}^3.$$

Так як щільність газу не змінилася, витрата газу не змінюється [9].

Результати аеродинамічного розрахунку зведені до таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Аеродинамічний розрахунок газового тракту

№ ділянки	Найменування	Q м³/год	ρ кг/м³	D м	ω м/с	l м	Місцеві опори	ξ	$\Delta P_{дл}$ Па	$\Delta P_{мест}$ Па	$\Delta P_{пол}$ Па	$\pm P$ Па
1	Зрошуваний газохід - випарний скрубер	11,73	0,65	1,2	10,4	10,3	Поворот на 45° Дифузор (вхід у скрубер)	0,32 0,11	10	240	250	-100 -250
2	Випарний скрубер – скрубер Вентурі	11,49	0,78	0,9	18,1	22,8	2 плавні повороти на 90°	0,48	98	62	160	-600 -10605
3	Скруббер Вентери - димосос	9,3	0,91	0,8	18,51	20	Вихід зі скрубера 2 плавних повороту Вхід у димосос (конфузор))	0,5 0,48 0,15	117	177	294	-11365 $\sum P$ =11659 Па
4	Димосос – димова труба	8,26	1,02	0,8	16,44	10	Дифузор Вхід у димову трубу	0,1 0,7	52	111	163	2000

2.2.3 Розрахунок параметрів димової труби

Димова труба необхідна для створення ефективної тяги та здійснення розсіювання викидів. Висота димової труби Н = 40м, діаметр гирла димової труби $D_{уст}$ =1,5м.

Температура газів на підставі труби $t_{осн}$ = 41,72°С, тоді температура газів у горловині труби: $t_{уст}$= 41,72 - 0,5·40 = 21,72 °С.

Щільність газів в основі та на виході димової труби [7]:

$$\rho_{осн} = \rho_{0.} \cdot \frac{273}{273 + t_{осн}} = 1{,}18 \cdot \frac{273}{273 + 41{,}72} = 1{,}02 \text{ кг/м}^3.$$

$$\rho_{уст} = \rho_0 \cdot \frac{273}{273 + t_{уст}} = 1{,}18 \cdot \frac{273}{273 + 21{,}72} = 1{,}1 \text{ кг/м}^3.$$

Тоді витрата газів на підставі та на виході димової труби складе:

$$Q_{осн} = Q_0 \cdot \frac{\rho_0}{\rho_{осн}} = 7{,}14 \cdot \frac{1{,}18}{1{,}02} = 8{,}26 \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$Q_{уст} = Q_0 \cdot \frac{\rho_0}{\rho_{уст}} = 7{,}14 \cdot \frac{1{,}18}{1{,}1} = 7{,}7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Швидкість газів на виході із труби:

$$\omega = \frac{4 \cdot Q_{уст}}{\pi \cdot D_{уст}^2} = \frac{4 \cdot 7{,}7}{3{,}14 \cdot 1{,}5^2} = 4{,}36 \text{ м/с}.$$

Гідравлічний опір димової труби:

$$\Delta P_{тр} = \lambda \cdot \frac{H}{D_{уст}} \cdot \frac{\omega^2}{2} \cdot \rho_{уст} = 0{,}05 \cdot \frac{40 \cdot 4{,}36^2 \cdot 1{,}1}{1{,}5 \cdot 2} = 14 \text{ Па}.$$

де λ – гідравлічний коефіцієнт тертя; для бетонних труб λ = 0,05.

Динамічний тиск газів, який необхідний для створення швидкості ω:

$$\Delta P_{дин} = \frac{\omega^2}{2} \cdot \rho_{уст} = \frac{4{,}36^2 \cdot 1{,}1}{2} = 11 \text{ Па}.$$

Опір виходу газів в атмосферу:

$$\Delta P_{вых} = \xi_{вых} \cdot \frac{\omega^2}{2} \cdot \rho_{уст} = 1{,}15 \cdot \frac{4{,}36^2}{2} \cdot 1{,}1 = 12 \text{ Па}.$$

де $\xi_{вых}$ – гідравлічний коефіцієнт опору виходу газів в атмосферу.

Сумарний опір димової труби:

$$\Delta P\sum = \Delta P_{тр} + \Delta P_{дин} + \Delta P_{вых} = 14 + 11 + 12 = 37 \text{ Па}.$$

Самотяг димової труби визначається за формулою:

$$P_т = \frac{g \cdot H \cdot (\rho_в - \rho_{уст}) \cdot B}{101{,}3} = \frac{9{,}81 \cdot 40 \cdot (1{,}205 - 1{,}1) \cdot 101{,}3}{101{,}3} = 42 \text{ Па}.$$

де $\rho_в$ – щільність навколишнього повітря в цих умовах:

$$\rho_в = \rho_0 \cdot \frac{273}{273 + t_в} = 1{,}293 \cdot \frac{273}{273 + 30} = 1{,}205 \text{ кг/м}^3.$$

де $t_в$ – температура навколишнього повітря.

Додатковий тиск:

$$P_{доп} = P_т - \Delta P\sum = 42 - 37 = 5 \text{ Па}.$$

2.2.4 Вибір тягодуттьового пристрою

Опір газового тракту $\Delta P_{тр}$ = 11,659 кПа;

Додатковий тиск для димової труби $\Delta P_{дт}$ = - 0,005 кПа;

Витрата перед димососом $Q_г$ = 25700 м^3/год;

Щільність газу за н. у. $\rho_{0г}$ = 1,18 кг/м^3;

Температура газу перед димососом 41,72 °С.

Димосос вибираємо на основі аеродинамічного розрахунку газовідвідного тракту. Продуктивність димососу $Q_д$ приймають із запасом 10% по відношенню до розрахункової кількості газів у димососу $Q_г$.

$$Q_д = 1{,}1 \cdot Q_г = 1{,}1 \cdot 25700 = 28270 \text{ тис. м}^3\text{/год.}$$

Розрядження, що створюється димососом, приведене до умов каталогу, за яким вибираємо димосос, Па:

$$\Delta P_{кат} = 1{,}2 \cdot \Delta P_{тр} \cdot K,$$

де 1,2 – коефіцієнт запасу;

K – коефіцієнт перерахунку:

$$K = \frac{(273 + t_г) \cdot 101{,}3 \cdot \rho_{ог}}{(273 + t_{кат}) \cdot P_{бар} \cdot \rho_{ов}} = \frac{(273 + 41{,}72) \cdot 101{,}3 \cdot 1{,}18}{(273 + 70) \cdot 101{,}3 \cdot 1{,}29} = 0{,}84.$$

$$\Delta P_{кат} = 1{,}2 \cdot (11{,}659 - 0{,}005) \cdot 0{,}84 = 11{,}75 \text{ кПа.}$$

За значенням $\Delta P_{кат}$ та продуктивності димососа підбираємо два димососи марки ВМ-15, розташованих послідовно, з числом оборотів = 1480 об/хв і ККД = 0,82 [7]. За такої кількості обертів кожен вентилятор створює тиск $P_в$ = 6,5 кПа. За цими даними фактична потужність на валу вентилятора складе:

$$N = \frac{Q \cdot \Delta P_{кат}}{\eta_{кат}} = \frac{25{,}7 \cdot 11{,}75}{0{,}82} = 368 \text{ кВт.}$$

Знайдемо тиск після димососу, Па:

$$P_{послеДым} = \Delta P_{кат} - \sum P \cdot K = 11{,}75 - 11{,}659 \cdot 0{,}84 = 2 \text{ кПа.}$$

Тиск перед димарем, Па:

$$P_{передД.Т.} = P_{послеДым} - \Delta P_{пол4} = 2 - 0{,}163 = 1{,}837 \text{ кПа}.$$

2.3 Утилізація пилу

В даний час у чорній металургії утилізується близько 75% уловленого пилу; у феросплавній підгалузі близько 46%. Уловлений пил утилізується як в основному виробництві, так і в будівельній індустрії при виробництві бетонних виробів.

При мокрому способі очищення газів закритих печей уловлений пил у вигляді пульпи прямує до загальнозаводського водно-шламового господарства, де змішується з іншими матеріалами і безповоротно втрачається. При цьому одержуваний очищений від пилу газ (близько 90% горючих компонентів) є високоякісним цінним паливом; його також можна використовувати як сировину для хімічної промисловості (після ще однієї стадії доочищення від пилу до вмісту менш 10 мг/м^3) [5].

Для ефективного брикетування металургійного шламу феросплавних печей використовується спеціалізована лінія. На відміну від паливних брикетів із тирси, металургійний шлам вимагає вальцьових (валкових) пресів, оскільки вони найкраще справляються з мінеральною сировиною та абразивним пилом.

Дільниця підготовки та дозування включає: приймальний бункер-живильник: для накопичення зневодненого шламу (кеку) після прес-фільтрів та його рівномірної подачі, дозатор зв'язуючих речовин: для автоматичної подачі компонентів (вапно, меляса, цемент або рідке скло), які допоможуть брикету тримати форму, двовальний змішувач безперервної дії: критично важливий вузол. У ньому шлам інтенсивно перемішується зі зв'язуючими добавками до однорідного стану.

Дільниця пресування включає: вальцьовий (валковий) прес: головний

агрегат. Шлам затискається між двома валками, що обертаються назустріч один одному, формуючи брикети (у формі «подушечок»); магнітний сепаратор: встановлюється перед пресом, щоб випадкові металеві предмети не пошкодили поверхню валків.

Дільниця сушіння та транспортування включає: стрічковий конвеєр: для транспортування готових сирих брикетів, сушильна установка (тунельна або конвеєрна): оскільки шлам після скруберів вологий, брикети потрібно підсушити для набору міцності перед відправкою назад у піч, вібросито: для відсівання дріб'язку (дрібних частинок, що не спресувалися), який повертається на початок лінії.

Ключові характеристики лінії:

- продуктивність: від 1 до 15 тонн за годину.
- тиск пресування: 2000 кг/см², що забезпечує високу щільність.
- потужність: основний прес споживає від 11 до 55 кВт залежно від моделі.

Використання такої лінії дозволяє повністю закрити цикл: від уловлювання пилу в скрубері Вентурі до повернення готового металу в плавку.

2.4 Розрахунок капітальних витрат на очищення газу

Величина необхідних вкладень в основні фонди визначається методом прямого розрахунку окремих елементів вкладень [8].

У загальному вигляді капітальні вкладення містять такі статті витрат:

– будівництво будівель і споруд;
– технологічне та енергетичне обладнання;
– підйомно-транспортне обладнання;
– системи контролю й автоматики;
– інші капітальні вкладення.

Капітальні вкладення по базовому варіанту приймаємо за заводськими

даними. Капітальні вкладення за проєктним варіантом приймаємо з урахуванням технічних рішень газоочищення.

Вартість контрольно-вимірювальних приладів і засобів автоматизації $C_{КІП}$ приймаємо в розмірі 25 % від вартості основного обладнання, грн.

Вартість установлення і монтажу нового обладнання $C_м$ приймаємо в розмірі 30% від вартості основного обладнання.

Основне завдання планування витрат на очищення газів – виявлення і використання резервів для зниження витрат.

Річні експлуатаційні витрати на очищення газу визначаються за формулою [9]:

$$C = \sum_{i=1}^{n} C_i$$

$$\sum_{i=1}^{n} C_i = C_1+C_2+C_3+C_4+C_5+C_6+C_7,$$

де C_1 – витрати на основні та допоміжні матеріали (вода, шлам, тканина для рукавного фільтра);

C_2 – витрати на електроенергію, що витрачається на виробничі потреби;

C_3 – амортизаційні відрахування від вартості основних фондів;

C_4 – основна і додаткова зарплата виробничих робітників;

C_5 – відрахування на соціальні заходи;

C_6 – витрати на поточний ремонт і утримання основних фондів;

C_7 – загальновиробничі витрати.

Експлуатаційні витрати на 1000 м^3 очищуваного газу дорівнюють, грн./1000 м^3:

$$C_i \times \frac{1000}{П}.$$

Витрати на основні матеріали, грн:

$$C_1 = m_{пит} \cdot Ц \ ,$$

де $m_{пит}$ – питома витрата матеріалів на 1000 м^3 газу;

Ц – ціна матеріалів, грн.

Витрати на воду за базовим варіантом становлять:

$$C_в = m_в \times Q \times T_{еф} \times Ц ,$$

де $m_в$ – питома витрата рідини на очищення, м^3/м^3, $m_в$=1,2×10^{-3};

Q – об'ємна витрата очищених газів за робочих умов, м^3/год;

$T_{еф}$ – ефективний обсяг часу роботи газоочищення;

$Ц$ – вартість 1000 м^3 технічної води.

Витрати на поточний ремонт і утримання основних засобів приймаємо 15% від величини амортизаційних відрахувань, грн.

Загальновиробничі витрати становлять 25% від суми амортизаційних відрахувань і відрахувань до ремонтного фонду.

Економія від утилізації продуктів, що уловлюються в процесі очищення газів:

$$E_у = Q_{ут} \cdot Ц ,$$

де $Q_{ут}$ – кількість утилізованого продукту, т;

$Ц$ – відпускна ціна 1 т, грн.

Річний економічний ефект, грн/рік:

$$E_{рік} = \left[\left(C_б + E_н \times K_б\right) - \left(C_{пр} + E_н \times K_{пр}\right)\right] \times Q_{пр} =$$
$$= \left[\left(C_б - C_{пр}\right) + E_н \times \left(K_б - K_{пр}\right)\right] \times Q_{пр}$$

де $C_б$ і $C_{пр}$ – собівартість очищення 1000 м^3 за базовим і проєктним варіантами відповідно, грн./1000 м^3;

$K_б$ і $K_{пр}$ – питомі капітальні вкладення за базовим і проектним

варіантами відповідно, грн./1000 м^3;

$E_н$ – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень. Приймаємо $E_н$ = 0,2;

$Q_{пр}$ – річний обсяг очищуваних газів за проєктним варіантом, тис. м^3/рік.

Визначаємо термін окупності додаткових капітальних вкладень $К_{дод.}$ = ($К_{пр} – К_б$), років:

$$T_{ок} = \frac{К_{пр} - К_б}{С_б - С_{пр}}$$

де $С_б$ і $С_{пр}$ – річна собівартість (річні експлуатаційні витрати) очищення газів за базовим і проєктним варіантами, грн./рік;

$К_б$ і $К_{пр}$ – капітальні вкладення за базовим і проектним варіантами, грн.;

Коефіцієнт ефективності додаткових капітальних вкладень, грн./(грн*рік):

$$E = \frac{1}{T_{ок}},$$

де $T_{ок}$ – розрахунковий термін окупності додаткових капітальних вкладень.

Річний економічний ефект від запровадження системи очищення становив 1022,670 тис. грн, термін окупності додаткових капітальних вкладень 2,56 років.

3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1 Характеристика ступеня безпеки технологічного процесу феросплавного виробництва

Феросплавний цех є складним виробничим комплексом, оснащеним різноманітним механічним, електричним і підйомно-транспортним обладнанням. Виплавка феросплавів ведеться в рудно-термічних печах (РТП) закритого і відкритого типу – агрегатах великої теплової потужності.

Виплавка феросплавів ведеться безперервним процесом з періодичними випуском металу і шлаку. Шихта для плавки феросплавів залежно від марки і класу складається з марганцевої руди, багатого концентрату, малофосфористого шлаку, шлаку середньовуглецевого феромарганцю, кварциту, відновника і невеликих добавок флюсу.

Організація технологічних процесів дроблення, розсіву, змішування, плавки повинна здійснюватися з дотриманням вимог «Правил безпеки у феросплавному виробництві» [10]. Тверді компоненти шихти подаються в думпкарах і зберігаються в шихтовому відділенні цеху. Марганцеві концентрати попередньо просушують.

Дозування і транспортування вапна, твердого шлаку здійснюють у металевих баддях з днищем, що відпускається. Зважування рідкого шлаку проводиться на розливних кранах із ваговимірювальними пристроями, похибка яких не повинна перевищувати ±0,5%. Дозована шихта подається в бадді краном у завантажувальні бункери. Завантаження шихти в піч проводиться за допомогою завантажувальних лотків.

Водоохолоджувані елементи РТП є джерелом вибухонебезпечності. У разі несправностей герметичність їх порушується, і вода потрапляє в робочий простір печі; під дією високої температури при розкладанні води можливий вибух. Водоохолоджувані елементи печі піддають гідравлічному випробуванню, що перевищує робочий тиск охолоджувальної води в 2 рази.

Водяне охолодження робочих вузлів печей автоматизовано, а контроль над охолодженням покладається на старшого плавильника.

Конструкцією кожуха електрода передбачаються надійне утримання електродної маси і нормальний перепуск електродів.

Конструкція РТП, її вузлів і механізмів забезпечує безпеку і зручність обслуговування. Піч забезпечена огороджувальними пристроями (кожухом, шторами, електроізоляцією та ін.), що забезпечують захист обслуговуючого персоналу, навколишніх будівельних конструкцій і устаткування від шкідливого впливу теплових випромінювань, високих температур і електричного струму.

Оброблення льотки ведеться залізним прутом, а в разі потреби, пропалюється за допомогою графітового електрода. Випуск металу здійснюється в ковші, встановлені каскадно.

Рівень механізації та автоматизації робіт у цеху є доволі високим, але для подальшого поліпшення умов праці необхідно продовжувати впроваджувати новітні машини та обладнання.

Під час виплавки феросплавів у рудно-термічній печі за високих температур відбуваються складні фізико-хімічні перетворення внаслідок плавлення шихти, взаємодії металу і шлаку, газів, вогнетривкої футеровки робочого простору печі. Порушення параметрів безпеки процесу під час плавки мають різноманітний характер і розрізняються за періодами плавки. Для попередження відхилень процесу необхідно суворо дотримуватися технологічної дисципліни і виконувати вимоги безпеки.

3.2 Аналіз потенційних небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища феросплавного цеху

Основними шкідливими факторами в цеху є тепло-, газо-, пиловиділення, а також шуми і вібрація. Окремі роботи пов'язані з фізичними навантаженнями. Найбільша кількість тепла виділяється під час виплавки і

розливання феросплавів і шлаку, менше тепловиділень під час сушіння ковшів, випалювання льотки, затвердіння злитків.

Джерелом інтенсивних тепловиділень є колошник відкритої РТП (руднотермічної печі). Маючи температуру від 400˚С (на периферії) до 700...800˚С (у центрі між електродами), він завдяки випромінюванню тепла створює несприятливі умови праці, особливо в літній час. Інтенсивність опромінення на робочих місцях біля колошника залежно від його стану та відстані до нього коливається в широких межах, іноді до 7000 Вт/м^2. Під час виконання робіт в екстремальних умовах (наприклад, ручне осадження колошника) інтенсивність опромінення становить 8833 Вт/м^2 і вище.

На гірничому майданчику робітник піддається найбільшому тепловому опроміненню під час взяття проби одержуваного сплаву в момент підходу на близьку відстань до льотки печі. Інтенсивність теплової радіації коливається від 4750 до 5250 Вт/м^2 залежно від ступеня наповнення ковша, температури і величини струменя розплаву, що випускається з печі. Шурування льоточного отвору здійснюється з відносно далекої відстані, тому і величина опромінення під час цієї операції в межах 3667 Вт/м^2. Під час пропалювання льотки інтенсивність теплового випромінювання становить у середньому 3080 Вт/м^2.

У розливному прольоті джерелом теплової радіації є одержувані зливки. Так під час відриву злитка силікомарганцю від виливниці, перед підняттям його краном інтенсивність радіації в середньому становить 4170 Вт/м^2.

Другим за значимістю, але більш шкідливим фактором у виробництві феросплавів є виділення пилу і газу, основним джерелом яких є РТП. Кількість газів, що виділяються з колошника печі, їхній склад, температура і запиленість залежать від фізико-хімічних властивостей шихтових матеріалів, які використовуються, і феросплавів, які виплавляються. Склад газів змінюється під час плавки, але з огляду на їхню високу температуру (близько 700^{0}С) під час виходу реакційних газів на поверхню колошника відкритої

РТП горючі компоненти (CO, H_2) повністю окислюються киснем підсмоктуваного під парасольку печі повітря, у зв'язку з чим основним шкідливим компонентом буде пил, що містить переважно Mn_2O_3 і SiO_2.

Процеси розливання металу і шлаку, їх вибивання, дроблення також супроводжуються процесами утворення аерозолів.

За постійного впливу великих доз двоокису кремнію в органах дихання можливі патологічні зміни, що повільно розвиваються, на кшталт хронічних катарів верхніх дихальних шляхів, хронічних бронхітів і пневмоконіозу (силікозу, силікотуберкульозу). ГДК для аерозолю кварцу і кварциту – 1 мг/м^3, при фактичному його вмісті в повітрі робочої зони близько 3 мг/м^3. За ступенем впливу на організм людини вони належать до помірно небезпечних речовин (до третього класу небезпеки) [11].

Сполуки марганцю є сильними протоплазматичними отрутами, що діють на центральну нервову систему. Отруєння марганцем хронічне. Захворювання починається зі скарг на слабкість у ногах, тремтіння рук, стомлюваність, печію, сонливість. Також може настати розлад ходи, утруднення мовлення, виникнення болю в кінцівках, потім виникають симптоми важкого ураження центральної нервової системи. При вдиханні марганцевого пилу можливий розвиток професійної марганцевої пневмонії [10]. Для зазначених пилів ефект сумації та неповної сумації не характерний.

За неповного окиснення в повітрі робочої зони може бути присутнім оксид вуглецю (II). Значна кількість оксиду вуглецю (II) міститься у відхідних газах, що відбираються від склепіння закритої РТП.

Оксид вуглецю (II). Газ без запаху і кольору. Густина по відношенню до повітря становить 0,967.

Оксид вуглецю надходить в організм через дихальні шляхи. Володіючи спорідненістю з гемоглобіном у 300 разів більшою, ніж кисень, оксид вуглецю витісняє кисень і утворює карбоксигемоглобін, значно стійкішу сполуку, ніж оксигемоглобін. Карбоксигемоглобін дисоціює у 3000 разів повільніше, ніж оксигемоглобін. У результаті здатність крові переносити

кисень до тканин різко знижується, настає гіпоксемія, у важких випадках аноксемія. Унаслідок кисневого голодування порушується головним чином функція центральної нервової системи. При видаленні потерпілого з приміщення окис вуглецю виділяється з організму з повітрям, що видихається. Картина гострого отруєння в легких випадках така: биття і відчуття тиску у скронях, запаморочення, головні болі, стиснення в грудях, слабкість, позиви до блювоти. У разі тяжких отруєнь спостерігається втрата здатності до довільних рухів (прикутість до певного місця), затемнена свідомість, аж до її повної втрати. При цьому можуть бути судоми, прикушування язика, мимовільне сечовипускання. Пульс малий, прискорений, неправильний, тони серця глухі, дихання поверхневе. З'являється психічне збудження, слухові та зорові галюцинації, порушення кольорового зору.

Також шкідливими факторами, що впливають на умови праці робітників, є шум, вібрація, висока інтенсивність світіння електричних дуг і нагрітого матеріалу (яскравість).

Джерелами шуму є корпус готової продукції (дробарка готового продукту), вузол переробки шлаку (валкова дробарка), крани, електричні дуги, вентилятори тощо. Рівень шуму в цеху становить 84 дБ [11], за допустимого рівня 80 дБ, що негативно впливає на здоров'я працівників (знижується гострота слуху, погіршується зір, послаблюється увага тощо).

Вібрації, здебільшого середньо- та низькочастотні, спостерігаються в кабінах кранівників. Поширеними є локальні вібрації з рівнем 90 дБ, за допустимого рівня 92 дБ [12]. Ці вібрації спричиняють спазми судин, порушення фізіологічних функцій організму, болі та відкладення солей у суглобах.

Дані оцінки факторів виробничого процесу на робочому місці плавильника в цеху №1 наведено в таблиці 3.1

Таблиця 3.1 – Оцінка факторів виробничого і трудового процесу феросплавного цеху ,професія – плавильник

№ п/п	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі та небезпечні умови, характер праці			Тривалість дії фактора за зміну, %
				I	II	III	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3						
	1 клас небезпеки						
	2 клас небезпеки марганець та його сполуки (MnO)	0,3	0,07				92,36
	3-4 клас небезпеки вуглецю оксид	20	3,73				92,36
2	Пил переважно фіброгенного впливу, мг/м^3 двоокис кремнію	1	1,3	1,3			92,36
3	Вібрація (загальна та локальна), дБ	92	90				81
4	Шум, дБА	80	84	4			96
5	Інфрозвук, дБ						
6	Ультрозвук, дБ						
7	Неіонізуюче випромінювання (радіочастотний, промисловий, оптичний діапазони)						
8	Мікроклімат у приміщенні:						
	температура повітря, ^{0}C	26	38			12	92,36
	швидкість руху повітря, м/с	0,2… 0,8	0,3				92,36
	швидкість руху повітря, м/с, %	40	32				92,36
	інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	140	5250			5110	92,36

Під час обробки колошника і льотки можлива сліпуча дія променів видимого спектра, що поєднується з інфрачервоним, а іноді й з ультрафіолетовим випромінюванням.

У технологічних процесах цеху основними потенційними небезпеками є ураження електричним струмом, рухомі машини і механізми. Джерелами прихованої небезпеки впливу електричного струму служать електроустановки. Робота електротермічного обладнання створює небезпеку теплового ураження персоналу.

3.3 Протипожежний захист феросплавного виробництва

Пожежна небезпека феросплавного цеху визначається такими основними факторами [13].

1. Наявністю кабельного господарства. Короткі мережі (що підводять струм від низької сторони трансформатора до головки електротримача) з економічних та електротехнічних міркувань робляться мінімальною протяжністю, у зв'язку з чим трансформатори розташовані поблизу печей. При цьому гнучкі стрічки або кабелі струмопроводу слід розташовувати по можливості осторонь прямої дії теплового випромінювання від колошника. Бажано, крім того, захистити їх азбестовими щитами, ще краще застосовувати водоохолоджувальні струмопроводи.

Найбільш небезпечними місцями струмопідводу є контакти. При недбалому пристрої контактів або поганому нагляді за їх станом виникають великі перехідні опори, що може спричинити пожежу. Тому контактні з'єднання, де тільки можливо, слід виконувати за допомогою зварювання.

Інші кабельні мережі в основному розміщуються поза цехом – у кабельних тунелях, підвалах.

2. Наявністю пічних трансформаторів та трансформаторно-олійних господарств. Пічні трансформатори містять велику кількість масла (в одному трансформаторі його може бути до 50 т) і є великою пожежною небезпекою. Для скорочення довжини короткої мережі їх ставлять поблизу печей. Небезпека посилюється тим, що трансформація струму найчастіше здійснюється групами, що складаються із трьох однофазних трансформаторів

кожна. На випадок пожежі чи аварії з метою зменшення втрат виробництва слід мати резервний однофазний трансформатор.

Пожежна небезпека таких трансформаторів збільшується при старінні олії, коли погіршуються її ізолюючі властивості. Це може призвести до пробою ізоляції та утворення в маслі потужних іскор і дуг. Перегрів та займання масла в трансформаторах можуть виникнути при міжвиткових коротких замиканнях, при виникненні великих перехідних опорів у місцях з'єднань у трансформаторі, перегріві магнітопроводу, внутрішніх або зовнішніх розрядах з утворенням електричної дуги в олії.

На одному з феросплавних заводів пожежа трансформатора виникла внаслідок пробою ізоляції нижньої частини високовольтного введення на заземлену втулку введення, що викликало руйнування введення, розгерметизацію трансформатора, викид масла з трансформатора на дугу, що горить, і займання його.

Внутрішньоцехові трансформатори. Правила пристрою електроустановок допускають розміщувати в одній камері три однофазні масляні трансформатори. За відсутності надійних стаціонарних засобів пожежогасіння, якщо виникає пожежа одного трансформатора, другий буде знищений вогнем. Тому такі камери мають бути обов'язково обладнані системами пожежогасіння.

До будівельних конструкцій висувають певні вимоги, що знижують пожежну небезпеку трансформаторів. Камери необхідно виконувати з негорючих матеріалів з межею вогнестійкості не менше 0,5 год; покриття камери повинно мати таку ж межу вогнестійкості. Неприпустимо, щоб плити покриття камер лежали на металевих, не захищених від вогню балках. На підприємствах, що діють, такі балки слід захищати цементною штукатуркою. Ворота трансформаторних камер повинні мати межу вогнестійкості не менше ніж 0,5 год.

Несучі конструкції покриттів (ферми, балки, прогони) над трансформаторами також повинні мати межу вогнестійкості не менше 0,5 год. Тому несучі конструкції із незахищеного металу над печами розміщувати не можна. На заводах, що діють, ці конструкції, виконані з відкритого металу,

необхідно захищати цементною штукатуркою по металевій сітці або влаштовувати екрани, що закривають конструкції від безпосереднього впливу полум'я, але не перешкоджають подачі на конструкції пожежних струменів для охолодження металу.

У камерах пічних трансформаторів обов'язково влаштовують автоматичну пожежну сигналізацію та стаціонарне (але не автоматичне) пожежогасіння. Пожежна сигналізація повинна видавати сигнал на пульт керування піччю та в пожежне депо.

Для гасіння пожеж у феросплавних цехах слід застосовувати багаторазову або високократну повітряно-механічну піну. Як правило, слід проєктувати установки пінного пожежогасіння із пристроями дозування піноутворювача. Якщо передбачено використання заздалегідь приготовленого водного розчину піноутворювача, то відпадає необхідність застосування пристроїв, що дозують піноутворювач, але потрібна спеціальна ємність для приготування та зберігання розчину піноутворювача.

Водний розчин піноутворювача в цьому випадку подається відразу в піногенератор для отримання піни. Установки пінного гасіння із застосуванням; водного розчину піноутворювача допускається застосовувати у виняткових випадках за відповідного обґрунтування.

Необхідна для гасіння пожежі кількість піни визначається інтенсивністю її подачі, тривалістю гасіння, розрахунковою площею горіння та ін. Ефект гасіння пожежі залежить від кількості піни, а також інтенсивності та способу подачі її у вогнище горіння, розташування піногенераторів та їх типів.

Система пожежогасіння наводиться натисканням пускової кнопки і мати місцевий і дистанційний пуск. При цілодобовому перебуванні в цеху експлуатаційного персоналу відпадає необхідність застосування автоматичної системи пожежогасіння (при обов'язковому пристрої автоматичної пожежної сигналізації). Неавтоматична система пожежогасіння значно дешевша, менш громіздка та металомістка, практичніша в

експлуатації. Якщо піч знаходиться на ремонті і біля неї немає експлуатаційного персоналу, то трансформатори не становлять пожежної небезпеки.

Пристрій автоматичного пожежогасіння неприпустимий з таких причин [13]:

1) Використання імпульсу від газового або диференціального захисту неможливе через відсутність на пічних електродугових установках диференціального захисту. Диференціальний захист пічних трансформаторів не може бути здійснений для дугових електропечей внаслідок великих струмів (20-50 кА) на низькій стороні і періодичної роботи печей при несиметричному навантаженні по фазах;

2) помилкове спрацювання системи пожежогасіння при автоматичному пуску може призвести до тривалого простою печі через необхідність очищення струмопровідних елементів трансформаторів;

3) спрацьовування захисту на пічних трансформаторах не повинно бути причиною включення системи автоматичного пожежогасіння. Можливий випадок, коли система пожежогасіння помилково спрацювала без приведення в дію захисту. Через попадання піни на токонесучі шини може статися велика аварія.

Позацехові (зовнішні) трансформатори. При проектуванні феросплавних цехів встановлення трансформаторів передбачають зовні цехи (біля стіни, біля якої встановлені печі). Для зменшення короткої мережі трансформатори монтуються на високих естакадах. Нерідко під трансформаторами на нульовій позначці зводиться підстанція. При цьому особлива увага має бути звернена на надійний захист підстанції від потрапляння в неї води під час гасіння пожежі, тому розміщувати підстанції під трансформаторами не слід. Такі трансформатори вимагають гарантованого протипожежного захисту. Однак установка генераторів багаторазової піни на відкритих трансформаторах не забезпечить успішного гасіння пожежі, оскільки більша частина піни під впливом конвекційних струмів повітря та вітру не потрапляє у вогнище горіння.

Отже, і зовнішні пічні трансформатори необхідно поміщати в камери, виконані з негорючих матеріалів з межею вогнестійкості не менше 0,5 год. Великі трансформатори слід відокремлювати один від одного негорючими перегородками з межею вогнестійкості не менше 0,25 год.

При встановленні масляних трансформаторів будь-якого типу слід звертати увагу на правильне розташування засувок аварійного зливу олії. Їх не можна розміщувати безпосередньо на трансформаторі, оскільки під час пожежі доступ до них буде неможливим.

Трансформатори феросплавних печей також повинні бути забезпечені автоматичною пожежною сигналізацією та стаціонарними повітряно-пінними установками. Застосовувати установки, що містять суміш піноутворювача з водою (у тому числі стаціонарні повітряно-пінні вогнегасники ВВПС-250), не слід, оскільки ці установки разової дії. Для обладнання стаціонарного пожежогасіння трансформаторів у феросплавних цехах слід використовувати стаціонарні повітряно-пінні установки.

Масляні вимикачі. При визначенні пожежної небезпеки масляних вимикачів слід пам'ятати, що олію як горюча рідина, але під впливом електричної дуги виділяє газоподібні складові (метан, водень, етилен, ацетилен та інших.), які з повітрям утворюють вибухонебезпечні суміші. Особливу пожежну небезпеку масляні вимикачі становлять у таких випадках [12]:

1) у відключеному положенні, коли недостатня ізоляція між фазами, фазами та землею і мала відстань між розімкненими полюсами кожної фази;

2) у включеному стані внаслідок виникнення струмів витоку через часткову втрату електричної міцності ізоляції струмопровідних деталей або олії, що може викликати перегрів олії вище 60°С;

3) під час включення або вимкнення, коли відстань між рухомими та нерухомими контактами стає мінімальною, відбувається «затяжне» включення або вимкнення, яке може призвести до пробою олії та виникнення електричної дуги;

4) при недостатньому шарі повітря над олією під кришкою; якщо при

цьому утворюється дуга, і може відбутися різке підвищення тиску, що призводить до розриву бака і запалення масла;

5) при недостатньому шарі олії над (контактами розпечені гази, з'єднуючись з киснем повітря, вибухають, займаючись олією;

6) при поломці окремих деталей вимикача (наприклад, траверси контактів) процес відключення може сповільнитися або призупинитися, що може викликати виділення газів, підвищення їх тиску та вибух;

7) при перекритті вивідних ізоляторів усередині масляного вимикача: дуга, що при цьому утворюється, може спалахнути пари масла, призвести до вибуху масляного бака.

Протипожежні заходи при сушінні трансформаторів та трансформаторної олії. При сушінні трансформаторів і олії необхідно дотримуватися наступних протипожежних правил.

Приміщення сушіння повинне бути незгоральним, не сполученим з іншими приміщеннями; воно повинно мати самостійний вихід назовні та справну припливно-витяжну вентиляцію для видалення парів води та олії, розраховану не менше ніж на триразовий обмін повітря в 1 год. Зберігати у цьому приміщенні горючі матеріали, промаслені ганчірки, ізоляційний матеріал не дозволяється; не можна також зберігати олію, не призначену для сушіння трансформаторів.

У приміщенні сушіння трансформаторів не можна користуватися відкритим вогнем, курити. Тут необхідно вивісити інструкцію щодо заходів пожежної безпеки. Персонал повинен бути проінструктований щодо дотримання правил пожежної безпеки. Стороннім особам вхід до приміщення не дозволяється.

Приміщення сушіння необхідно забезпечити первинними засобами гасіння пожежі, телефонним зв'язком із пожежною частиною та пожежною сигналізацією.

Не можна допускати нагрівання олії вище 105°С. Сушильні прилади мають бути у справному стані. Як теплова ізоляція дозволяється використовувати тільки негорючі матеріали. Ящики, камери, застосовувані для сушіння, слід виготовляти з вогнетривкого або важкозгоряного матеріалу.

Екзотермічні суміші застосовуються при виробництві деяких сталей, сплавів та феросплавів. До їх складу входять легкозаймисті метали (кальцій, барій та ін.) та їх сплави, порошки алюмінію, магнію, алюмомагнієвого сплаву, силікокальцію та інших сплавів, що містять активні елементи. Крім того, в такі суміші додають органічні горючі матеріали (тирса, вугілля, торф, кокс, лігнін та ін), які активно реагують з окислювачами. Наявність у повітрі пилу зазначених матеріалів при певних концентраціях може призвести до вибуху.

Екзотермічні порошки, перебуваючи у вологій атмосфері, можуть окислюватись, нагріваючись до самозаймання. Взаємодія активних металевих порошків із водою супроводжується виділенням водню, що може призвести до вибуху.

При використанні екзотермічних сумішей необхідно виконувати такі пожежно-профілактичні заходи.

Горючі речовини, що входять до складу екзотермічних сумішей, повинні зберігатися окремо з дотриманням тих вимог, які пред'являються до зберігання кожної речовини окремо.

Зберігання та транспортування алюмінієвого, алюмінієвого, магнієвого, алюмінієвого та інших легкозаймистих порошків допускаються тільки в закритій герметичній тарі, що виключає потрапляння в порошок вологи, іскор. Забороняється транспортування таких порошків разом із селітрою, кислотами, лугами, горючими матеріалами.

Дроблення та помел матеріалів для екзотермічних сумішей виробляються в закритих апаратах. Для інертних матеріалів під час підготовки до дроблення повинна бути передбачена магнітна сепарація. Дроблення та помел феромарганцю та силікокальцію в агрегатах закритого типу виробляються тільки в захисній інертній атмосфері або з добавками інертних матеріалів у кількостях, що виключають можливість вибуху.

У приміщенні приготування екзотермічних сумішей електрообладнання та вентиляція мають бути у вибухобезпечному

виконанні; палити та застосовувати відкритий вогонь забороняється. Підлога покривають матеріалами, що не утворюють іскор. Прибирання пилу повинне проводитися мокрим способом.

Змішувальні пристрої для екзотермічних матеріалів повинні виключати можливість займання суміші від тертя, удару та іскріння. Тракт подачі горючих порошків, а також пристрої, що відсікають, в трактах подачі в змішувач негорючих матеріалів необхідно виконувати з неіскрящих струмопровідних матеріалів.

Насамперед завантажують у змішувач інертні матеріали, а потім окислювачі. Після ретельного перемішування цих компонентів вводяться горючі порошки. Сушіння екзотермічних матеріалів проводиться у спеціальних сушарках, обладнаних вентиляцією.

На робочому місці допускається мати лише сухі екзотермічні матеріали у кількостях, що не перевищують потреби на одну плавку. Перевезення їх біля печей під час випуску плавки або поблизу розливних майданчиків під час розливання металу забороняється.

Кількість та порядок присадки в піч, ківш або виливницю легкозаймистих та екзотермічних матеріалів встановлюються заводськими інструкціями. Робота з такими матеріалами може проводитися лише під керівництвом відповідальної особи з числа ІТП. Усі правила безпеки під час роботи з екзотермічними сумішами мають бути викладені у спеціальній заводській інструкції.

У феросплавному виробництві особливу небезпеку становлять рудовідновлювальні печі. Звід феросплавної печі для вуглетермічних процесів повинен забезпечувати повну герметизацію підзвідного простору, так як гази, що утворюються в процесі відновлювальної плавки, містять близько 85% CO.

Для попередження вибуху через підсмоктування повітря печі повинні працювати тільки при позитивному тиску під склепінням. При виробництві, наприклад, феросиліція в тракті чистого газу міститься 80-90% CO.

3.4 Розрахунок гасіння пожежі складу твердих матеріалів, що згоряються

Визначити ємність бака з водою і необхідний напір води для гасіння складу, де зберігаються тверді вогнетривкі матеріали.

Площа приміщення S = 35м^2, висота h = 3м, діаметр отвору зрошувача d = 10мм, вільний натиск перед зрошувачами H = 20 м.

Інтенсивність зрошення водою q= 0,45л/(см^2); час роботи установки t = 60 хв. [14].

Гасіння здійснюється спринклерними зрошувачами. Для таких зрошувачів вільний тиск перед ними становить H_{min}=5 м; H_{max} = 100 м. Максимальна відстань між зрошувачами L_{max}= 2 м.

Визначимо об'єм бака $Q_б$:

$$Q_б = S \cdot q \cdot t = 35 \cdot 0,45 \cdot 3600 = 56700 \text{ л/год або } 56,7 \text{ м}^3\text{/год.}$$

Передбачаємо зберігання запасу води в одному резервуарі, не допускається витрати запасу на інші потреби.

Визначаємо витрату води Q_d через один зрошувач:

$$Q_d = k \cdot \sqrt{H}, л/с,$$

де k – коефіцієнт продуктивності зрошувача; для діаметра вихідного отвору зрошувача d = 10 мм коефіцієнт k = 0,31.

$$Q_d = 0,31 \cdot \sqrt{20} = 1,4 л/с,$$

тоді витрата води через один зрошувач протягом години становитиме

$$Q_{d\ ч.} = 1,4 \cdot 3600 = 5040 \text{ л/год або } 5,04 \text{ м}^3\text{/год.}$$

Визначаємо кількість зрошувачів n та зобразимо план розподілу їх за площею складу (рис. 3.1):

$$n = \frac{Q_б}{Q_{д.ч.}} = \frac{56,7}{5,04} = 12 шт.$$

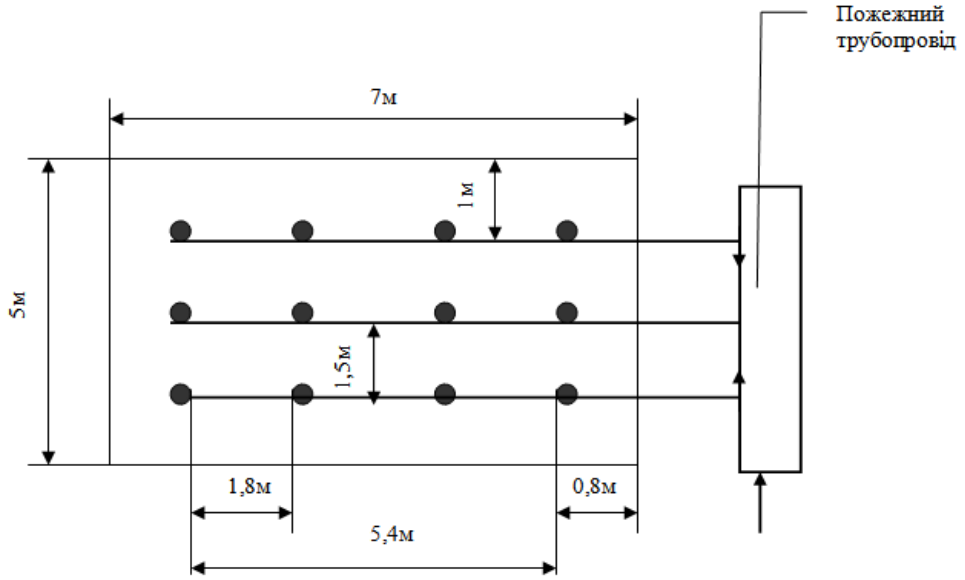


Рисунок 3.1 – План розподілу зрошувачів за площею складу феросплавного цеху

Втрати напору H_1, м, на ділянці трубопроводів, що транспортують воду:

$$H = Q^2 / B,$$

де Q – витрата води на розрахунковій ділянці трубопроводу, л/с;

B – характеристика трубопроводу, що визначається за формулою:

$$B = k_1 / l,$$

де k_1 – коефіцієнт; для транспортування води приймаємо сталеву електрозварювальну трубу з діаметром умовного проходу 125 мм та товщиною стінки 3,2 мм. Для такої труби коефіцієнт k_1= 13530;

l – довжина ділянки трубопроводу, м.

$$Q = Q_б / 3600 = 56700 / 3600 = 15,75 \text{ л/с}.$$

Приймаємо довжину трубопроводу l = 45 м.

$$B = 13530 / 45 = 300,67; \qquad H_1 = (15,75)^2 / 300,67 = 0,83 \text{ м}.$$

Необхідний напір води на установці пожежогасіння H', м буде дорівнювати:

$$H' = H + H_1 + H_2,$$

де H_2 – втрати напору на вузлах управління (клапанах), м:

$$H_2 = \zeta \cdot Q^2,$$

де ζ – коефіцієнт втрат напору у вузлі управління. Для дренчерної установки з діаметром клапана керування 125мм, спринклерним зрошувачем, $\zeta = 4 \cdot 10^{-3}$ [14];

Q – розрахункова витрата води, л/с.

Тоді

$$H_2 = 4 \cdot 10^{-3} \cdot (15,75)^2 = 1 \text{ м}; \qquad H' = 20 + 0,83 + 1 = 21,83 \text{ м}.$$

Приймаємо повний тиск води для пожежогасіння 22 м або 2,2 ат.

ВИСНОВКИ

1. У кваліфікаційній роботі розглянуто технологію виплавки феросплавів в закритій рудно-термічній печі, надано характеристику викидів закритої феросплавної печі. Основним шкідливим компонентом відхідних газів є тонкодисперсний пил.

2. Проаналізовано існуючі системи очищення газів, що відходять від печей виробництва феросплавів. Обґрунтовано очищення за такою схемою – феросплавна піч – похилий газохід – скрубер – труба Вентурі – краплеуловлювач – димотяг – димова труба. Перший ступінь очищення складається зі скрубера типу АКРП в комплексі з похилим зрошуваним газоходом. Розміри похилого газоходу: L = 10,3 м, D = 1,2 м, V = 11,64 м^3. Розміри скрубера: V = 102 м^3, D = 3,8 м, H =19,6 м. Продуктивність скрубера по газу 200 тис./м^3. Другий ступінь очищення – високонапірна труба Вентурі марки ГВПВ-0,060. Діаметр горловини 280 мм. Продуктивність 18630 – 37800 м^3/год. Краплеуловлювач типу КЦТ – 1600. Після очищення газ витягується двома димососами марки ВМ-15 в трубу заввишки 40 м. Димотяги марки ВМ-15 розташовані послідовно, з числом оборотів n = 1480 об/хв і ККД = 82 %. За такої кількості обертів кожен вентилятор створює тиск $P_в$ = 6,5 кПа. Початкова запиленість газу 4,05 г/м^3, кінцева запиленість 0,01 г/м^3. Ступінь очищення газів від пилу становить 99,7 %. Вловлений пил повертається у виробництво. Загальний опір газовідвідного тракту за результатами розрахунків – 11659 Па.

3. У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» дано характеристику ступеня безпеки технологічного процесу виробництва силікомарганцю, проаналізовано небезпечні та шкідливі фактори в цеху. Розглянуто питання виробничої санітарії, техніки безпеки, заходи пожежної безпеки. Виконали розрахунок гасіння пожежі складу твердих матеріалів феросплавного цеху, кількість зрошувачів складає 12 шт.

4 Розраховано річну виробничу програму ділянки очищення газів, капітальні та експлуатаційні витрати. Річний економічний ефект від запровадження системи очищення становив 1022,670 тис. грн, термін окупності додаткових капітальних вкладень 2,56 років.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Сучасні проблеми металургії. Наукові праці. Том 6. Прогресивні енерго- і ресурсозберігаючі технології та обладнання в електротермії феросплавів. Дніпропетровськ : Системні технології, 2003. 376 с.

2. Гаврилко С.О. Теорія і технологія сталеплавильного виробництва. Конспект лекцій для студентів ЗДІА спеціальності 7.090401 «Металургія чорних металів». Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 120 с.

3. Гаврилко С.О. Основи проєктування металургійних цехів. Конспект лекцій для студентів ЗДІА спеціальності 7.090401 «Металургія чорних металів». Запоріжжя : ЗДІА, 2006. 92 с.

4. Кушакова Н. О. Металургійний комплекс України: загальна характеристика та сучасний стан розвитку. *Науковий вісник Ужгородського національного університету*. 2019. №23. С. 162–165.

5. Самойленко Н. М., Аверченко В. І., Байрачний В. Б. Системи технологій та промислова екологія : навчальний посібник. Харків : Лідер, 2020. 212 с.

6. Павлюк Ю.С., Малишева І.В. Методичні вказівки до розрахунково графічної роботи з дисципліни «Повітродувні та насосні станції» для студентів спеціальності 7.090401 спеціалізації «Екологія та охорона навколишнього середовища». Запоріжжя, ЗДІА, 2006. 28 с.

7. Павлюк Ю.С. Методичні вказівки до розрахунку газового тракту газоочисної системи в курсових проєктах спецдисцеплін і дипломному проєктуванні для студентів денної та заочної форми навчання спеціальності 7.090409. Запоріжжя, 2002. 21с.

8. Беренда Н.В., Малишева І.В. Організація виробництва. Методичні вказівки до виконання організаційної частини дипломного проекту для студентів ЗДІА професійного напрямку «Металургія» денної та заочної форми навчання. Запоріжжя, 2006. 38с.

9. Іващенко О.В. Методичні рекомендації до виконання організаційно-економічної частини дипломного проекту для студентів ЗДІА спеціальності 7.090401. Запоріжжя, 2004. 32 с.

10. Тарасов В.К. Безпека технологічних процесів і устаткування. Запоріжжя, ЗДІА, 2008. 164с.

11. Геврик Є.О. Охорона праці: Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. К.: Ельга, Ніка-Центр, 2003. 280 с.

12. Ткачук К.Н. Филипчук В.Л., Каштанов С.Ф. Виробнича санітарія. Рівне : НУВГП, 2012. 443 с.

13. Ткачук К.Н., Халімовський М.О., Зацарний В.В. Основи охорони праці. Київ : Основа, 2006. 448 с.

14. Жидецький В. Ц., Джигирей В. С., Сторожук В. М. та ін. Практикум із охорони праці. Навчальний посібник. Львів : Афіша, 2000. 352с.