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 *«Розробка системи сухого очищення газів при виробництві корозійностійких сталей в електродугових печах»*

Виконав: студент ___*2*___ курсу, групи *8.1833-з*_____

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

спеціалізації
_____
(шифр і назва)

___*В.Ю. Кірсанов*_____
_
Керівник *доцент, к.ф.-м. н. Вагін А.В.*_____

Рецензент *доцент, к.т.н. Бєлоконь К.В.*_____
(

Запоріжжя
2024

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*__

«____» _____ 2024 року

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

_____ *Кірсанов Владислав Юрійович* _____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) *«Розробка системи сухого очищення газів при виробництві корозійностійких сталей в електродугових печах»*_____

керівник роботи_____*Вагін Андрій Вікторович*_____*к.ф.-м.н., доцент*____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від *"__"*_____ 2024 року *№* _____

2. Строк подання студентом роботи _____*06.12.2024*_____

3. Вихідні дані до роботи *розробити системи очищення відхідних газів при виробництві корозійностійких сталей в електродугових печах*_____

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)*__вступ, опис електросталеплавильного цеху, екологічні аспекти виробництва, охорона праці та техногенна безпека, організаційно-економічна частина, висновки, перелік джерел посилань.*_____

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
*презентаційний матеріал на 10 слайдах (на 10 сторінках)*_____

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1	*Вагін А.В., доцент*	
Розділ 2	*Вагін А.В., доцент*	
Розділ 3	*Вагін А.В., доцент*	
Розділ 4	*Вагін А.В., доцент*	
Нормоконтроль	*Вагін А.В., доцент*	

7. Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	*Вступ*		
2	*Розділ 1*		
3	*Розділ 2*		
4	*Розділ 3*		
5	*Розділ 4*		
6	*Презентація*		

Студент _____ *Владислав КІРСАНОВ*

Керівник роботи _____ *Андрій ВАГІН*

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ *Андрій ВАГІН*

Реферат

Кваліфікаційна робота: 97 стор., 14 табл., 5 рис., 15 джерел.

ЕЛЕКТРОДУГОВІ ПЕЧІ, ЗАПИЛЕНІСТЬ, ОЧИЩЕННЯ, РУКАВНИЙ ФІЛЬТР, ГАЗОВІДВІДНИЙ ТРАКТ, ТОНКОДИСПЕРСНИЙ ПИЛ, ДИМОВА ТРУБА.

Об'єкт дослідження – ділянка газоочищення електросталеплавильного цеху.

Предмет дослідження – система сухого очищення відхідних газів від електродугових печах при виробництві корозійностійких сталей.

Мета роботи – розробка системи очищення відхідних газів при виробництві корозійностійких сталей в електродугових печах.

У кваліфікаційній роботі розглянуто будову цеху, хімічний склад та властивості корозійностійої сталі, технологія виплавки сталі в електродуговій печі. Наведена характеристика пилогазових викидів електросталеплавильного виробництва. Запропоновано сухе очищення неорганізованих викидів від ДСВ-50: здійснюється комбінований відбір газів від четвертого отвору своду та від підкришного зонту. Для очищення газів від обох печей обрали два рукавних фільтра ФРІР-9000. Ступінь очищення газів від пилу становить 99%. Проведено аеродинамічний розрахунок газового тракту, сумарний гідравлічний опір якого склав 4104 Па. Проведено аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища цеху і дана гігієнічна характеристика трудового процесу та оцінка факторів виробничого середовища робочого місця сталевара електропечі. Розроблено схему управління цехом, розраховано кількість основних та допоміжних робітників для обслуговування однієї печі та усього цеху.

Зміст

Вступ 6
1 ОПИС ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ЦЕХУ 7
1.1 Характеристика електросталеплавильного цеху 7
1.2 Опис електродугової печі 10
1.3 Технологія виплавки корозійностійких сталей 14
Технологія виплавки сталі. 21
2 ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ВИРОБНИЦТВА 23
2.1 Утворення газових викидів і вплив на них технологічних факторів .. 23
2.2 Характеристика газів, що відходять 25
2.3 Обґрунтування обраного способу очищення газів 29
2.4 Принцип роботи рукавного фільтру 30
2.5 Аеродинамічний розрахунок газового тракту 38
2.6 Розрахунок рукавного фільтру 61
2.7 Вибір тягодуттьового обладнання 69
3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА 72
3.1 Аналіз потенційно шкідливих факторів виробничого середовища 72
3.2 Заходи щодо запобігання небезпечних та шкідливих факторів 74
3.3 Об'ємно-планувальні рішення в будівлі та споруди цеху СПЦ-2 78
3.4 Умови електробезпеки 80
3.5 Пожежна безпека 84
4 ОРГАНІЗАЦІЙНО – ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА 86
4.1 Організація виробництва 86
4.2 Розрахунок капітальних вкладів 90
4.3 Розрахунок собівартості продукції 92
4.4 Основні показники роботи цеху 92
ВИСНОВКИ 95
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ 96

Вступ

Найгострішою проблемою сучасності є захист навколишнього середовища від шкідливих викидів. Із червня 1991 року вступив у дію «Закон про охорону природи», який передбачає оплату за шкоду навколишньому середовищу, ставить завдання підвищення загальної екологічної культури, а також передбачає обов'язкові екологічні експертизи. В наш час у всьому світі електросталеплавильне виробництво знаходить все більше поширення, завдяки принципіальним перевагам у порівнянні з іншими методами плавки: можливість використання 100% завалки металевого лому та використання у якості лому високолегованих відходів; чистота джерела енергії; гнучке регулювання пічної атмосфери; можливість виплавляти практично будь-які високоякісні сталі із застосуванням дефіцитних легуючих елементів; можливість переплавляти тугоплавкі легуючі сплави; можливість виплавки високоякісної сталі з низьким вмістом шкідливих домішок та неметалевих включень.

Електросталеплавильне виробництво є відносно екологічно чистим, але гази, що відходять від печі дуже запилені. Хімічний та дисперсний склад пилу залежить від хімічного складу шихти, періоду плавки, тривалості продувки киснем та інших параметрів плавки. Найбільш небезпечними є так звані неорганізовані викиди газів через нещільності між зводом та піччю, зазори між електродами тощо. Найбільш ефективним засобом боротьби з викидами пилу і з шкідливими газоподібними компонентами, що викидаються в повітряний басейн підприємствами, є установка газоочисних апаратів, які дозволяють зменшити шкідливі викиди при одночасному зростанні обсягів та інтенсифікації промислового виробництва. Метою кваліфікаційної роботи є очищення від пилу неорганізованих викидів дугових сталеплавильних печей при виробництві корозійностійких сталей з метою зменшення антропогенного навантаження на навколишнє середовище і поліпшення умов праці на робочих місцях.

1 ОПИС ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ЦЕХУ

1.1 Характеристика електросталеплавильного цеху

У цеху передбачена виплавка корозійностійкої сталі у електродугових печах та обробка її на установці піч-ківш, що дозволяє отримати низьковуглецеву корозійностійку нержавіючу сталь високої якості.

В якості джерела живлення використовуються пічні трансформатори потужністю 35 МВА.

Основне устаткування СПЦ-2:

Шихтовий проліт

- Засіки для шихти
- Бункера для феросплавів
- Завалочні крани – 4 шт.

Пічний проліт

- Дугові сталеплавильні печі ДСП-50 – 2 шт.
- Установка для позапічної обробки сталі – піч-ківш – 1 шт.
- Печі для прокалки феросплавів – 2 шт.
- Станки для згвинчування та затиску електродів – 2 шт.
- Мостові крани – 5 шт.

Розподільчий проліт

- Установка сифонного розливання сталі – 1 шт.
- Установка для нагрівання надставок та шиберів – 1 шт.
- Мостові крани – 3 шт.

Прийнята продуктивність ЕСПЦ 210 тис. т сталі на рік. Приймаються дугові сталеплавильні печі ємністю 50 т.

У системі вантажопотоків електросталеплавильного цеху з дуговими електропечами розрізняють лінії доставки та завантаження брухту, подання та завантаження сипучих шлакоутворюючих матеріалів і феросплавів, прибирання шлаку, розливання і прибирання сталі.

Лом з шихтового відділення магнітних матеріалів або з копрового цеху залізничним транспортом подають в шихтовий проліт головного корпусу електросталеплавильного цеху і розвантажують в ямні бункера. Завантаження саморозвантажних бадей здійснюють магнітним краном. Після зважування на платформних вагах баддю візком переміщують в пічний проліт і встановлюють над піччю і при відведеному своді завалочним краном здійснюють завантаження брухту.

Шлакоутворюючі матеріали, що доставляються в цех, розвантажують у прийомні переносні бункера. Після сушіння в барабанному сушилі матеріали надходять до переносних бункерів, які потім встановлюють мостовим краном на балкон робочого майданчика. З бункера матеріал завантажують у мульду і крановою завалочною машиною (мульдозавалочним краном) подають в піч.

Подачу шлакоутворюючих матеріалів в печі здійснюють завантажувальними машинами.

Кокс і бій електродів з бункера надходять на бігуни для подрібнення і завантажуються в мульди, що встановлюються краном на балкон робочого майданчика. Після зважування на платформі-вагах матеріал подають у піч крановою завалочною машиною.

Феросплави з бункерів подають для дроблення у щокові дробарку, завантажують у мульди, зважують на вагах і задають у піч для нагріву, що розташована на балконі робочого майданчика. Всі операції обслуговує мульдомагнітний кран. Завантаження нагрітих феросплавів в електропіч здійснюється крановою завалочною машиною.

У розливальному прольоті здійснюють розливання сталі. Сталь з печі випускають у сталерозливних ківш, який розливочним краном розливають у виливниці. Отримані злитки передають у прокатні цехи.

Будівля цеху розділена на чотири основних технологічних ділянки: шихтовий проліт, пічний, розливний, допоміжний. У шихтовому прольоті здійснюють зберігання та підготовку плавильних матеріалів. Сипучі матеріали розвантажують з вагонів у переносні бункера, встановлені в

бункерній ямі з естакадою для залізничного шляху. Лом і чушковий чавун розвантажують мостовими кранами з підвісними електромагнітами і зберігають у поглиблених засіках. Феросплави, кокс і бій електродів поміщають в наземних бункерах з огороджувальними стінками. Крім того, передбачені засіки для магнезитового порошку і плавикового шпату. Під балконом робочого майданчика розташовані бігуни для помелу коксу і щокова дробарка для подрібнення феросплавів.

Для просушування сипучих матеріалів встановлено сушильний барабан. Проліт обслуговується двома мостовими мульди-магнітними кранами вантажопідйомністю 30/15 т з траверсами для перенесення шихтових бункерів і іншими змінними вантажозахоплювальними пристроями - грейферами, електромагнітами для наповнення металевої шихтою завантажувальних бадей.

Для передачі завантажених бадей з шихтового прольоту в пічний і повернення порожніх служать два самохідні електрифіковані візки, що переміщаються по поперечних рейкових шляхах. Завантажені бадді зважують разом з візками на вагах залізничного типу вантажопідйомністю 150 т. Так як візки з навантаженими баддями переміщують під робочий майданчик, то для їх підйому мостовим краном в підлозі робочого майданчика передбачений отвір.

Феросплави транспортують в мульдах і подають на балкон робочого майданчика кранами шихтового прольоту з мульдовими захопленнями; підняті мульди встановлюють на стелажі і зважують на вагах, розташованих у шихтовому і пічному прольотах. Безпосередньо перед завантаженням у піч феросплави підігрівають разом з мульдами у спеціальній нагрівальній печі, розташованій на робочому майданчику.

Сипучі матеріали - вапно, залізну руду і магнезитовий порошок подають мостовими кранами з шихтового прольоту в пічний в переносних бункерах, які встановлюють на робочій площадці на стенди. Бункери об'ємом 10м^3 кожний забезпечені секторними затворами з приводом від

пневмоциліндрів, які гнучкими шлангами підключають до магістралі стиснутого повітря. Управління затворами здійснюють розподільниками. Сипучі матеріали видають з бункерів в мульди, які потім подають і прибирають крановою завалочною машиною.

Лом завантажують у піч наступним чином. Завантажувальну баддю знімають з передавального візка мостовим завалочні краном і транспортують до електропечі. Свод печі повертають, відкриваючи її робочий простір, і розвантажують баддю над піччю через днище. Феросплави завантажують у піч крановою завалочною машиною.

Шлакоформуючі подають в піч спеціальною машиною. Шлаки викачують з електропечі через робоче вікно в шлаковий ківш, встановлений під піччю на візку, який по заповненні ковша передають до розливного прольоту лебідкою.

Сталь випускають в ковші, розливають у звичайні виливниці, розташовані на спеціальних майданчиках. Для проведення ремонтних і підготовчих робіт служать ями для вибивки та піч для сушіння сводів, пристрій для зрощування електродів, яма для ремонту та пристрої для сушіння сталерозливних ковшів. Кожна з електропечей обслуговується своєю електропідстанцією [1, 2].

1.2 Опис електродугової печі

Дугова сталеплавильна піч являє собою складний з точки зору явища та експлуатації агрегат, оснащений великою кількістю вузлів і механізмів, основними з яких є наступні:

кожух (корпус) печі і своду;

опорна конструкція - люлька для установки кожуха;

механізм нахилу печі для зливу металу і скачування шлаку (шарнірно пов'язаний з люлькою);

механізм підйому і відвороту своду для завантаження шихти (встановлюється на колисці або окремому фундаменті);

портал і шахта;

механізми переміщення електродів;

коротка мережа (вторинне струмопідведення) для передачі струму від виводів вторинних обмоток трансформатора до робочих кінців електродів;

система відбору та очищення газів [3].

Крім того, ДСП може бути обладнана деякими додатковими вузлами і механізмами (для електромагнітного перемішування рідкого металу, обертання ванни навколо вертикальної осі, продувки ванни киснем, вимірювання температури і взяття проби і т.д.), призначеними для полегшення праці сталеварів. Трудомісткі операції, такі як заправка печі, завалка шихти, завантаження шлакоутворюючих і легуючих добавок, подача в піч газоподібного кисню, механізовані. Всі ДСП обладнані регуляторами електричного режиму, які підтримують задане співвідношення між струмом і напругою дуги або опір дугового проміжку.

Усередині корпусу печі, утвореного сферичним днищем, стіновими водоохолоджуваними панелями і водоохолоджуваним сводом, розташовується футеровка, утворюючи робочий простір печі, частину якого займає ванна. Корпус печі виконується каркасним з кільцевих балок, з'єднаних стійками, до яких кріпляться водоохолоджувальні панелі бічних стін. До корпусу примикає зливний носок, через який зливають метал з печі у ківш, встановлений на сталевозі. У ДСП з повністю цегляної футеровкою корпус виготовляють зварним з котельні сталі, товщина якої складає приблизно 1/200 від діаметру робочого простору печі. Для спостереження за плавкою, взяття проб і подачі в піч шлакоутворюючих і легуючих добавок у корпусі печі є робоче вікно. Ширина отвору робочого вікна складає 0,2-0,3 діаметру ванни на рівні укосів, а висота 0,75-0,80 його ширини.

Корпус печі встановлюють на хитаючійся колисці, яка перекочується по фундаментній балці, жорстко скріпленої з фундаментом.

Водоохолоджуваний свід, верхня частина бічних стін виконані трубчастими. На колисці крім корпусу, встановлюють також портал, до якого кріплять металоконструкції та механізми, пов'язані з подачею електроенергії до електродів, вертикальним (вгору і вниз) переміщенням електродів з допомогою гідравлічного приводу. На колисці печі також розміщується механізм підйому зведення і його відвороту у бік зливного носку для розкриття робочого простору перед загрузкою в піч шихти.

Портал печі, що складається з вертикальної шахти, разом з жорстко прикріпленим до нього під кутом 90 ° полупорталом і підвішеним до нього сводом повертається на кут 100-120 ° спеціальним механізмом.

Люлька разом з корпусом печі і порталом нахиляється в бік зливу металу в ківш на кут 45 ° і в бік робочого вікна для скачування шлаку на кут 10°. Нахил печі здійснюється механізмом з гідравлічним приводом. Обмеження нахилу в бік зливу металу забезпечується фіксатором. Піч забезпечена насосно-акумуляторної станцією.

Сучасні ДСП будуються в нашій країні і за кордоном тільки з механізованою завалкою шихти, що завантажується зверху цебром за один-два, а іноді й три прийоми. що забезпечує наступні переваги: можливість завантажувати скрап практично у всьому обсязі робочого простору, раціонально розмішати великогабаритний брухт у зоні дії електричних дуг, дещо збільшити час проплавлення шихти в режимі "закритого горіння дуг", механізувати заправку подини і укосів сипучими вогнетривкими матеріалами, скоротити період простою печі після випуску попередньої плавки. ДСП з відворотним сводом займає найменше місце в цеху і має меншу масу металоконструкції (наприклад, в порівнянні з печами, обладнаними механізмом відкату корпусу).

Струм до графітованих електродів підводиться за допомогою трьох електродотримачей. Кожен електродотримач складається з голівки, рукава, механізму затиску електрода, на електродотримачі кріпиться

струмопідведення, виконаний з мідних шин або мідних водоохолоджуваних труб.

Переміщення електродів вгору і вниз, необхідне для регулювання вводимої в піч потужності та підтримання її на заданому рівні, здійснюється спеціальними механізмами. За типом приводу механізми переміщення електродів поділяються на електромеханічні та гідравлічні. Гідравлічні механізми безінерційні і не запізнюються, можуть швидко і плавно змінювати швидкість переміщення електродів (2 - 6 м/хв), компактні в конструктивному відношенні. Проте ці механізми в порівнянні з електромеханічними вимагають ретельного догляду і частих профілактичних оглядів у процесі експлуатації, оскільки існує небезпека частих протіканнь гідравлічної рідини. Крім того, при використанні гідравлічних механізмів потрібно поруч з піччю мати у своєму розпорядженні спеціальну маслонапорну станцію. У цілому переваги гідравліки більш вагомі, ніж її недоліки. Це і стало причиною широкого використання гідравлічних приводів не тільки для механізму переміщення електродів, але і для інших механізмів ДСП, таких як нахилу печі, підйому і відвороту зводу. Усі вітчизняні ДСП випускають в основному з гідравлічними приводами переміщення різних механізмів печі. На вітчизняних печах останніх конструкцій гідравлічний механізм підйому одворота свода встановлюють на самостійному фундаменті.

ДСП має ряд вузлів, що охолоджуються водою: арка і дверцята робочого вікна, сводове кільце, ущільнювачі електродних отворів (економайзери), струмоведучі труби, головки й рукави електродотримачей. З метою економії вогнетривів і підвищення стійкості футеровки значного застосування отримують водоохолоджувальні своди і бічні стіни. Відходять гази з печі для подальшої їх очищення і викиду в атмосферу на вітчизняних ДСП відбирають через спеціальний отвір у своді за допомогою водоохолоджуємого патрубка. Цей патрубок, встановлений на своді, через зазор 50-80 мм зчленовується з горизонтальним стаціонарним патрубком

системи відбору та очищення газів, що відходять. Така конструкція забезпечує роз'єднання стаціонарно встановленого поруч з піччю газового тракту під час нахилу печі і відведення зводу.[4]

Крім перерахованих, ДСП обладнуються механізмом підйому та опускання дверцята робочого вікна, механізмом для подачі в піч за допомогою вертикальної фурми газоподібного кисню, паливно-кисневими пальниками (ТКГ) з відповідними механізмами їх введення в піч, пристроєм для електромагнітного перемішування металу (УЕМП), розташованим на відстані 50-100 мм від днища печі. УЕМП встановлюється на деяких вітчизняних дугових сталеплавильних печах місткістю 25 т і вище [5].

1.3 Технологія виплавки корозійностійких сталей

Для успішного розвитку сучасної техніки, авіації, атомної енергетики, хімічної, нафтової та харчової промисловості потрібна велика кількість листа, труб, лопатки парових турбін, клапани, болти і т. д., які за умовами експлуатації устаткування часто повинні комплексно володіти високим рівнем таких властивостей , як корозійна стійкість в атмосфері повітря, перегрітого пара, в слабкокислих і лужних розчинах, міцність, зносостійкість, втомна міцність, жароміцних.

Корозійностійка (нержавіюча) сталь відрізняється стійкістю проти електрохімічної корозії (атмосферної, ґрунтової, лужної, кислотної, сольової, морської).

Нержавіюча сталь застосовується для виготовлення валів, дисків, лопаток компресорів і газових турбін, робочих коліс перекачувальних насосів, кріплення, болтів і труб.

Вироби з нержавіючої сталі призначені для роботи в агресивних середовищах при звичайних або високих температурах, тому основними вимогами, які ставляться до нержавіючої сталі, є корозійна стійкість (здатність протистояти впливу агресивного середовища при звичайній

температурі), а також жаростійкість (опір впливу газового середовища або пара високих температур). Жаростійка сталь, як правило, має бути й жароміцною, тобто протистояти при високій температурі протягом проміжку часу руйнування і повзучості [1].

Головний вплив, який чинять легуючі елементи на сталь, полягає у значному підвищенні її корозійної стійкості, механічних властивостей, головним чином межі міцності, межі текучості, твердості і в ряді випадків відносного звуження і ударної в'язкості. Особливо сприятливі результати виходять при легуванні сталі двома, трьома, а іноді великим числом легуючих елементів.

В якості легуючих в нержавіючих сталях застосовують хром, нікель, марганець, кремній.

Легуючі елементи вводять в сталь у вигляді сплавів з залізом (наприклад, ферохром, феромарганець, феросиліцій) або з залізом і іншим яким-небудь елементом (наприклад, феросілікохром), або у вигляді одного елемента (нікель, металевий хром, металевий марганець).

Хром - основний легуючий елемент для одержання сталі з особливими хімічними властивостями. Тому ферохром при виплавці нержавіючих сталей є однією з головних легуючих добавок. У ряді випадків застосовують металевий хром. У даному випадку застосовуємо саме металевий хром, тому що до сталі 12Х13 висуваються вимоги по низькому вмісту Si та Mn, що не задовольняються при застосуванні ферохрому.

Алюміній для остаточного розкислення вводять у метал за 2-3 хв. до випуску. Шматки алюмінію на шомпол занурюють як можна глибше в метал і витримують там у спокійному стані до повного розчинення.

Розкислювання сталі алюмінієм можна здійснювати і в ковші. У цьому випадку шматки алюмінію з отворами по центру насаджують на шомполи діаметром 25 мм. Шомполи з алюмінієм до випуску плавки закріпляють на борту так, щоб нижній шматок був на відстані не більше 0,5 м від дна ковша.

Алюміній застосовують для остаточного розкислення металу майже всіх марок, крім легованих титаном. Для розкислення сталей зазвичай застосовують алюміній, що містить до 8% домішок, а для легування-алюміній, що містить не менше 98% А1.

Сірка викликає червоноламкість сталі, знижує механічні властивості, збільшує схильність до іржавіння та стирання, знижує здатність сталі до глибокої витяжці (штампуванні). Фосфор викликає тріщини сталі, але також підвищує корозійну стійкість сталі.[6]

В даний час нержавіючу сталь марки 12Х13 виплавляють головним чином в електродугових печах з основною футеровкою.

При виплавці в дугових печах використовують різні методи:

Виплавка нержавіючої сталі методом повного окислення. Початковий технологічний процес виплавки сталі 12Х13 був аналогічний процесу плавок інших легованих марок сталей. Він передбачав проведення повного окислення домішок і рафінування ванни під білим шлаком. Основні положення цієї технології були розроблені в довоєнний час для плавки сталі в невеликих печах (5-6-т). Шихту становили з чистого вуглецевого лому, нікелю і передільного чавуну з розрахунку отримання в першій пробі 0,7 - 0,8% С, 0,6-0,7% Mn і 13,0-14,0% Ni. Окислювальний період проводили до отримання в металі не більше 0,04-0,05%, після чого шлак начисто скачували. Зміст марганцю в процесі кипіння ванни підтримувався не менше 0,20% систематичними присадками феромарганцю. Загальна тривалість окислювального періоду становила близько 2 год.

Після скачування шлаку давали металевий марганець, сухий річковий пісок для утворення під електродами тонкої плівки шлаку для оберігання металу від навуглецювання, а потім вапно і плавиковий шпат. Через 8-10 хв. від включення печі давали близько 1 кг / т А1, після 30-40 хв. рідкорухливий шлак розкислення 75%-ним феросиліцію до отримання металу. Кокс в період рафінування безвуглецевим ферохромом марки ФГ 005 в кілька прийомів в добре нагрітий метал. Розплавлення ферохрому тривало 1,5-2 ч. Після

розплавлення ферохрому продовжували розкислювання ванни меленим феросиліцієм до отримання світлого розсипаючегося в порошок шлаку.

Основним недоліком цього методу була необхідність сильного нагрівання металу перед присадкою ферохрому, а потім тривале плавлення його і знову нагрівання ванни до необхідної при випуску температури. Це призводило до сильного зносу футеровки печі і особливо своду, який у той час викладався тільки з динасові цегли і на плавці сильно оплавляється.

Розплавлення своду позначалося на шлаках, вони становилися кислими, що вимагало великих присадок вапна. Утворювалася велика кількість шлаку, що в свою чергу затягувало розплавлення ферохрому і розладнало нормальний хід рафінування.

Надмірно велика кількість присадки під час рафінування вапна сприяло поглиненні металом водню. У результаті сталь виходила насиченою газом, злитки були свіщеватими і не завжди могли бути придатними для подальшого переділу; були випадки, коли на плавці відбувалося проїдання металом подини або укосів і піч аварійно виходила з ладу. Внаслідок цих недоліків виплавка сталі 12Х13 (з 1962 р 12Х13 за ГОСТом 5632-61) з повним окисленням не знайшла широкого розповсюдження [2].

Виплавка нержавіючої сталі методом часткового окислення. Бажання уникнути тривалого періоду окислення призвело до розробки методу часткового окислення. Сутність методу полягає у виготовленні низьковуглецевого м'якого заліза в самій електропечі в процесі плавки. Для цього в якості шихти використовували нізковуглецеве залізо, що містить 0,10-0,15% С.

Завалку починали із завантаженням на подину вапна (1,5-2% від маси шихти), поверх якої завалювали нікель і шихтове вуглецеве залізо.

За 15-20 хв. до повного розплавлення давали порцію залізної руди (1,5-2% від маси шихти) і відбирають пробу металу на вуглець. Після повного розплавлення давали ще одну-дві порції руди в залежності від вмісту вуглецю. По досягненні змісту 0,03-0,04% С окислювальний шлак скачували

начисто. Далі плавку вели під глиноземистим або вапняним шлаком. Вибір характеру шлаку залежав від вмісту сірки у вихідній шихті і від вимог до вмісту сірки у готовій сталі. Метал розкислюють 75%- ним феросиліцієм через 25-30 хвилин від початку рафінування. У добре нагрітий і розкислений метал давали підігрітим до 800-900°С ферохром марки ФХ005 в два-три прийоми. Через 1-1,5 год. від кінця дачі ферохрому при досягненні потрібної температури скачували близько 75% шлаку. Середня тривалість плавки становила 6 годин.

Метод часткового окислення давав можливість отримувати нержавіючу сталь в 95% всіх плавок зі змістом вуглецю в готовому металі не вище 0,12%. Метал виходив цілком задовільної якості. Угар хрому був мінімальним і становив усього 2-4%.

Протягом приблизно двох років метод часткового окислення був основним методом виробництва нержавіючої сталі. Були виконані сотні плавок. Спочатку метод не піддавався змінам і освоювався таким, яким він був розроблений при проведенні досвідчених плавок. Через деякий час в викладену вище технологію були внесені зміни: 1) велика частина м'якого заліза була замінена відходами хромонікелевих сталей з низьким вмістом вуглецю; 2) маса плавки була підвищена; 3) після скачування окисного шлаку в метал додавали 10-12% нагрітих до красна відходів сталі 12Х13 для економії легуючих матеріалів.[7]

Виплавка нержавіючої сталі методом сплавлення. Метод сплавлення був розроблений в 1947-1948 рр.. Він був одним з варіантів, що дозволяють виплавляти нержавіючу сталь у великих 30-т електропечах. Головною відзнакою його було те, що в якості основного шихтового матеріалу використовували попередньо виплавлене в електропечах і прокатане на блюми м'яке залізо, яке містить не більше 0,05%С; 0,010% Р і 0,020% S.

При організації виплавки нержавіючої сталі методом сплавлення були випробувані три варіанти завалки і розплавлення. Перехід від одного

варіанта до одного зумовлювався величиною одержуваних при розплавленні змістів вуглецю.

У першому варіанті розміщення матеріалів було таке: на подину печі давали вапно і плавиковий шпат, потім у центр печі завалювали мульди нікель і м'яке залізо; по косяків укладали ферохром марки ФХ006. У першій же плавці зміст вуглецю за розплавленні всієї шихти виявилося 0,19% при повторній 0,07%. Зростання вмісту вуглецю можна пояснити навуглецюючим впливом електродів, якість яких у той час було ще низьким.

Для усунення цього явища було вирішено дати в завалку хромисту руду, а під час плавлення присаджувати невеликими порціями залізну руду. Завалку в цьому варіанті мали у своєму розпорядженні так: на подину давали 400-500 кг вапна, 200 - 250 кг плавикового шпату і 100 кг кварцового піску. Потім завалювали нікель, а на нього 400 кг хромистої руди. Під час розплавлення в утворені колодязі під електроди давали порціями по 7-15 кг залізну руду в кількості 600-700 кг на плавку. У плавках, виплавлених за цим методом, вміст вуглецю за розплавленні виходило 0,11-0,12%. Цей вміст вуглецю вдавалося втримати до випуску металу з печі. Проте у ході плавок було встановлено, що хромиста руда грає незначну роль в окисненні вуглецю ванни і зберіганні в ній хрому.

Перехід хромистої руди в шлак за розплавленні ванни приводив до високого вмісту оксидів хрому в ньому, що сильно ускладнювало ведення плавки. Тому в подальшому був застосований третій варіант, що укладався в тому, що і в завалку, і в період розплавлення давали залізну руду. Порядок завалки шихтових матеріалів був наступним: на подину давали 400 кг вапна, 200 кг плавикового шпату, 100 кг кварцового піску. Потім завалювали весь нікель, поверх якого завантажували 4-5 т м'якого заліза. Далі присаджували залізну руду в кількості 1500 кг під кожен електрод по одній мульді. Поверх руди завантажували решту м'якого заліза, а по косяків укладали ферохром марки ФХ004.

Цей метод забезпечив отримання сталі з вмістом вуглецю до 0,12% в

89% плавок. З огляду на те що в завалки і під час плавлення давали залізну руду, значно підвищився угар хрому, який коливався в межах 15 - 20%, а на деяких плавках доходив до 24%. Розкислювання шлаку меленим феросиліцієм дещо зменшувало угар, та все ж він залишався високим. Це є однією з причин того, що від методу сплавлення перейшли до іншого, більш економічного.

Таким чином, метод сплавлення по третьому варіанту на певному етапі освоєння виплавки нержавіючої сталі дозволив одержати метал з необхідним вмістом вуглецю і задовільної якості. Середня тривалість плавки - 6 год. 40хв. [3].

Виплавка нержавіючої сталі методом змішування. Сутність цього методу полягає в тому, що в одній електропечі виплавляють м'яке залізо з нікелем, а в іншій сплавляють відходи нержавіючої сталі 12Х13 або при їх відсутності м'яке залізо з ферохромом. Потім обидві плавки змішують в одному ковші.

Технологія цього методу була розроблена і здійснюватися організованого на уральському заводі. Електропечі, виплавляють рівні частини плавки, були умовно названі А і Б. У печі А виплавляли хромисту частина плавки, а в печі Б нікелеву. При розрахунку враховували угар хрому 5%, титану 50%; засвоюємість нікелю брали 97%. Завалка в печах А і Б становила 14-15 т.

Після доведення шлаку метал розкисляли порошком 75%-ного феросиліцію до спокійної проби стаканчику. Далі брали проби на хімічний аналіз і 1й здійснювали ретельне відповідне коригування.

При збігу фактичного вмісту елементів з розрахунковим плавку готували до випуску. Першою випускали в ківш плавку з печі А, а на неї плавку з печі Б. Такий порядок випуску плавок гарантував належне змішування металу і його однорідність. Слід відзначити, що в період освоєння цієї технології були труднощі з забезпеченням в готовому металі необхідності змісту вуглецю.

Проаналізувавши відомі способи виплавки нержавіючої сталі марки 12Х13, відзначимо, що кожний розглянутий спосіб має як переваги, так і недоліки. Найбільш доцільно проводити виплавку нержавіючої сталі марки 12Х13 в електродуговій печі методом часткового окислення. Цей спосіб добре зарекомендував себе, як простий у організації технології виробництва зданої марки сталі і, порівняно, дешевий [3].

Технологія виплавки сталі.

Виплавка нержавіючих сталей виробляється, як правило, в спеціальних електропечах тільки при задовільному стані подини, укосів і своду, тобто за відсутності випуклостей або нерівностей подини і укосів, залишків шлаку в печі. Свод повинен мати ущільнення у вигляді економайзерів або інших пристроїв і не мати додаткових отворів, не передбачених технологією виплавки металу.

Чавун - 10%. Присадка чавуну проводитися тільки в завалку. Сталевий брухт - 90%.

Плавлення шихти проводиться відповідно до затвердженого електричним режимом і плановим витратою електроенергії в період плавлення. Після розплавлення, хімічний склад шихти приймає наступний вигляд: [C] = 0,56%, [Mn] = 0,325%, [Si] = 0,46% , [S] = 0,026%, [P] = 0,063%.

Після повного розплавлення в піч вводиться порціями залізна руда і вапно. При цьому в окислювальний період вноситися 64,1 кг/т залізної руди і 35,85 кг/т вапна. За рахунок залізної руди відбувається окислення розплаву, щодо внесення в розплав першої порції залізної руди вважається початок окисного періоду. Залізна руда і вапно вносяться у ванну таким чином, що б забезпечити рівномірне та інтенсивне кипіння ванни без викиду металу і шлаку. При цьому температуру розплаву необхідно підвищувати. У період «кипу» шлак повинен бути пінистим, рідкорухливим і самопливом витікати через робоче вікно печі. Протягом окисного періоду окислюється C - 0,476%. Mn - 0,244%. Si - 0,46% - практично повністю, P - 0,05%, S - 0,007 вміст

фосфору в кінці окисного періоду не повинно перевищувати зміст його в марці сталі з урахуванням внесення фосфору вноситься феросплавами в окислювальний період.

Після введення останньої порції залізної руди ванна витримується до початку скачування окисного шлаку близько 10 хвилин, після чого проводиться вимірювання температури розплаву, при цьому хімічний склад розплаву приймає наступний вигляд: [C] = 0,084%, [Mn] = 0,081%, [Si] = 0,00% - сліди, [S] = 0,02%, [P] = 0,013%.

Потім скачується шлак окисного періоду до 90%, до появи дзеркала металу, при цьому метал повинен бути нагрітий на 10-20°С вище температури випуску металу з печі. Вся тривалість окисного періоду становить близько 40 - 60 хвилин.

Відновлювальний період. Здійснюється розкислювання металу. У добре розкислений метал вводиться хром металевий.

Після розкислення металу наводиться рафінувальний шлак з плавикового шпату 3,83 кг/т, вапна 13,52 кг/т та шамотного бою 5,63 кг/т.

Після розплавлення шлакоутворюючої суміші розплав перемішується протягом 5 - 7 хв.

Легування здійснюється металевим хромом у кількості 151,25 кг/т сталі.

Перед випуском металу з печі береться проба на хімічний аналіз:

C - 0,31%	Mn - 0,07%
Si - 0,026%	Cr - 13%
S - 0,008%	P - 0,015%

Тривалість періоду рафінування сталі в печі складає від 50 до 90 хв. Остаточне розкислювання металу проводиться алюмінієм безпосередньо перед випуском присадкою його в піч у розмірі 0,7 - 1,5 кг/т, або в ківш перед випуском плавки.

При випуску сталі застосовується ошлакований ківш, метал розливається, як правило, сифонним способом у виливниці.

2 ЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ВИРОБНИЦТВА

2.1 Утворення газових викидів і вплив на них технологічних факторів

Розглядаючи механізм утворення пилогазових викидів в дугових електросталеплавильних печах, необхідно відзначити два основних фактори, що обумовлюють відмітні особливості утворення цих викидів. Перший фактор характерний для періоду розплавлювання, коли під дією електричної дуги у відносно невеликому обсязі виділяється велика кількість теплової енергії, під дією якої відбувається плавлення шихти. У цей період в основному переважають електричні явища в локальних зонах, які призводять до утворення пилогазових викидів у вигляді продуктів електричної ерозії шихти і електродів.

Другий чинник, характерний для окисного періоду та рафінування, пов'язаний з протіканням складних фізико-хімічних реакцій, у результаті яких з розплавленого металу видаляються шкідливі домішки. У цей період переважають чисто металургійні процеси, які призводять до утворення пилогазових викидів, як в локальних зонах, так і по всій поверхні рідкого металу. Електричні явища носять допоміжний характер (для підтримки необхідної температури металу), хоча також приводять до утворення пилогазових викидів, але у відносно малих кількостях.

Виплавка сталі в дугових електропечах супроводжується інтенсивним утворенням газів із значним вмістом в них пилу. Це характерно для періодів плавки і, особливо для плавлення шихти і окислення. Причому кількість пилогазових викидів практично прямо пропорційна інтенсивності протікання температурних і фізико-хімічних процесів у ванні і робочому просторі печі.

У період заправки відбувається винос дрібних фракцій магнезитового та доломітового порошків у вигляді пилу. Заправка проводиться в мінімально короткий час, щоб уникнути надмірного охолодження футеровки, тому кількість викидів пилу в цей період незначна.

У період завантаження шихти в піч, відразу ж після зіткнення з гарячою подиною і стінками, горючі мінерали, що містяться в шихті, запалюються, утворюючи дим. Оскільки робочий простір відкрито, то дим виділяється в атмосферу цеху. Кількість диму, що виділяється залежить від вмісту мінеральних речовин в шихті. Пікові виділення в цей період незначні, так як спалах масел відбувається при незначних температурах, а сухий пил в шихті практично відсутній. За часом цей період незначний.

Пиловиділення в період розплавлення дуже нестабільний і залежить від багатьох технологічних і випадкових чинників. До технологічних факторів належать: сила струму та напруга, що подаються на піч, спосіб інтенсифікації плавлення, густину шихти, марка сталі, що виплавляється та інше. Випадкові фактори - це непередбачені обвали шихти при нерівномірному її плавленні, коротке замикання між шихтою і електродами, поломки електродів та інше.

Виділення бурого диму при розплавленні свідчить про виділення оксидів металів, що випаровуються. Причому в початковий період пиловиділення максимальне, а до кінця розплавлення зменшується. Це пояснюється тим, що в початковий період розплавлення дуги відкриті, а до кінця, коли на поверхні металу вже є шар шлаку, вони прикриті.

Випаровування металів відбувається в обмеженій локальній зоні дуг, де температура їх набагато вище температури випаровування металів. За даними багатьох досліджень кількість металу, що випарувався в період розплавлення складає 2-3% від маси завантаженої шихти [5].

Газовиділення в період розплавлення невелике, що пояснюється малою швидкістю окислення вуглецю у ванні печі. В основному виділення окису вуглецю відбувається в зоні дуги, де температура металу максимальна. При застосуванні промасленої шихти газоутворення може бути значним, особливо при обвалах. Кількість газових викидів в цей момент може відрізнятися від максимального, характерного для періоду продувки, на 20% [6].

У окислювальний період плавки пилогазові викиди найбільші (із печі йде густий бурий дим). Це пояснюється тим, що в цей період відбувається

максимальне зневуглецювання з виділенням великої кількості окису вуглецю і тепла. Температура металу в реакційній зоні значно перевищує температуру випаровування металів, що й обумовлює наявність пилу в газах, що відходять.

Відносно пилогазових викидів відновний період характеризується незначною їх кількістю. В основному виділяється в невеликій кількості окис вуглецю з малим вмістом пилу. Це пояснюється більш спокійним перебігом технологічних процесів при помірних температурах.

Як видно, при виплавці електросталі основним елементом, який утворює газову фазу в складі технологічних викидів, є окис вуглецю. Пилові викиди утворюються, головним чином, за рахунок випаровування металів, що входять до складу шихти, і різних шлакоутворюючих і легуючих добавок. Газову фазу можуть доповнювати окис азоту, водень і ціанисті сполуки, які утворюються в результаті високотемпературних реакцій і дисоціації відповідних елементів, складових повітря і вологи, що вноситься в піч з шихтовими матеріалами.

Розмір частинок пилу в значній мірі залежить від умов кристалізації парів елементів ванни, що випарувалися. Так під час розплавлення і кипіння, коли робоче вікно відкрито і в піч підсмоктується повітря, що викликає різке охолодження парів, утворюється переважно дрібнодисперсний пил (90% часток розміром менше 10 мкм) [5]. У період доведення кількість великих часток зростає (15% часток розміром більше 40 мкм) [6], тому що в цей період піч максимально герметизується і створюються більш сприятливі умови для коагуляції пилу за рахунок дифузії.

2.2 Характеристика газів, що відходять

Загальна кількість газів, що утворюються та їх хімічний склад значно коливаються від плавки до плавки, і залежать від електричного режиму плавки, способу її інтенсифікації, характеристики вихідної шихти, марки сталі, що виплавляється. Кількість газів, що відходять на 1т садки за даними різних авторів коливається від 350 до 450 $м^3$/т сталі [5].

Одним з найбільш потужних джерел забруднення атмосфери взвішеними речовинами, на ВАТ Дніпроспецсталь є сталеплавильні цехи. Виділення пилу відбувається внаслідок фізико-хімічних процесів, що відбуваються при виплавці сталі в дугових електропечах.

У процесі плавки в електропечі виділяється значна кількість насичених пилом газів. Джерелом утворення пилу служить забруднена шихта, дрібнозернисті добавки, футеровки, шлаки, сконденсовані пари металів та ін

Особливо високе пиловиділення відбувається при кисневому дутті, так як у локальній зоні підвищується температура і енергійно випаровується залізо, причому утворюється переважна кількість частинок пилу розміром менше 0,2 мкм, при інтенсифікації процесу плавки, винос пилу збільшується в 5-12 разів.

Висока дисперсність пилу визначає її фізико-хімічну активність.

Істинна питома вага пилу визначена за допомогою пікнометра. Помітні розбіжності між значеннями істинних питомих ваг пилу в залежності від місця відбору пилу, (від 1,490-1,870 до 3,751 г/см^3) обумовлені, прийнятої схемою відсмоктування у зонт, при якій пил, що виділяється з газовим потоком піддається сепарації. Найбільш важкі частки пилу зі швидкостями витання менше 0,7-0,85 м/с відділяються від загальної маси і осідають на обладнанні і будівельних конструкціях цеху.

Хімічний склад пилу, що міститься в технологічних газах при виплавці різних марок спецсталей представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад пилу, що міститься в технологічних газах при виплавці сталі

Хімічна формула	CaO	MgO	SiO_2	V	Cr_2O_3	MnO	Fe общ.	Cu	Ni	Al	Zn
%- склад	4,3	0,32	4,5	0,009	9,4	4,5	61,1	0,03	4,9	0,42	0,03

Дисперсний склад пилу, що міститься в технологічних газах при виплавці сталей, представлений в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Дисперсний склад пилу, що міститься в технологічних газах при виплавці сталі

Фракційний склад пилу, %	Менш 2мкм	3-5 мкм	6-9 мкм	10-14 мкм	Більш 15 мкм
%- склад	62	31	7	-	-

Технологічні гази, об'ємом 75-85 тис. $м^3$/год, що відбираються від печей по системі газоходів надходять на рукавний фільтр.

Основною проблемою ЕСПЦ є так звані, неорганізовані або ліхтарні викиди пилу, що виділяються через нещільність своду, електродні отвори, пісочні затвори та ін.. Для локалізації таких викидів вирішено використовувати накатний зонт. Це дозволяє при мінімальних витратах отримати максимальний ефект, так як такий тип зонту може бути встановлений максимально близько до джерела пиловиділення – своду печі та не заважає роботі допоміжного обладнання, наприклад кранів. Зонт забезпечує повне уловлювання викидів, що виділяються крізь фурмений та електродні отвори в усі періоди плавки.

У даному випадку застосовується комбінована схема відбору газів. Згідно цієї схеми технологічні гази та неорганізовані викиди,що вловлюються зонтом, об’єднуються та далі поступають на газоочисную установку. Об’єм газів, що відходять при такій схемі складає 540 тис $м^3$/ч від однієї печі.

У якості газоочисної установки приймаємо рукавний фільтр з імпульсною регенерацією.

Тканинні фільтри володіють наступними перевагами в порівнянні з іншими газоочисними апаратами:

1) більш високим ступенем очищення газів від взвішених часток, ніж у газоочисних апаратах інших типів; фільтри здатні забезпечити практично повне уловлювання частинок всіх розмірів, включаючи субмікронних;

2) універсальністю (здатністю вловлювати тверді частинки в сухому вигляді і рідкі частинки з туманів);

3) можливістю уловлювання частинок при будь-якому тиску газів (атмосферному, а також вище і нижче атмосферного);

4) високим ступенем очищення при малих концентраціях зважених часток у очищаються газах (частки міліграмів на 1м^3 очищаються газів);

5) можливістю очищення газів, нагрітих до високої температури (в залежності від матеріалу фільтра);

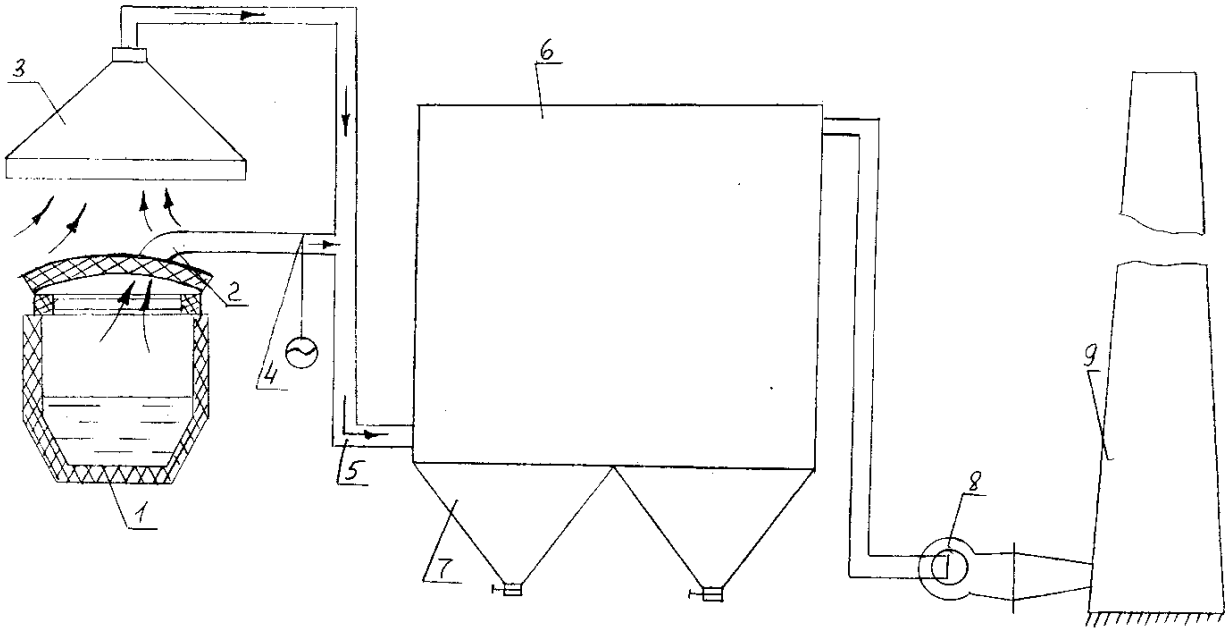
6) використанням хімічно стійких матеріалів;

7) можливістю повної автоматизації процесу очищення газів;

8) стабільністю процесу очищення і меншою залежністю від зміни фізико-хімічних властивостей уловлюваних частинок і витрати газів;

9) простотою експлуатації.

Схема очищення газів дугових електропечей в рукавному фільтрі представлена на рис. 2.1.



1 - піч; 2 - отвір у своді; 3 - зонт; 4 - вибуховий клапан; 5 - газохід брудного газу; 6 - рукавний фільтр; 7 - пиловий бункер; 8 - димососи; 9 - труба

Рисунок 2.1 – Принципіальна схема очищення газів дугових електропечей в рукавному фільтрі.

За цією схемою гази від дугової електропечі відводяться комбінованим способом: через 2-х секційний зонт, встановлений над піччю, і через четвертий

отвір у своді печі. Запилений газ по газоходу брудного газу з вибуховим клапаном надходить в рукавний фільтр, де, проходячи через тканину рукавів, очищується на 99-99,9% [5].

Пил осідає на рукавах, а після їх регенерації осипається в нижню частину рукавного фільтру - пиловий бункер. Очищений газ по газоходу вентилятором через димову праці викидається в атмосферу.

Характеристика газовідвідного тракту. Джерелами пилогазових виділень в ЕСПЦ є сталеплавильні печі. Для локалізації і знешкодження шкідливих викидів, що утворюються при роботі основного технологічного обладнання передбачена газоочисна установка з рукавним фільтром ФРІР-9000.

Схема відбору та очистки газу від дугової печі: піч – підкришний зонт – газохід брудного газу – колектор брудного газу – рукавний фільтр – димососи – димова труба.

2.3 Обґрунтування обраного способу очищення газів

Утворені в процесі плавки насичені пилом гази підвищують тиск у печі і через нещільність в її конструкції виділяються у виробничі приміщення. Основна кількість газів виходить через нещільність у електродів та робочого вікна. Гази виділяються з електропечі не тільки в процесі плавки, а й під час завантаження печі і зливу готової стали в ківш [5].

Неорганізовані викиди власне електропечей складають 160 ... 250 $м^3$/т сталі. Концентрація пилу в газах,що відсмоктуються ліхтарним зонтом, дорівнює 0,5 ... 2,5 г/$м^3$, а від зазорів навколо електродів 2 ... 8 г/$м^3$; в газах, що викидаються в цех при зливі стали, пилу знаходиться 1,5 ... 3,5 г/$м^3$. Питомі викиди при зливі стали складають 0,28 ... 0,43 кг/т сталі; викиди через зазори навколо електродів - 0,15 ... 0,25 кг/т [5].

Проектна схема передбачає відбір запилених газів від підвісного зонту, встановленого над піччю. Зонт забезпечує локалізацію неорганізованих викидів

при плавці сталі. Площа зонту над піччю складає $9 \times 9 = 81$ м^2. Діаметр кожуха печі становить 6,5 м. Отже, площа зонту достатня.

Кількість газів, що відбираються від місць виділень забруднюючих речовин, регулюється запірно-регулювальною арматурою, представленої дросельними клапанами.

Запилене аспіраційне повітря за допомогою повітроводів направляється у вузол входу «брудного» газу в рукавний фільтр типу ФРІР і після тонкого очищення за допомогою димової труби викидається в атмосферу.

У кваліфікаційній роботі запропоновано спосіб очищення газів дугових сталеплавильних печей у рукавних фільтрах, оскільки він володіє наступними перевагами в порівнянні з іншими способами:

1 відсутність шламового господарства, що значно знижує витрати на очищення газу;

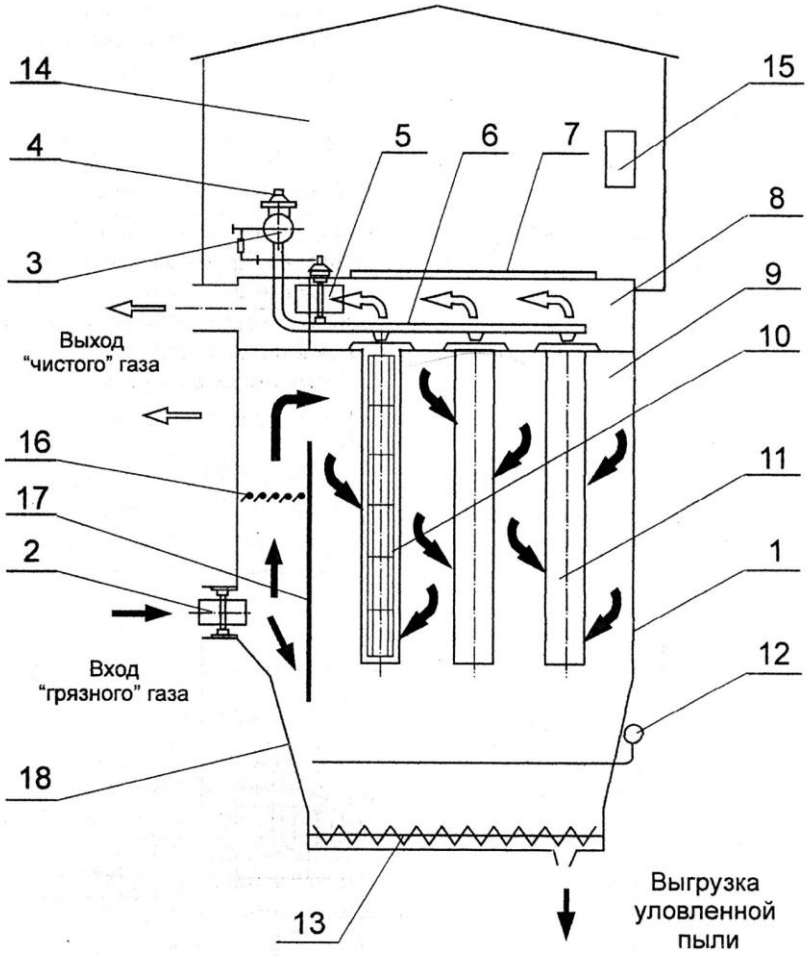
2 відсутність пороху на лопатях вентилятора, що виключає необхідність зупиняти димососи на очищення;

3 пил легше утилізувати, так як її легше підготувати до використання.

Уловлені в рукавному фільтрі пил при регенерації осідає в бункері, звідки за допомогою шлюзового живильника направляється в систему пилеприбирання.

2.4 Принцип роботи рукавного фільтру

Принципова схема роботи рукавного фільтру представлена на рис. 2.2. Запилений газ надходить в камеру «брудного газу». Напрямок руху потоку газу в колекторі організований таким чином, щоб у міжрукавний простір кожної секції рукавного фільтру надходив запилений газ і, розподіляючись по секції, мав би складову векторів руху вертикально вниз.



1 – корпус фільтру; 2 – відсічний клапан; 3 – накопичувач стисненого повітря; 4 – продувний клапан; 5 – відсічний клапан; 6 – роздавальний колектор; 7 – знімна кришка; 8 – камера «чистого газу»; 9 – камера «брудного газу»; 10 – каркас рукава; 11 – фільтрувальний рукав; 12 – система пневмообвалення; 13 – вузол вивантаження пилу; 14 – намет фільтру; 15 – пристрій керування регенерацією; 16 – аеродинамічна решітка; 17 – відбійний щіт; 18 – бункер.

Рисунок 2.2 - Принципова схема роботи рукавного фільтру типу ФРІР

Крім того, технологічна схема руху брудного газу в корпусі рукавного фільтру прийнята, виходячи з таких вимог:

- зниження швидкості газового потоку до 3-4 м/с на вході в рукавний простір в камери брудного газу;
- зміни напрямку руху газового потоку спочатку зверху вниз, а потім

знизу вгору при одночасному зменшенні швидкості руху. Ця частина корпуса фільтра одночасно виконує роль осаджувальної камери для видалення з газового потоку великих частинок пилу і шлаку;

- підводу брудного газу до верхньої частини рукавів і подальший рух газового потоку між рукавами зверху вниз. Подібна схема руху брудного газу в міжрукавному просторі співпадає з напрямком осідання пилу під час регенерації рукавів.

Також рукавні фільтри ФРІР мають наступні переваги перед іншими: менші габарити при тій же продуктивності; закріплення рукавів проводиться з одного боку у верхній частині фільтра, що гранично спрощує заміну рукавів; підвищена ремонтопридатність фільтру; ефективність імпульсної регенерації, що здійснюється за допомогою клапанів з підвищеною швидкодією; розміщення на відкритому повітрі з укриттям тільки верхньої частини фільтру [5].

З міжрукавного простору фільтра запилений газ проходить через фільтрувальні рукави за напрямом зовні всередину. При цьому пилоподібні забруднення відокремлюються перегородкою з фільтрувального полотна. Встановлені усередині фільтрувальних рукавів дротові каркаси зберігають форму рукава, не даючи йому можливості скластися.

Для відновлення фільтруючої здатності рукавів періодично здійснюється їх регенерація. Через рівні інтервали часу (встановлювані в процесі пусконалагоджувальних робіт) при короткочасному відкритті продувних клапанів з накопичувачів стисненого повітря подається стиснене повітря порядно в розподільні колектори протягом імпульсу з надлишковим тиском 0,4-0,5 МПа. Потім через сопла спеціальної форми роздавальних колекторів стиснене повітря з великою швидкістю поступає в фільтрувальні рукави.

Продувне повітря у вигляді ударної хвилі попадає в фільтрувальний рукав. При цьому наростає відповідний протитиск. Рукав, який до подачі імпульсу прилягав до корпусу дротяного каркаса, різко роздувається до свого повного об'єму і у кінцевому положенні різко гальмується, частки при цьому

продовжують за інерцією свій шлях і відриваються від зовнішньої поверхні фільтрувального полотна. З внутрішнього середовища фільтрувального полотна частинки пилу видуваються коротким, але сильним продувним струменем назад у бік "брудного газу". Відділений пил падає в бункер фільтра. Після закриття продувного клапану очищені рукава знову готові до нормального процесу фільтрування. Відповідно до заданої тривалісті такту всі ряди рукавів будуть в певній послідовності в положенні регенерації на час тривалості імпульсу. Тривалість імпульсів і тактів регулюється за допомогою блоку автоматики (контролера), узгоджуючи їх з різними експлуатаційними умовами. Головним параметром введення рукавного фільтру в режим регенерації є підвищення опору вище деякої величини перепаду тиску (β). При зниженні тиску нижче цієї величини процес регенерації припиняється, і система автоматики переходить в режим «очікування». Величина перепаду тиску визначається в процесі пусконалагоджувальних робіт залежно від досягнення проектної продуктивності фільтрувальної установки. Пил, уловлений в рукавному фільтрі, накопичується в бункерах. Видалення пилу з бункерів здійснюється за допомогою системи пилеприбирання. Управління регенерацією фільтру здійснюється системою автоматики. Система передбачає пряму зміну гідравлічного опору фільтра за допомогою диференціального манометра з вторинним записуючим пристроєм. Побічно визначається ставлення гідравлічного опору фільтра до витрати очищуваного газу.

Основними конструктивними елементами рукавного фільтру ФРІР є: корпус, система регенерації, фільтрувальні рукави, дротяний каркас, система подачі повітря.

Корпус є несучою конструкцією рукавного фільтру, в якому розміщено механічне устаткування. Корпус рукавного фільтру служить для розміщення та закріплення на ньому всіх вузлів і механізмів і повинен бути міцним, герметичним, стійким проти корозії, забезпечувати мінімальну теплопередачу і відводити статичну електрику.

За формою корпус рукавного фільтру типу ФРІР виконаний прямокутним. Прямокутний корпус забезпечує можливість просто і економічно розміщувати в них рукави, що дозволяє збирати з секцій компактний корпус. Дворядним розташуванням секцій прямокутного компонування дає можливість розташовувати колектори запиленого і очищеного газу між рядами секцій, зменшуючи при цьому витрати металу і трудомісткість виготовлення фільтрів.

Матеріалом для виготовлення корпусу відповідно до умов експлуатації і для забезпечення необхідної міцності і захисту від впливу навколишнього середовища служить вуглецева сталь.

Корпус фільтра має камери брудного і чистого газів, розділені горизонтальними перегородками - рукавними дошками з отворами для кріплення фільтрувальних рукавів. Фільтрувальні рукави розміщуються в камері брудного газу за допомогою рукавних дощок. Кріплення рукавів одностороннє з боку камери чистого газу. Верхня частина камери чистого газу обладнана знімними кришками для доступу до фільтрувальних рукавів. Камера брудного газу представляє єдину секцію без перегородок. Камера чистого газу розділена вертикальними перегородками на чотири секції по числу можливого встановлення відсічних клапанів. Вихід чистого газу загальний.

Нижня частина корпусу рукавного фільтру закінчується пірамідальним бункером для збору уловленого пилу з гвинтовим конвеєром діаметром 250 мм [6], поміщеним у овальний короб з фланцями для приєднання до щілинного бункера. Обертання шнека забезпечується мотор - редуктором. Кут нахилу стінок бункера повинен бути більшими ніж кут природного укосу уловлюваного пилу щоб уникнути його зависання. Тому кут нахилу стінок бункера складає 60 º ... 65 º [6]. У нижній частині бункера передбачені фланці для установки шлюзових живильників. Корпус рукавного фільтру обладнаний сходами, майданчиками та огорожами, що дозволяють забезпечити доступ до механічного обладнання. Корпус рукавного фільтру повинен бути теплоізольованим.

У рукавному фільтрі типу ФРІР з прямокутним корпусом використовують пірамідальні бункера для кожної секції. Перевага пірамідальних бункерів, у порівнянні з щілинними бункерами полягає в простоті експлуатації рукавного фільтру та в підвищенні надійності з роботи, так як конвеєр для переміщення пилу не знаходиться в середовищі очищуваного газу.

Корпус прямокутного рукавного фільтру виготовлений зварним у вигляді двох блоків: основної частини корпусу і бункера з рамою.

Для обслуговування та догляду за фільтрувальними рукавами корпус постачають монтажними та оглядовими люками круглої форми з кришками, що герметично закриваються.

Для доступу до монтажних і оглядових люків, систем та механізмів для регенерації рукавів передбачені майданчики та сходи, розташовані зовні по периметру корпусу апарату, а також всередині корпусу в нижній і верхній частинах.

Очищуваний газ має температуру вище, ніж повітря в навколишньому його приміщенні, тому корпус рукавного фільтру покривають тепловою ізоляцією. Теплоізоляція служить для того, щоб не відбувалося охолодження газу нижче точки роси 40 ° С, що призводить до різкого зниження пропускної здатності фільтра за рахунок конденсації вологи, що приводить до залипання пилом фільтрувальних елементів. Конденсація вологи на внутрішніх поверхнях апарату викликає їх інтенсивну корозію.

При закритих знизу рукавах газ може подаватися у фільтр через колектор, розташований на одному з торців фільтра.

Колектори чистого газу і продувного повітря спільно з випускними клапанними коробками кріплять на кришці фільтра. Колектори виконують з листової сталі циліндричними.

Система регенерації. Для рукавного фільтру типу ФРІР здійснюють імпульсну продувку стиснутим повітрям. До складу пристроїв системи регенерації входять: накопичувач стисненого повітря, клапани продувні, колектори роздавальні.

Система регенерації являє собою комплекс пристроїв для подачі імпульсів стисненого повітря всередину фільтрувальних рукавів з метою видалення пилу з їх зовнішньої поверхні. До складу пристроїв системи регенерації входять: накопичувач стисненого повітря; клапани продувні; колектори роздавальні. Накопичувач стисненого повітря виготовляється з гарячекатаної труби діаметром 325х10. Виготовлення посадкових місць для продувних клапанів проводиться методом гарячої витяжки. Після виготовлення накопичувач стисненого повітря спочатку випробовується на міцність гідравлічним тиском 0,9 МПа протягом 10 хвилин. Падіння напруги не допускається. Після монтажу імпульсних клапанів накопичувач стисненого повітря перевіряється на щільність стиснутим повітрям тиском 0,6 МПа. Допустиме падіння тиску 0,5 атм. Клапан продувний швидкодіючий призначений для утворення імпульсів стисненого повітря в процесі регенерації рукавів.

Колектор роздавальний забезпечує подачу імпульсів стисненого повітря безпосередньо в фільтрувальні рукави. По осі кожного рукава над відкритою частиною розміщено сопло діаметром 12 мм для виходу стисненого повітря. Сопла встановлені на збірному колекторі, забезпеченому швидкодіючим електромагнітним мембранним клапаном, що забезпечує періодичну подачу імпульсів стисненого повітря через сопла в кількості 55 ... 70 л при тиску 0,25 ... 0,3 МПа протягом 0,1 ... 0,3 с. При цьому очищений газ ежектується в рукав, в результаті він різко роздувається і з нього опадає пил в пиловий бункер. Для демонтажу горизонтальної частини колектора під час заміни фільтрувальних рукавів служать швидко роз'ємні фланцеві з'єднання.

Повітропостачання пристроїв системи регенерації рукавів фільтра ФРІР-5000 забезпечується встановленням вузла редукування лінії трубопроводів для подачі стисненого повітря. Стиснене повітря до швидкодіючих продувних клапанів подається по трубопроводах, що монтуються на майданчику обслуговування.

На вході трубопроводу на майданчик обслуговування обладнується вузол введення, на якому встановлюються вимикачі пристрої і контрольно-

вимірювальні прилади (контроль тиску, температури). На розподільних лініях стисненого повітря встановлюються редукційний клапан і запірні пристрої. Стиснене повітря, що подається на продувні клапана, повинне бути осушене і очищене не нижче 10 класу за ГОСТ 17433-80.Точка роси по маслу і волозі не повинна перевищувати 40^0С. Щоб уникнути утворення «точки роси» у рукавні фільтри, повітря, що подається на регенерацію, піддається попередній осушці.

Фільтровальний елемент. Найбільш відповідальний вузол рукавного фільтру, що визначає якість очищення газів, - фільтрувальні елементи.

Фільтрувальні елементи виконані у вигляді циліндричних рукавів. Зшивається рукав трирядково подовжнім швом. У горловину рукава вшите металеве кільце, що охороняє рукав від прослизання вниз через отвір в рукавній дошці. У нижній частині рукава вшите денце. В якості фільтруючого матеріалу в дипломному проекті запропонована тканина - лавсан. Такий фільтрувальний матеріал має відповідати таким вимогам: висока механічна міцність, термостійкість в сухому середовищі 130 º С.

Дротяний каркас призначений для установки його у всередину рукава з метою запобігання останнього від складання під впливом газового потоку, що йде зовні всередину рукава. Каркас дротяний представляє собою металеву зварену конструкцію, що складається з дротяних стрижнів, опорних кілець і денця. Дротяний каркас виготовляється складовим з двох ланок з швидкороз'ємним з'єднанням. Конструкція з'єднання забезпечує прямолінійність каркаса в зібраному вигляді, легкість його збірки і розбирання без застосування будь-яких пристроїв та інструментів. Поверхня каркаса має антикорозійне покриття.

Жорсткокаркасні фільтруючі елементи мають цілу низку переваг перед безкаркасними фільтруючими елементами. Жорсткий каркас дозволяє надати фільтрувального елемента будь-яку форму (у даному випадку циліндричну), яка не змінюється ні в процесі фільтрації, ні в процесі регенерації. Крім того, забезпечує постійний натяг фільтруючого елемента, та здійснюють фільтрацію газу зовні всередину фільтруючого елементу[6].

2.5 Аеродинамічний розрахунок газового тракту

Вихідні данні:

– об'ємні витрати газу при нормальних фізичних (НФУ), $Q'_{0\,г}$ нм^3/год 460000

– температура газу t, ºС 400

– розрідження у зонті над піччю $p_г$, Па 200

– барометричний тиск $p_{бар}$, кПа 100

Схема газовідводячого тракту представлена на рис 2.3. Розбиваємо тракт на розрахункові ділянки. Розрахунковою вважається ділянка, на якій витрати газу та поперечний розмір газоходу незмінні. Таких ділянок, включаючи рукавний фільтр та димосмоки, одинадцять.

Падіння температури на 1м довжини газоходу приймаємо Δt_l^0 = 0,01 ºС [5];

Таблиця 2.3– Довжини розрахункових ділянок

Номер розрахункової ділянки	**Розрахункова ділянка**	**Довжина ділянки l_i, м**
I	Від зонта (складене коліно 90^0 з 4-х планок) до затулки	l_1 = 5+17,5=22,50
II	Від трійника (злиття потоків під кутом 90^0), зі зміною перетину	l_2 = 15+21=36
III	Від трійника (злиття потоків під кутом 180^0), зі зміною перетину	l_3=18
IV	Від трійника (розходження потоків) зі зміною перетину	l_4=14+10+3+3=30
V	Рукавний фільтр	
VI	Від рукавного фільтра зі зміною перетину	l_6 = 3+7=10
VII	Від трійника (злиття потоків під кутом 180^0)	l_7=3+5=8
VIII	Димосос	
XIX	Від трійника (розходження потоків) зі зміною перетину	l_9 = 3+6=9
X	Від димососу (складене коліно 90^0 з 4-х планок	l_{10} = 3
XI	Від трійника (злиття потоків під кутом 180^0) зі зміною перетину до димаря	l_{11}=10

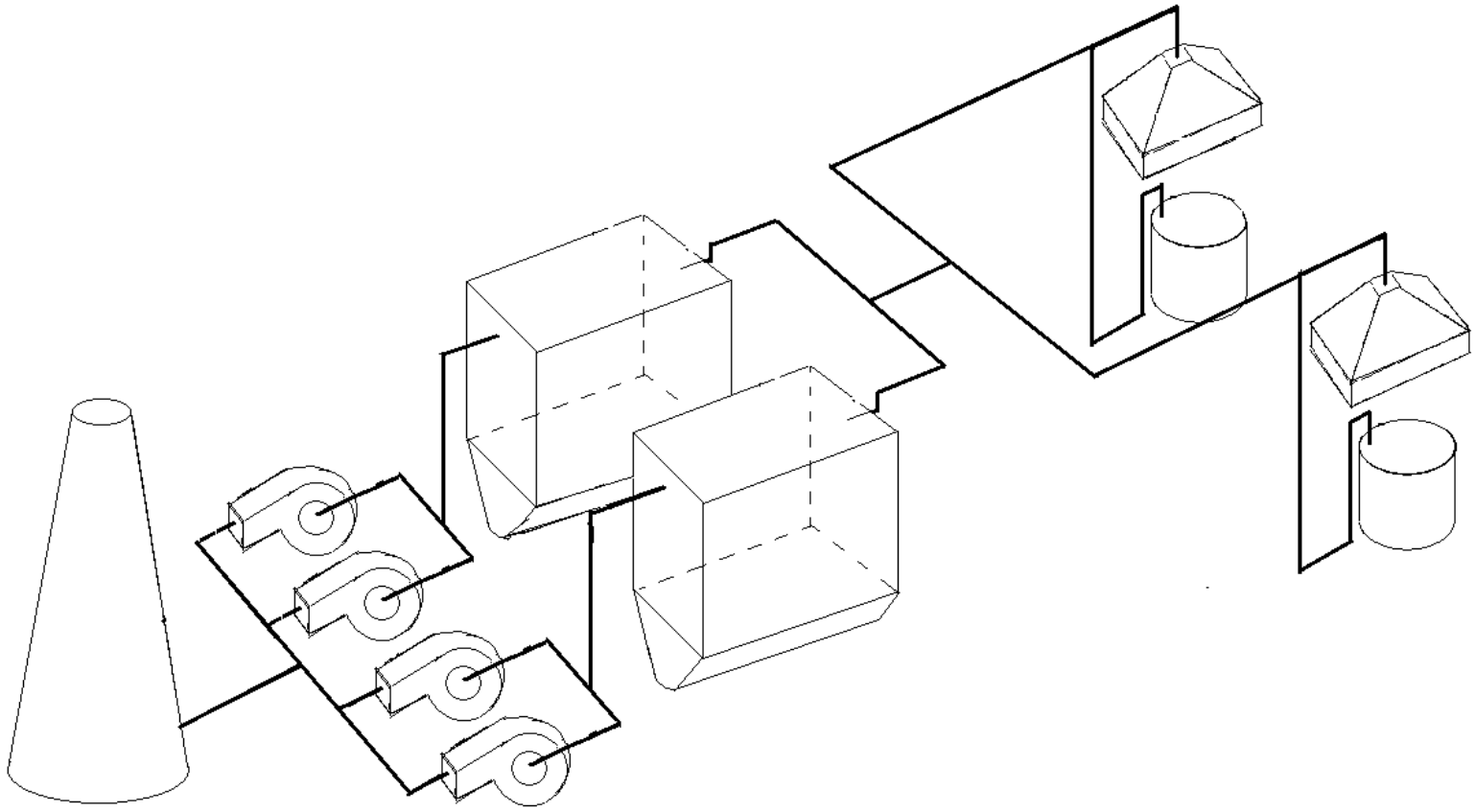


Рисунок 2.3 – Схема газовідвідного тракту

Середня температура на розрахунковій ділянці дорівнює

$$\overline{t_i^0} = 0{,}5\times(t_{нi}^0 + t_{кi}^0),$$

де $t_{нi}^0$ – температура на початку розрахункової ділянки, ^{0}C;

$t_{кi}^0$ – температура у кінці розрахункової ділянки, ^{0}C.

Температура газу у кінці розрахункової ділянки $t_{кi}$ визначається:

$$t_{кi}^0 = t_{нi}^0 - \Delta t_l^0 \times l_i,$$

де Δt_l^0 – падіння температури на 1 м довжини газоходу. Падіння температури на 1м довжини газоходу приймаємо $\Delta t_l^0 = 0{,}01$ ºС [17];

l_i – Довжина розрахункової ділянки, м.

Динамічний коефіцієнт в’язкості окремих компонентів продуктів згоряння при середній температурі на розрахунковій ділянці та динамічну в’язкість газової суміші визначаємо по формулам:

$$\eta_i = \eta_{0\,i} \times \left(\frac{273 + c_i^{'}}{273 + t_г + c_i^{'}} \right) \times \left(\frac{273 + t_г}{273} \right)^{1{,}5},$$

де $c_{i\,i}^{'}$ – константа Сезерленда;

$\eta_{0\,i}$ – динамічна в’язкість для окремих компонентів газової суміші при НФУ (табл. 2.3).

Молярна маса газової суміші дорівнює:

$$M = \frac{1}{100} \sum a_i \cdot M_i,$$

де M_i – молярна маса окремих компонентів газової суміші;

a_i – об’ємний зміст окремих компонентів газової суміші, %.

$$M = \frac{1}{100} \times (a_{O_2} \times M_{O_2} + a_{NO} \times M_{NO} + a_{CO} \times M_{CO} + a_{CO_2} \times M_{CO_2} + a_{SO2} \times M_{SO2})$$

$$M = \frac{1}{100}\ (99{,}954\times29+0{,}005\times28+0{,}04\times30+0{,}00097\times46\times0{,}0007\times64) = 29\ \frac{\text{кг}}{\text{кмоль}}$$

Динамічну в’язкість газової суміші визначаємо з виразу:

$$\frac{M}{\eta} = \sum \frac{a_i \cdot M_i}{\eta_i}$$

Звідки:

$$\eta = \frac{M}{M/\eta},$$

Визначаємо густину газу при нормальних фізичних умовах (НФУ).

$$\rho_{îá} = \frac{1}{100}\sum à_i \cdot \rho_{oi}\ ,$$

де a_i – зміст і-того компонента в об’ємних процентах;

ρ_{oi} – густина і-того компонента при НФУ, кг/м^3.

Склад газу по даним підприємства та густини компонентів газової фази при нормальних фізичних умовах (НФУ) [12] приведені в таблице 2.4.

Таблиця 2.4 – Хімічний склад газу та значення густини ρ_o при *НФУ*

Компонент	Повітря	CO	NO	NO_2	SO_2
Об’ємний зміст, % об.	99,954	0,04	0,005	0,00097	0,0007
Густина газу при НФУ, кг/м^3	1,293	1,25	1,251	1,491	2,926

$$\rho_{0\,г} = \frac{1}{100} \times (99{,}954\times1{,}293+0{,}04\times1{,}25+0{,}005\times1{,}251+0{,}00097\times1{,}491+$$

$$+0{,}0007\times2{,}926) = 1{,}293\ \left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}\right)$$

Густина газу на розрахунковій ділянці визначаємо по формулі:

$$\rho_{г\,i} = \rho_{0\,г} \times \frac{273}{\left(273 + \overline{t^0_{г\,i}}\right)} \times \frac{\left(p_{бар} \pm p_{г\,i}\right)}{101{,}3}$$

де $\overline{t^0_{г\,i}}$ – середня температура газу на розрахунковій ділянці, ºС;

$p_{бар}$ – атмосферний тиск, Па;

$p_{г\,i}$ – надлишковий тиск газу (або розрідження) на розрахунковій ділянці, Па.

Витрати газу на розрахунковій ділянці при робочих умовах визначаємо по формулі:

$$Q_{p\,i} = Q_{0\,i} \times \frac{\left(273 + \overline{t^{0}_{г\,i}}\right)}{273} \times \frac{101{,}3}{\left(p_{бар} \pm p_{г\,i}\right)},$$

Діаметр трубопроводу на розрахунковій ділянці визначаємо з рівняння постійності об'ємних витрат, м:

$$d_i = \sqrt{\frac{4 \times Q_{p\,i}}{\pi \times v_i}}$$

Швидкість руху газу в трубопроводах брудного та чистого газу приймається в межах 15…20 м/с. Так як пил дрібнодисперсна, можна прийняти v_i = 17 м/с. Фактична швидкість в газоході $v_{факті}$ визначається після визначення діаметра газоходу на ділянці по формулі:

$$v_{факт\,i} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{Q_{pi}}{d_i^2}$$

Сумарні втрати тиску (енергії 1м3 газу) Δр складаються з втрат тиску на тертя по довжині (лінійні втрати) $\Delta p_{тр}$ і втрат тиску на окремих місцевих опорах $\Delta p_{м}$.

$$\Delta p = \Delta p_{тр} + \Delta p_{м} = \sum_{i=1}^{m} \Delta p_{тр\,i} + \sum_{i=1}^{m} \Delta p_{м\,i}$$

$$\Delta p = \Delta p_{тр} + \Delta p_{м} = 39{,}713 + 1700{,}975 = 1740{,}698$$

де і - номер розрахункового ділянки;

m - кількість розрахункових ділянок.

Втрати тиску на тертя по довжині розрахункового ділянки визначаються за формулою Дарсі-Вейсбаха, Па:

$$\Delta p_{тр} = \lambda_i \times \frac{l_i}{d_{э\,i}} \times \rho_{i\,г} \times \frac{v_i^{\,2}}{2},$$

де λ_i – коефіцієнт гідравлічного тертя на ділянці;

l_i – Довжина розрахункової ділянки, м;

$d_{эі}$ – еквівалентний діаметр трубопроводу на ділянці. Для круглого трубопроводу еквівалентний діаметр рівний діаметру трубопроводу $d_{эі}=d_i$;

$\rho_{гі}$ – щільність газу на ділянці, кг/м^3;

$\boldsymbol{v}_i$ – середня швидкість на ділянці, м/с.

Визначаємо режим руху газу на розрахункових ділянках. Для цього розраховуємо число Рейнольдса і порівнюємо отримані значення з критичним. Приймаються значення критичного числа Рейнольдса рівною 2000 (Rекр = 2000). Число Рейнольдса визначаємо за формулою [7]

$$Re_i = \frac{v_i \times d_{эі}}{\nu_i}$$

На всіх розрахункових ділянках величини числа Рейнольдса перевищують критичне значення $R_{кр}$ = 2320, отже, на всіх ділянках режим течії турбулентний.

У разі руху газу в турбулентному режимі необхідно визначити зону (область) опору, чисельної характеристикою якої є критерій зони турбулентності (формула 21)[18]:

$$Re_i \times \frac{k_{эі}}{d_{эі}},$$

Трубопровід сталевий, зварний, новий. Для таких труб абсолютна еквівалентна шорсткість ke = 0,02 ... 0,1 м. Приймаються $k_э$=0,06×10^{-3} м.

$$Re_1 \cdot \frac{k_{эі}}{d_{эі}} = 47{,}720$$

де k_{ei} - абсолютна еквівалентна шорсткість стінок трубопроводу.

На всіх розрахункових ділянках значення критерію зони турбулентності знаходиться в межах від 10 до 500. Отже, рух відбувається в зоні змішаного опору, для якої справедлива формула Альтшуля:

$$\lambda = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{Re} + \frac{k_э}{d} \right)^{0{,}25}$$

Втрати тиску на місцевих опорах визначаємо за формулою Вейсбаха, Па:

$$\Delta p_м = \zeta_i \times \rho_{гi} \times \frac{v_i^2}{2},$$

де ζі - коефіцієнт місцевого опору.

Значення ζ для окремих видів місцевих опорів заносимо в таблицю 2.5.

І розрахункова ділянка

Густина газу на розрахунковій ділянці при робочих умовах дорівнює, кг/м^3:

$$\rho_{г1} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273 + 79{,}89)} \times \frac{(100 - 0{,}322)}{101{,}3} = 0{,}985;$$

Витрати газу на розрахунковій ділянці при робочих умовах дорівнює:

$$Q_{р1} = 110000 \times \frac{(273 + 79{,}89)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100 - 0{,}322)} = 603546{,}838 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Діаметр трубопроводу на розрахунковій ділянці визначаємо з рівняння постійності об’ємних витрат, м:

$$d_i = \sqrt{\frac{4 \times Q_{p\,i}}{\pi \times v_i}}$$

$$d_1 = \sqrt{\frac{4 \times 167{,}652}{3{,}14 \times 17}} = 3{,}544.$$

Таблиця 2.5 – Значення коефіцієнтів місцевих опорів

Номер ділянки	Вид місцевого опору	Кількість опорів	Коефіцієнт місцевого опору ζ
1	Вхід в зонт	1	0,5
	Складене коліно 90^0 з 4-х планок	1	0,24
	Затулка	1	0,06
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		0,8
2	Трійник 90^0	1	0,55
	Дифузор 1,8 $\Rightarrow$ 2,3	1	1,155
	Складене коліно 90^0 з 4-х планок	1	0,24
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		1,945
3	Трійник 180^0	1	1,25
4	Розподіл потоків у симетричному трійнику	1	1,1
	Складене коліно 90^0 з 4-х планок	3	3*0,24=0,72
	Клапан дросельний	1	1,7
	Дифузор 2,8 $\Rightarrow$ 3,0*1,2	1	0,964
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		4,484
5	Рукавний фільтр	1	
6	Конфузор 3,0*1,2 $\Rightarrow$ 2,8	1	0,191
	Затулка	1	0,06
	Поворот	1	0,24
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		0,491
7	Розподіл потоків у симетричному трійнику	1	1,1
	Поворот	1	0,24
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		1,34
8	Димосос		
9	Складене коліно 90^0 з 4-х планок	1	0,24
10	Трійник 90^0	1	0,55
11	Злиття потоків у симетричному трійнику	1	1,25
	Клапан дросельний	1	1,7
	Вхід в димар	1	0,7
	Сумарний коефіцієнт опору на розрахунковій ділянці		3,65

Швидкість руху газу в трубопроводах брудного и чистого газу приймається в межах 15…20 м/с. Так як пил дрібнодисперсний, можна

прийняти v_i = 17 м/с. Фактична швидкість в газоході $v_{факті}$ визначається після визначення діаметру газоходу на ділянці по формулі:

$$v_{факт\,i} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{Q_{pi}}{d_i^2}$$

$$v_{факт1} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{167{,}652}{3{,}544^2} = 17{,}042;$$

Розрахуємо число Рейнольдса по формулі:

$$Re_1 = \frac{v_1 \times d_{э1} \times \rho_{г1}}{\eta_1} = \frac{17{,}67 \times 1{,}733 \times 0{,}986}{21{,}106 \times 10^{-6}} = 1403319{,}151.$$

Значення числа Рейнольдса більше критичного, отже, режим руху газу турбулентний.

Визначаємо критерій зони турбулентності по формулі:

$$Re_1 \cdot \frac{k_{эі}}{d_{эі}} = 47{,}720$$

Так як значення критерію зони турбулентності знаходиться в межах від 10 до 500, то рух відбувається в зоні змішаного опору, для якої справедлива формула Альтшуля:

$$\lambda 1 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2815490{,}846} + \frac{0{,}00006}{3{,}54} \right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

Втрати тиску на тертя по довжині розрахункової ділянки, Па:

$$\Delta p_{тр}1 = 0{,}0088 \times \frac{22{,}50}{3{,}54} \times 0{,}985 \times \frac{17{,}042^2}{2} = 8{,}000.$$

Втрати тиску на місцевих опорах дорівнюють, Па:

$$\Delta p_{м1} = \sum \zeta_1 \times \rho_{г1} \times \frac{v_1^2}{2} = 0{,}950 \times 0{,}985 \times \frac{(17{,}042)^2}{2} = 135{,}885.$$

Сумарні втрати тиску на першій розрахунковій ділянці дорівнюють, Па:

$$\Delta p_{пот\ 1} = \Delta p_{тр\ 1} + \Delta p_{м\ 1} = 8{,}000+135{,}885 = 143{,}885.$$

Розрахунок ділянок II, III, IV, V, VI, VII, VIII, IX, X, XI ведеться за відомими формулами аналогічно розрахунку I ділянки.

Результати розрахунків зводяться до таблиць 2.6 та 2.7.

Середня температура на розрахунковій ділянці дорівнює

$$\overline{t_i^0} = 0{,}5\times(t_{нi}^0 + t_{кi}^0),$$

$$\overline{t_1^0} = 0{,}5\times(80 + 79{,}775) = 79{,}89;$$

$$\overline{t_2^0} = 0{,}5\times(127{,}216 + 126{,}856) = 127{,}04;$$

$$\overline{t_3^0} = 0{,}5\times(126{,}856 + 126{,}676) = 1263{,}77;$$

$$\overline{t_4^0} = 0{,}5\times(126{,}676 + 126{,}376) = 126{,}53;$$

$$\overline{t_5^0} = 0{,}5\times(126{,}939 + 121{,}376) = 123{,}88;$$

$$\overline{t_6^0} = 0{,}5\times(121{,}376 + 121{,}276) = 121{,}33$$

$$\overline{t_7^0} = 0{,}5\times(121{,}276 + 121{,}196) = 121{,}24$$

$$\overline{t_8^0} = 0{,}5\times(121{,}196 + 121{,}196) = 121{,}20$$

$$\overline{t_9^0} = 0{,}5\times(121{,}196 + 121{,}106) = 121{,}15$$

$$\overline{t_{10}^0} = 0{,}5\times(121{,}106 + 121{,}076) = 121{,}09$$

$$\overline{t_{11}^0} = 0{,}5\times(121{,}076 + 121{,}976) = 121{,}03$$

де $t_{нi}^0$ – температура на початку розрахункової ділянки, ^{0}C;

$t_{кi}^0$ – температура у кінці розрахункової ділянки, ^{0}C.

Температура газу у кінці розрахункової ділянки $t_{кi}$ визначається:

$$t_{кi}^0 = t_{нi}^0 - \Delta t_l^0 \times l_i,$$

Таблиця 2.6 – Параметри газового потоку

Розрахункова ділянка	Середня температура, t^0, ^0C	Щільність газу $\rho_г$, кг/м^3	Динамічна в'язкість $\eta \times 10^6$, Па×с	Витрати газу при НФУ Q_0, м^3/ч	Витрати газу при робочих умовах $Q_р$, м^3/ч	Швидкість газу v, м/с	Число Рейнольдса Re	Критерій зони турбулентності Re$\times \frac{k_э}{d}$
I ділянка	79,89	0,985	21,106	460000,00	603546,838	17,042	2815490,846	47,720
II ділянка	127,04	0,868	23,144	540000,00	804332,619	17,014	2609822,921	38,286
III ділянка	126,77	0,866	23,144	1080000,00	1613421,999	16,971	3683111,770	38,101
IV ділянка	126,53	0,865	23,126	540000,00	807519,946	16,999	2606890,664	38,150
V ділянка	123,88	0,865	23,126	540000,00	812335,537	17,017	2616016,066	38,190
VI ділянка	121,33	0,853	23,016	540000,00	818684,874	16,984	2599616,083	37,767
VII ділянка	121,24	0,852	22,907	270000,00	409594,815	16,999	1846195,144	37,936
VIII ділянка	121,20	0,851	22,907	270000,00	410457,800	17,035	1847933,479	37,971
IX ділянка	121,15	0,851	22,907	270000,00	410410,944	17,033	1847716,522	37,967
X ділянка	121,09	0,850	22,907	540000,00	821497,537	16,960	2605414,939	37,760
XI ділянка	121,03	0,849	22,907	1080000,00	1645353,089	16,960	2605414,939	37,760

Таблиця 2.7 – Результати аеродинамічного розрахунку газового тракту

Розрахункова ділянка	Витрати газу при ДФУ Q_p, м^3/с	Довжина ділянки l, м	Діаметр газоходу d, м	Коефіцієнт гідравлічного тертя λ	Коефіцієнт місцевого опору ζ	Втрати тиску на тертя по довжині $p_{тр}$, Па	Втрати тиску на місцевих опорах $p_м$, Па	Сумарні втрати тиску $p_{пот}$, Па
								200,000
I ділянка	167,652	22,50	3,54	0,0088	0,950	8,000	135,885	143,885
II ділянка	223,426	36,00	4,1	0,0088	2,795	9,731	351,143	360,874
III ділянка	448,173	18,00	5,8	0,0081	1,250	3,135	155,888	159,023
IV ділянка	224,311	30,00	4,1	0,0088	4,934	8,047	616,640	624,687
V ділянка	225,649		4,1	0,0088		0,000	0,000	2000,000
VI ділянка	227,412	10,00	4,1	0,0088	0,641	2,621	78,860	81,481
VII ділянка	113,776	8,00	2,92	0,0096	1,700	3,238	209,269	212,507
VIII ділянка	114,016		2,92	0,0096		0,000	0,000	0,000
IX ділянка	114,003	9,00	2,92	0,0096	0,730	3,653	90,117	93,770
X ділянка	228,194	3,00	4,1	0,0088	1,250	0,780	152,810	153,590
XI ділянка	457,043	10,00	5,85	0,0088	2,220	2,599	271,390	273,989
Сумарний опір газовідвідного тракту	-	-	-	-	-	41,804	2062,002	4103,806

$t^0_{к1} = 80 - 0{,}01 \times 22{,}5 = 79{,}775$;

$t^0_{к2} = 127{,}216 - 0{,}01 \times 36 = 126{,}856$;

$t^0_{к3} = 126{,}856 - 0{,}01 \times 18 = 126{,}676$;

$t^0_{к4} = 126{,}676 - 0{,}01 \times 30 = 126{,}376$;

$t^0_{к5} = 126{,}376 - 5{,}0 = 121{,}376$;

$t^0_{к6} = 121{,}376 - 0{,}01 \times 10 = 121{,}276$

$t^0_{к7} = 121{,}276 - 0{,}01 \times 8 = 121{,}196$

$t^0_{к8} = 121{,}196 - 0{,}01 = 121{,}196$

$t^0_{к9} = 121{,}196 - 0{,}01 \times 9 = 121{,}106$

$t^0_{к10} = 121{,}106 - 0{,}01 \times 3 = 121{,}076$

$t^0_{к11} = 121{,}076 - 0{,}01 \times 10 = 121{,}976$

де Δt^0_l – падіння температури на 1 м довжини газоходу. Падіння температури на 1м довжини газоходу приймаємо Δt^0_l = 0,01 ºС [7];

l_i – довжина розрахункової ділянки, м.

Динамічний коефіцієнт в’язкості окремих компонентів продуктів згорання при середній температурі на розрахунковій ділянці та динамічну в’язкість газової суміші приведені в таблице 2.8.

Таблиця 2.8– Значення коефіцієнта кінематичної в’язкості

Номер ділянки	Середня температура на розрахунковій ділянці, ^{0}C	$M/\eta = \sum(a \times M)/\eta \times 10^6$	Динамічний коефіцієнт в’язкості $\times 10^6$, Па×с				
			компонентів				повітря
			NO	NO_2	*CO*	SO_2	
1	79,89	1,374	21,133	15,752	20,102	14,981	21,102
2	127,04	1,253	23,079	17,741	21,979	16,874	23,147
3	126,77	1,253	23,068	17,730	21,969	16,863	23,136
4	126,53	1,254	23,058	17,720	21,960	16,854	23,126
5	123,88	1,254	23,058	17,720	21,960	16,854	23,126
6	121,33	1,260	22,952	17,610	21,857	16,749	23,014
7	121,24	1,266	22,850	17,504	21,758	16,649	22,906
8	121,20	1,266	22,846	17,501	21,755	16,645	22,902
9	121,15	1,266	22,846	17,501	21,755	16,645	22,902
10	121,09	1,266	22,845	17,499	21,753	16,643	22,901
11	121,03	1,266	22,843	17,497	21,752	16,642	22,899

Густина газу на розрахунковій ділянці визначаємо по формулі:

$$\rho_{г\,i} = \rho_{0\,г} \times \frac{273}{\left(273 + \overline{t^{0}_{г\,i}}\right)} \times \frac{\left(p_{бар} \pm p_{гi}\right)}{101{,}3}$$

$$\rho_{г1} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+79{,}89)} \times \frac{(100-0{,}322)}{101{,}3} = 0{,}985;$$

$$\rho_{г2} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+127{,}04)} \times \frac{(100-0{,}595)}{101{,}3} = 0{,}868;$$

$$\rho_{г3} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+126{,}77)} \times \frac{(100-0{,}755)}{101{,}3} = 0{,}866;$$

$$\rho_{г4} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+126{,}53)} \times \frac{(100-1{,}323)}{101{,}3} = 0{,}866;$$

$$\rho_{г5} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+123{,}88)} \times \frac{(100-3{,}323)}{101{,}3} = 0{,}866;$$

$$\rho_{г6} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}33)} \times \frac{(100-3{,}386)}{101{,}3} = 0{,}854;$$

$$\rho_{г7} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}24)} \times \frac{(100-3{,}599)}{101{,}3} = 0{,}854;$$

$$\rho_{г8} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}2)} \times \frac{(100+3{,}599)}{101{,}3} = 0{,}852;$$

$$\rho_{г9} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}15)} \times \frac{(100+3{,}674)}{101{,}3} = 0{,}853;$$

$$\rho_{г10} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}09)} \times \frac{(100+3{,}829)}{101{,}3} = 0{,}852;$$

$$\rho_{г11} = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+121{,}03)} \times \frac{(100+3{,}941)}{101{,}3} = 0{,}850\,.$$

де $\overline{t^0_{г\,i}}$ – середня температура газу на розрахунковій ділянці, ºС;

$p_{бар}$ – атмосферний тиск, Па;

$p_{г\,i}$ – надлишковий тиск газу (або розрідження) на розрахунковій ділянці, Па.

Витрати газу на розрахунковій ділянці при робочих умовах визначаємо по формулі:

$$Q_{p\,i} = Q_{0\,i} \times \frac{\left(273 + \overline{t^0_{г\,i}}\right)}{273} \times \frac{101{,}3}{\left(p_{бар} \pm p_{г\,i}\right)},$$

$$Q_{p1} = 110000 \times \frac{(273+79{,}89)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-0{,}322)} = 603546{,}838;$$

$$Q_{p2} = 155000 \times \frac{(273+127{,}04)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100_0{,}595)} = 804159{,}483;$$

$$Q_{p3} = 465000 \times \frac{(273+126{,}77)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-0{,}755)} = 1611644{,}820;$$

$$Q_{p4} = 232500 \times \frac{(273+126{,}53)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-1{,}323)} = 806635{,}185;$$

$$Q_{p5} = 232500 \times \frac{(273+123{,}88)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-3{,}323)} = 810972{,}349;$$

$$Q_{p6} = 232500 \times \frac{(273+121{,}33)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-3{,}386)} = 817282{,}610;$$

$$Q_{p7} = 465000 \times \frac{(273+121{,}24)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-3{,}599)} = 408816{,}567;$$

$$Q_{p8} = 232500 \times \frac{(273+121{,}2)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100+3{,}599)} = 409674{,}804;$$

$$Q_{p9} = 232500 \times \frac{(273+121{,}15)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100+3{,}674)} = 409628{,}037;$$

$$Q_{p10} = 232500 \times \frac{(273+121{,}09)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100+3{,}829)} = 819770{,}305;$$

$$Q_{p11} = 465000 \times \frac{(273+121{,}03)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100+3{,}941)} = 1641908{,}919;$$

Діаметр трубопроводу на розрахунковій ділянці визначаємо з рівняння постійності об’ємних витрат, м:

$$d_i = \sqrt{\frac{4 \times Q_{p\,i}}{\pi \times v_i}}$$

$$d_1 = \sqrt{\frac{4 \times 167{,}652}{3{,}14 \times 17}} = 3{,}544 \approx 3{,}54;$$

$$d_2 = \sqrt{\frac{4 \times 223{,}378}{3{,}14 \times 17}} = 4{,}091 \approx 4{,}1;$$

$$d_3 = \sqrt{\frac{4 \times 447{,}679}{3{,}14 \times 17}} = 5{,}792 \approx 5{,}8;$$

$$d_4 = \sqrt{\frac{4 \times 224{,}065}{3{,}14 \times 17}} = 4{,}098 \approx 4{,}1;$$

$$d_5 = \sqrt{\frac{4 \times 225{,}270}{3{,}14 \times 17}} = 4{,}109 \approx 4{,}1;$$

$$d_6 = \sqrt{\frac{4 \times 227{,}023}{3{,}14 \times 17}} = 4{,}125 \approx 4{,}1;$$

$$d_7 = \sqrt{\frac{4 \times 113{,}560}{3{,}14 \times 17}} = 2{,}917 \approx 2{,}92;$$

$$d_8 = \sqrt{\frac{4 \times 113{,}799}{3{,}14 \times 17}} = 2{,}920 \approx 2{,}92;$$

$$d_9 = \sqrt{\frac{4 \times 113{,}786}{3{,}14 \times 17}} = 2{,}920 \approx 2{,}92;$$

$$d_{10} = \sqrt{\frac{4 \times 227{,}714}{3{,}14 \times 17}} = 4{,}131 \approx 4{,}1;$$

$$d_{11} = \sqrt{\frac{4 \times 456{,}086}{3{,}14 \times 17}} = 5{,}846 \approx 5{,}85.$$

Швидкість руху газу в трубопроводах брудного та чистого газу приймається в межах 15…20 м/с. Так як пил дрібнодисперсна, можна прийняти $\boldsymbol{v}_i$ = 17 м/с. Фактична швидкість в газоході $v_{факті}$ визначається після визначення діаметра газоходу на ділянці по формулі:

$$v_{факт\,i} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{Q_{pi}}{d_i^2}$$

$$v_{факт\,1} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{167{,}652}{3{,}54^2} = 17{,}042;$$

$$v_{факт\,2} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{223{,}378}{4{,}1^2} = 17{,}011;$$

$$v_{факт\,3} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{447{,}679}{5{,}8^2} = 17{,}011;$$

$$v_{факт\,4} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{224{,}065}{4{,}1^2} = 16{,}980;$$

$$v_{факт\,5} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{225{,}270}{4{,}1^2} = 16{,}988;$$

$$v_{факт\,6} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{227{,}023}{4{,}1^2} = 17{,}037;$$

$$v_{факт\,7} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{113{,}560}{2{,}92^2} = 16{,}966;$$

$$v_{факт\,8} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{113{,}799}{2{,}92^2} = 17{,}002;$$

$$v_{факт\,9} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{113{,}786}{2{,}92^2} = 17{,}000;$$

$$v_{факт\,10} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{227{,}714}{4{,}1^2} = 17{,}007;$$

$$v_{факт\,11} = \frac{4 \times Q_{pi}}{\pi \times d_i^2} = 1{,}27 \times \frac{456{,}086}{5{,}85^2} = 8{,}476.$$

Сумарні втрати тиску (енергії 1м3 газу) Δр складаються з втрат тиску на тертя по довжині (лінійні втрати) $\Delta p_{тр}$ і втрат тиску на окремих місцевих опорах $\Delta p_м$.

$$\Delta p = \Delta p_{тр} + \Delta p_м = \sum_{i=1}^{m} \Delta p_{тр\,i} + \sum_{i=1}^{m} \Delta p_{м\,i}$$

$$\Delta p = \Delta p_{тр} + \Delta p_м = 39{,}713 + 1700{,}975 = 1740{,}698$$

де і - номер розрахункового ділянки;

m - кількість розрахункових ділянок.

Втрати тиску на тертя по довжині розрахункового ділянки визначаються за формулою Дарсі-Вейсбаха, Па:

$$\Delta p_{тр} = \lambda_i \times \frac{l_i}{d_{э\,i}} \times \rho_{i\,г} \times \frac{v_i^{\,2}}{2},$$

$$\Delta p_{тр}1 = 0{,}0088 \times \frac{22{,}50}{3{,}54} \times 0{,}985 \times \frac{17{,}042^2}{2} = 8{,}000;$$

$$\Delta p_{тр}2 = 0{,}0088 \times \frac{36{,}00}{4{,}1} \times 0{,}868 \times \frac{17{,}011^2}{2} = 9{,}728;$$

$$\Delta p_{тр}3 = 0{,}0081 \times \frac{18{,}00}{5{,}8} \times 0{,}866 \times \frac{17{,}011^2}{2} = 3{,}155;$$

$$\Delta p_{тр}4 = 0{,}0088 \times \frac{30{,}00}{4{,}1} \times 0{,}866 \times \frac{16{,}980^2}{2} = 8{,}039;$$

$$\Delta p_{тр}6 = 0{,}0088 \times \frac{10{,}00}{4{,}1} \times 0{,}854 \times \frac{17{,}037^2}{2} = 2{,}647;$$

$$\Delta p_{тр}7 = 0{,}0096 \times \frac{8{,}00}{2{,}92} \times 0{,}854 \times \frac{16{,}966^2}{2} = 3{,}233;$$

$$\Delta p_{тр}9 = 0{,}0096 \times \frac{9{,}00}{2{,}92} \times 0{,}853 \times \frac{17{,}000^2}{2} = 3{,}647;$$

$$\Delta p_{тр}10 = 0{,}0088 \times \frac{3{,}00}{4{,}1} \times 0{,}852 \times \frac{17{,}007^2}{2} = 0{,}788;$$

$$\Delta p_{тр11} = 0{,}0091 \times \frac{10{,}00}{5{,}85} \times 0{,}850 \times \frac{8{,}476^2}{2} = 0{,}476;$$

де λ_i – коефіцієнт гідравлічного тертя на ділянці;

l_i – Довжина розрахункової ділянки, м;

$d_{эі}$ – еквівалентний діаметр трубопроводу на ділянці. Для круглого трубопроводу еквівалентний діаметр рівний діаметру трубопроводу $d_{эі}=d_i$;

$\rho_{гі}$ – щільність газу на ділянці, кг/м^3;

v_i – середня швидкість на ділянці, м/с.

Визначаємо режим руху газу на розрахункових ділянках. Для цього розраховуємо число Рейнольдса і порівнюємо отримані значення з критичним. Приймаються значення критичного числа Рейнольдса рівною 2000 (Reкр = 2000). Число Рейнольдса визначаємо за формулою [7]

$$Re_i = \frac{v_i \times d_{эі}}{\nu_i}$$

$$Re_1 = \frac{17{,}042 \cdot 3{,}54}{21{,}106} = 2815490{,}846$$

$$Re_2 = \frac{17{,}014 \cdot 4{,}1}{23{,}144} = 2609822{,}921$$

$$Re_3 = \frac{16{,}971 \cdot 5{,}8}{23{,}144} = 3683111{,}77$$

$$Re_4 = \frac{17 \cdot 4{,}1}{23{,}126} = 2606890{,}664$$

$$Re_5 = \frac{17{,}017 \cdot 4{,}1}{23{,}126} = 2610616{,}066$$

$$Re_6 = \frac{16{,}984 \cdot 4{,}1}{23{,}016} = 2599616{,}083$$

$$Re_7 = \frac{17 \cdot 2{,}92}{22{,}907} = 1846195{,}144$$

$$Re_8 = \frac{17{,}035 \cdot 2{,}92}{22{,}907} = 1847933{,}479$$

$$Re_9 = \frac{17{,}033 \cdot 2{,}92}{22{,}907} = 1847716{,}522$$

$$Re_{10} = \frac{16{,}96 \cdot 4{,}1}{22{,}907} = 2605414{,}939$$

$$Re_{11} = \frac{17{,}013 \cdot 5{,}85}{22{,}907} = 3693069{,}477$$

На всіх розрахункових ділянках величини числа Рейнольдса перевищують критичне значення $R_{кр}$ = 2320, отже, на всіх ділянках режим течії турбулентний.

У разі руху газу в турбулентному режимі необхідно визначити зону (область) опору, чисельної характеристикою якої є критерій зони турбулентності [7]:

$$Re_i \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}},$$

Трубопровід сталевий, зварний, новий. Для таких труб абсолютна еквівалентна шорсткість ke = 0,02 ... 0,1 м [19, табл.1.41]. Приймаються $k_э$=0,06×10^{-3} м.

$$Re_1 \cdot \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2815490{,}846 \cdot \frac{0{,}00006}{3{,}54} = 47{,}720$$

$$Re_2 \cdot \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2609822{,}921 \cdot \frac{0{,}00006}{4{,}1} = 38{,}279$$

$$Re_3 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 3683111{,}77 \cdot \frac{0{,}00006}{5{,}8} = 38{,}191$$

$$Re_4 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2606890{,}664 \cdot \frac{0{,}00006}{4{,}1} = 38{,}151$$

$$Re_5 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2610616{,}066 \cdot \frac{0{,}00006}{4{,}1} = 38{,}169$$

$$Re_6 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2599616{,}083 \cdot \frac{0{,}00006}{4{,}1} = 37{,}929$$

$$Re_7 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 1846195{,}144 \cdot \frac{0{,}00006}{2{,}92} = 37{,}951$$

$$Re_8 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 1847933{,}479 \cdot \frac{0{,}00006}{2{,}92} = 37{,}942$$

$$Re_9 \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 1847716{,}522 \cdot \frac{0{,}00006}{2{,}92} = 37{,}982$$

$$Re_{10} \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 2605414{,}939 \cdot \frac{0{,}00006}{4{,}1} = 37{,}953$$

$$Re_{11} \times \frac{k_{эi}}{d_{эi}} = 3693069{,}477 \cdot \frac{0{,}00006}{5{,}85} = 18{,}915$$

де k_{ei} - абсолютна еквівалентна шорсткість стінок трубопроводу.

На всіх розрахункових ділянках значення критерію зони турбулентності знаходиться в межах від 10 до 500. Отже, рух відбувається в зоні змішаного опору, для якої справедлива формула Альтшуля:

$$\lambda = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{Re} + \frac{k_э}{d} \right)^{0{,}25}$$

$$\lambda_1 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2815490{,}846} + \frac{0{,}00006}{3{,}54} \right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_2 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2609362{,}743} + \frac{0{,}00006}{4{,}1} \right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_3 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{3685427{,}564} + \frac{0{,}00006}{5{,}8} \right)^{0{,}25} = 0{,}0081$$

$$\lambda_4 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2606987{,}287} + \frac{0{,}00006}{4{,}10} \right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_5 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2614577{,}051} + \frac{0{,}00006}{4{,}1}\right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_6 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2604464{,}015} + \frac{0{,}00006}{4{,}1}\right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_7 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{1846936{,}521} + \frac{0{,}00006}{2{,}92}\right)^{0{,}25} = 0{,}0096$$

$$\lambda_8 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{1846520{,}962} + \frac{0{,}00006}{2{,}92}\right)^{0{,}25} = 0{,}0096$$

$$\lambda_9 = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{1848470{,}773} + \frac{0{,}00006}{2{,}92}\right)^{0{,}25} = 0{,}0096$$

$$\lambda_{10} = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{2612456{,}949} + \frac{0{,}00006}{4{,}13}\right)^{0{,}25} = 0{,}0088$$

$$\lambda_{11} = 0{,}11 \times \left(\frac{68}{1844243{,}209} + \frac{0{,}00006}{5{,}85}\right)^{0{,}25} = 0{,}0091$$

Втрати тиску на місцевих опорах визначаємо по формулі Вейсбаха, Па:

$$\Delta p_м = \zeta_i \times \rho_{г\,i} \times \frac{v_i^2}{2},$$

$$\Delta p_{м1} = 0{,}95 \cdot 0{,}985 \cdot \frac{17{,}042^2}{2} = 135{,}885$$

$$\Delta p_{м2} = 2{,}795 \cdot 0{,}868 \cdot \frac{17{,}014^2}{2} = 351{,}143$$

$$\Delta p_{м3}=1,25\cdot0,866\cdot\frac{16,971^2}{2}=155,888$$

$$\Delta p_{м4}=4,934\cdot0,865\cdot\frac{17^2}{2}=616,64$$

$$\Delta p_{м6}=0,641\cdot0,853\cdot\frac{16,984^2}{2}=78,86$$

$$\Delta p_{м7}=1,7\cdot0,852\cdot\frac{17,^2}{2}=209,269$$

$$\Delta p_{м9}=0,73\cdot0,851\cdot\frac{17,033^2}{2}=90,117$$

$$\Delta p_{м10}=1,25\cdot0,85\cdot\frac{16,96^2}{2}=152,81$$

$$\Delta p_{м11}=2,22\cdot0,849\cdot\frac{17,013^2}{2}=273,089$$

2.6 Розрахунок рукавного фільтру

Вихідні дані:

– об’ємні витрати газу при нормальних фізичних умовах (НФУ), $Q'_{0\,г}$ нм^3/ч — 540000

– температура газу перед рукавним фільтром t, ºС — 126,376

– розрідження перед рукавним фільтром (сума розрідження (в зонті над піччю та втрати тиску на I-IV розрахункових ділянках) $p_г$, Па — 1488

– щільність часток пилу $\rho_п$, кг/м^3 — 4200

– пористість тканини (лавсан) $\varepsilon_т$ — 0,750

– барометричний тиск $p_{бар}$, кПа — 100

– запиленість газу перед фільтром Z_1, г/м^3 — 2,5

Визначимо щільність газу при нормальних фізичних умовах (НФУ).

$$\rho_{oг} = \frac{1}{100}\sum a_i \cdot \rho_{oi},$$

де a_i – вміст і-того компонента в об'ємних процентах;

ρ_{oi} – щільність і-того компонента при НФУ, кг/м^3.

Склад газу по даним підприємства та щільності компонентів газової фази при нормальних фізичних умовах (НФУ) приведені в таблиці 2.9.

$$\rho_{0\,г} = \frac{1}{100}\times(0{,}005\times1{,}251+0{,}0097\times1{,}491+0{,}04\times1{,}250+0{,}007\times2{,}926) = 1{,}293\left(\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}\right)$$

Значення щільності ρ_o при НФУ для деяких газів приведені в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Значення густини ρ_o при НФУ для деяких газів

Компонент	N_2	NO_2	CO	SO_2
Об'ємний вміст, % об.	0,005	0,00097	0,04	0,0007
Густина газу при НФУ, кг/м^3	1,251	1,491	1,250	2,926

Визначимо середній медіанний діаметр часток пилу d_m, мкм. Для цього по даним дисперсного складу пилу, будуємо функції розподілення маси матеріалу по діаметрам часток. Функція D (d) (від німецького терміну (*Durchgang* – прохід) дорівнює вираженому в процентах співвідношенню маси усіх часток, діаметр яких менше d, в загальній масі пиловидного матеріалу. Функція R (d) (від німецького терміну *Ruckstand* – залишок) визначається як виражене у процентах співвідношення маси усіх часток, діаметр яких більше d, до загальної маси матеріалу. Виконуються співвідношення:

$$D+R=100\%; \qquad D(d_{min})=0; \qquad D(d_{max})=100\%;$$

$$R(d_{min})=100\%; \qquad R(d_{max})=0,$$

де d_{min}, d_{max} – найменший та найбільший діаметри часток, що зустрічаються у даному матеріалі.

У координатній сітці, що відповідає розподіленню по формулі Ромашова, відкладаємо значення функції розподілення (рис. 2.4) [24]. При $D = R$ =50% d_m = 1,25 мкм.

Пористість пилу розрахуємо по формулі:

$$\varepsilon_n = 1 - 79 \times d_m^{0,47},$$

де d_m – середній медіанний діаметр часток пилу, мкм.

$$\varepsilon_n = 1 - 79 \times \left(1{,}25 \cdot 10^{-6}\right)^{0,47} = 0{,}867.$$

Об'ємні витрати газу, що поступає на очистку в рукавний фільтр при робочих умовах дорівнює, м^3/год:

$$Q_p = Q_{0\,г} \times \frac{(273 + t_г)}{273} \times \frac{101{,}3}{\left(p_{бар} - p_г\right)}$$

де $Q_{0\,г}$ – витрати газу при нормальних фізичних умовах (НФУ), нм^3/ч;

$t_г$ – температура газу, ^{0}С;

$p_г$ – розрідження газу, кПа;

$p_{бар}$ – атмосферний тиск, кПа.

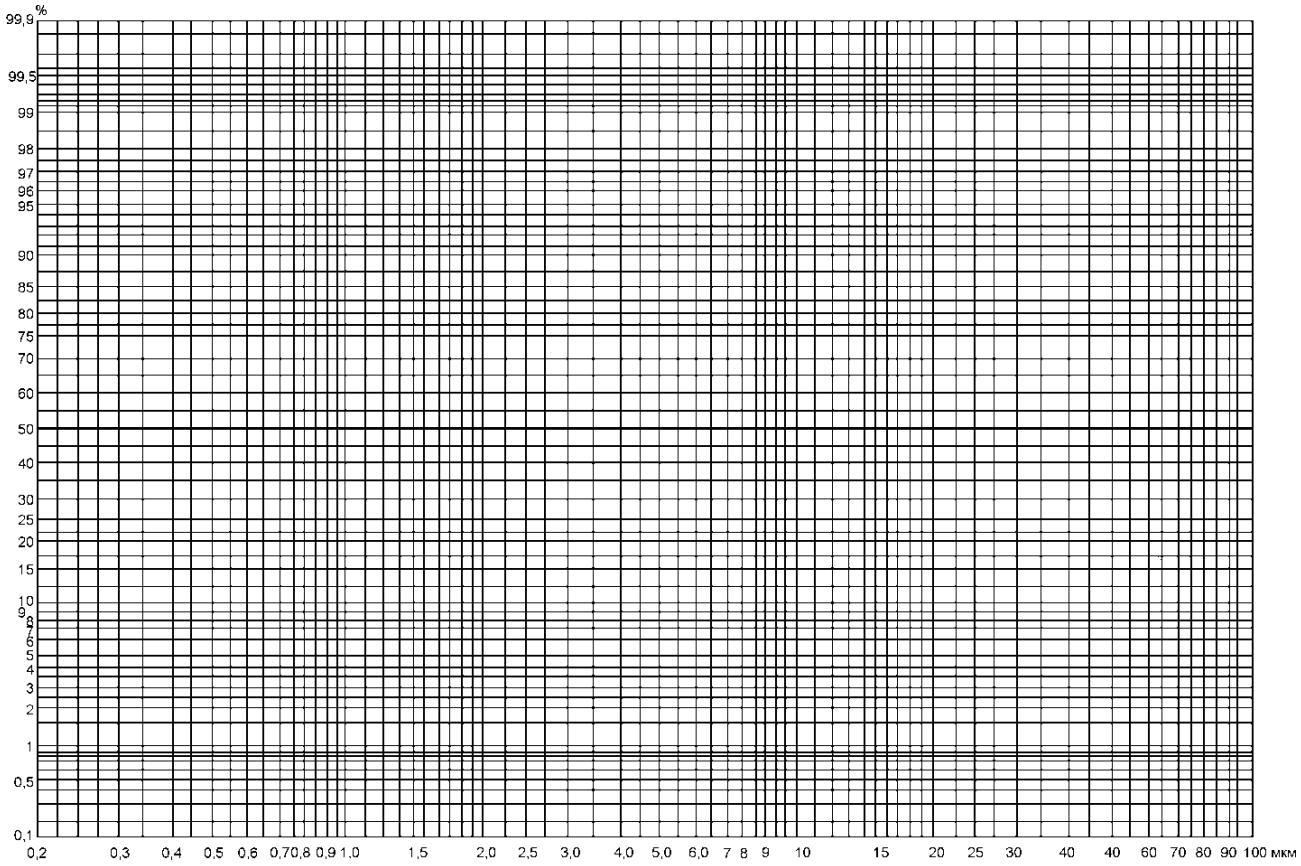


Рисунок 2.4 – Розподілення по виправленій формулі Ромашова

$$Q_p = 540000 \times \frac{(273+126{,}376)}{273} \times \frac{101{,}3}{(100-1{,}488)} = 812335{,}537 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} = 13538{,}926$$

$$\text{м}^3/\text{хв} = 225{,}649 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Густина газу при робочих умовах дорівнює, кг/м^3:

$$\rho_г = \rho_{0\,г} \times \frac{273}{(273+t_а)} \times \frac{(p_{бар} - p_r)}{101{,}3},$$

де $\rho_{0\,г}$ – щільність газу при нормальних фізичних умовах (НФУ), кг/нм^3.

$$\rho_г = 1{,}293 \times \frac{273}{(273+126{,}376)} \times \frac{(100-1{,}488)}{101{,}3} = 0{,}87 \text{ (кг/м}^3\text{)}.$$

Для прийнятих до установки рукавних фільтрів типу ФРИР питоме газове навантаження (що дорівнює швидкості фільтрації) $\boldsymbol{v}_ф$ складає 0,7…1,8 $\frac{м^3}{м^2 \cdot хв}$ [6].

Приймаємо $\boldsymbol{v}_ф$ = 1,45$\frac{м^3}{м^2 \cdot хв}$. Тоді необхідна площа фільтрації F_a дорівнює:

$$F_a = \frac{Q_p}{v_ф} = \frac{13538,926}{1,45} = 9337,19 \text{ м}^2.$$

Приймаємо до установки рукавний фільтр ФРИР–9000 з площею фільтрації 9000 м^2 [6].

Витрати стиснутого повітря для регенерації $Q_{0\ сж.}$ При НФУ складає не більше 350 нм^3/ч. Тиск стиснутого повітря не менше 0,5 МПа [6]. Витрати стиснутого повітря при робочих умовах складає:

$$Q_{р.\ сж.} = Q_{0\ сж.} \times \frac{(273 + t_в)}{273} \times \frac{101,3}{(p_{бар} + p_{сж})} = 350 \times \frac{(273+25)}{273} \times \frac{101,3}{(100+500)} =$$

$$= 64,503 \frac{\text{м}^3}{\text{год}} = 1,075 \frac{\text{м}^3}{\text{хв}}.$$

Визначимо фактичну швидкість фільтрації в рукавному фільтрі:

$$v'_ф = \frac{Q_р + Q_{р.сж.}}{F''_a} = \frac{13538,9 + 1,075}{9000} = 1,504 \frac{\text{м}}{\text{мин}} = 1,504 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^2 \times \text{мин}} = 0,025 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

Динамічну в’язкість окремих компонентів, що входять до складу газу, що відбирається від електродугової печі при робочих умовах, Визначимо по формулі, Па·с:

$$\eta_i = \eta_{0\,i} \times \left(\frac{273 + c'_i}{273 + t_г + c'_i} \right) \times \left(\frac{273 + t_г}{273} \right)^{1,5}$$

де c'_i – константа Сезерленда;

$\eta_{0\,i}$ – динамічна в'язкість для окремих компонентів газової суміші при НФУ.

Значення коефіцієнту динамічної в'язкості при нормальних фізичних умовах та константи Сезерленда для компонентів газової суміші наведені в таблиці 2.10 [5].

Таблиця 2.10 – Значення коефіцієнту динамічної в'язкості η та постійної Сезерленда c' для деяких газів при нормальних фізичних умовах

Компонент	*NO*	NO_2	*CO*	SO_2
Коефіцієнт динамічної в'язкості, $\eta\times10^6$, Па×с	17,5	12,2	16,6	11,6
Постійна Сезерленда	95,2	305	101	306

$$\eta_{NO} = 17{,}5\times10^{-6}\times\left(\frac{273+95{,}2}{273+126{,}376+95{,}2}\right)\times\left(\frac{273+126{,}376}{273}\right)^{1{,}5} = 23{,}058\times10^{-6};$$

$$\eta_{NO_2} = 12{,}2\times10^{-6}\times\left(\frac{273+305}{273+126{,}376+305}\right)\times\left(\frac{273+126{,}376}{273}\right)^{1{,}5} = 17{,}720\times10^{-6},$$

$$\eta_{CO} = 16{,}6\times10^{-6}\times\left(\frac{273+101}{273+126{,}376+101}\right)\times\left(\frac{273+126{,}376}{273}\right)^{1{,}5} = 21{,}960\times10^{-6};$$

$$\eta_{SO_2} = 11{,}6\times10^{-6}\times\left(\frac{273+306}{273+126{,}376+306}\right)\times\left(\frac{273+126{,}376}{273}\right)^{1{,}5} = 16{,}854\times10^{-6}.$$

Молярна маса газової суміші дорівнює:

$$M = \frac{1}{100}\sum a_i \cdot M_i$$

де M_i – молярна маса окремих компонентів газової суміші,

a_i – об’ємний вміст окремих компонентів газової суміші, %.

$$M = \frac{1}{100} \times (0{,}005 \times 30{,}0 + 0{,}00097 \times 46{,}0 + 0{,}04 \times 28{,}0 + 0{,}007 \times 64{,}0) = 0{,}018 \ \frac{\text{кг}}{\text{кмоль}}.$$

Динамічну в’язкість газової суміші визначимо з виразу:

$$\frac{M}{\eta} = \sum \frac{a_i \cdot M_i}{\eta_i}$$

$$= \left(\frac{0{,}005 \times 30}{17{,}5} + \frac{0{,}00097 \times 46}{12{,}2} + \frac{0{,}04 \times 28}{16{,}6} + \frac{0{,}0007 \times 64}{11{,}6}\right) = 0{,}083 \times 10^{8}.$$

Звідки: $$\eta = \frac{M}{M / \eta}$$

$$\eta = \frac{0{,}018}{0{,}083 \times 10^{8}} = 21{,}686 \times 10^{-6} \text{ Па·с}.$$

Визначимо коефіцієнті фільтрації А и В:

$$A = 0{,}475 \times \frac{(1-\varepsilon_n)^2}{(\varepsilon_m)^{3{,}24} \cdot \varepsilon_n^3 \cdot d_m^{1{,}77}}.$$

$$A = 0{,}475 \times \frac{(1-0{,}867)^2}{(0{,}75)^{3{,}24} \times (0{,}867)^3 \times \left(1{,}25 \times 10^{-6}\right)^{1{,}77}} = 916{,}105 \times 10^{6};$$

$$B = \frac{817 \times (1-\varepsilon_n)}{(d_m)^2 \times \varepsilon_n^3 \times \rho_n}.$$

$$B = \frac{817 \times (1 - 0{,}867)}{\left(1{,}25 \times 10^{-6}\right)^2 \times (0{,}867)^3 \times 4200} = 3769{,}086 \times 10^6.$$

Визначимо гідравлічний опір тканини Δp_1, Па:

$$\Delta p_1 = A \times v_{ф}^{'} \times \eta .$$

$$\Delta p_1 = 916{,}1054922 \times 10^6 \times 1{,}504 \times 21{,}106 \times 10^{-6} = 531{,}059$$

Тоді час між регенераційного періоду дорівнює:

$$t_p = \frac{\Delta p / \left(v_{ф}^{'} \times \eta\right) - A}{B \times v_{ф}^{'} \times Z_1},$$

де Δр - опір фільтру. Гідравлічний опір рукавної фільтру типу ФРІР не більше 2000 Па [16]. Приймаються гідравлічний опір рукавної фільтру ФРІР-9000, що дорівнює 2 кПа.

$$t_p = \frac{2000 / \left(1{,}504 \times 21{,}106 \times 10^{-6}\right) - 916{,}1054922 \times 10^6}{3769{,}086113 \times 10^6 \times 1{,}504 \times 2 \cdot 10^{-3}} = 10728 \text{ с} = 2{,}98 \text{ год}..$$

Маса пилу, що затримується 1 м^2 площі фільтруючої поверхні M_1 дорівнює, кг:

$$M_1 = Z_1 \times v_{ф}^{'} \times t_p ;$$

$$M_1 = 2 \times 10^{-3} \times 1{,}504 \times 10728 = 0{,}672.$$

Гідравлічний опір шару пилу Δp_2 дорівнює, Па:

$$\Delta p_2 = B \times M_1 \times v_{ф}^{'} \times \eta ;$$

$$\Delta p_2 = 3769{,}086113 \times 10^6 \times 0{,}672 \times 1{,}504 \times 21{,}106 \times 10^{-6} = 1468{,}941 \text{ (Па)}.$$

Сумарний опір тканини та шару пилу дорівнює, Па:

$$\Delta p = \Delta p_1 + \Delta p_2 = 531{,}059+1468{,}941 = 2000.$$

Ступінь очистки от пилу в рукавному фільтрі $\eta_{оч}$ не менше 99 %. Приймаємо ступінь очистки рівною 99 %. Запиленість газу на виході з апарату Z_2 складає не більше, г/м^3:

$$Z_2 = Z_1 \times (1 - \eta_{оч}) = 2{,}5 \times (1 - 0{,}99) = 0{,}025.$$

2.7 Вибір тягодуттьового обладнання

Димососи вибираємо на основі аеродинамічного розрахунку газовідвідного тракту. Продуктивність димососа $Q_д$ приймаємо із запасом 10% незалежно від температури газів, але з поправкою на барометричний тиск $Р_{бар}$ = 100 кПа:

$$Q_д = 1{,}1 \times Q_р \times \frac{101{,}3}{p_{бар}}.$$

На восьмій розрахунковій ділянці, де встановлюємо димососи, $Q_р$ = 114,016 м^3/с = 410457,8 м^3/год при робочих умовах.

$$Q_д = 1{,}1 \times 410457{,}800 \times \frac{101{,}3}{100} = 457373{,}127 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Тиск, що створюється димососом (розрідження), приведене до умов каталогу, за яким вибирається димососи $\Delta Р_{кат}$, приймається рівним

$$\Delta p_{кат} = \beta_2 \times \Delta p_р \times K_р = 661628{,}906$$

де β_2 – коефіцієнт запасу тиску. Приймаємо коефіцієнт запасу тиску β_2 = 1,2 .

$\Delta p_р$ – сумарний опір газовідвідного тракту отримане в результаті аеродинамічного розрахунку. $\Delta p_р$ = 3901 Па.

$K_р$ – коефіцієнт перерахунку.

Коефіцієнт K_p визначається по формулі [7]:

$$K_p = \frac{\overline{T_{г\,i}}}{T_x} \times \frac{101{,}3}{p_{бар}} \times \frac{\rho_{0\,г\,i}}{\rho_{0в}},$$

де T_x - температура, для якої складена характеристика вентилятора (димососа), К;

$\overline{T_{г\,i}}$ – середня температура газу на останній розрахунковій ділянці газоходу,

$$\overline{T_{г\,i}} = (\overline{t^0_{г\,i}} + 273);$$

$\rho_{0\,г\,i}$ – щільність газу при НФУ на останньому розрахунковому ділянці, кг/м^3; $p_{бар}$ – атмосферний тиск, кПа;

$\rho_{0в}$ – густина повітря при нормальних фізичних умовах (НФУ), кг/м^3.

Аеродинамічні характеристики димососів в [7] дані при температурі T_x = (273+30). Щільність газу при нормальних фізичних умовах визначена в пункті 2.3. Вона дорівнює $\rho_{0\,г}$ = 1,293 кг/м^3; $t_{кат}$ =30ºС [7].

Середня температура газу на сьомій розрахунковій ділянці $\bar{t}_г$ = 121,2 ^{0}С.

Тоді:

$$K = \frac{(273+121.2)}{(273+30)} \times \frac{101{,}3}{100} \times \frac{1{,}293}{1{,}293} = 1{,}318.$$

$\Delta p_{кат}$ = 1,2 × 4103,806 ×1,318= 6498,58 Па = 661628,906 мм вод. ст.

Приймаються до установки димососи ВДН-25×2 [7] з наступними характеристиками: витрати газу $Q_{кат}$ – 410458 м^3/час = 114 м^3/с;

– створюване тиск (розрідження) - 662 мм в. ст. = 6492 Па;
– коефіцієнт корисної дії $\eta_{пд}$ = 0,75;
– число обертів n = 980 об/хв.

Потужність димососа визначаємо за формулою, кВт:

$$N = \frac{Q_{кат} \times p_{кат}}{\eta_{кат} \times K} \times 10^{-3}$$

$$N = \frac{114 \times 6492}{0{,}75 \times 1{,}318} \times 10^{-3} = 554{,}77 \quad (\text{кВт}).$$

Димососи комплектуються двигуном АОД-500-10У1. Потужність електродвигуна 500 кВт. Напруга в мережі 6000 В.

3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1 Аналіз потенційно шкідливих факторів виробничого середовища

Основними небезпечними факторами сталеплавильного цеху є шкідливі хімічні речовини (нікелю оксиди, ангідрид хромовий, марганцю оксиди, оксиди азоту, вуглецю оксиди, сірчистий ангідрид), які виділяються з печі при виплавці сталі. Фактичні значення шкідливих речовин перевищують нормативні (значення вказані в карті умов праці). Найбільш небезпечним є ангідрид хрому, фактичне значення якого перевищує нормативне значення в 3,6 рази і відноситься до III ступеня небезпеки.

Пил також є небезпечним фактором. Джерелом утворення пилу є забруднена шихта, дрібнозернисті добавки, футеровки, шлаки, що конденсуючі пари металів та ін. Особливо велике пиловиділення відбувається при кисневому дутті, тому що підвищується температура в локальній зоні і енергійно випаровується залізо. Як видно з карти умов праці фактичне значення пилу перевищує нормативне в 2,45 рази і відноситься до II ступеня небезпеки (таблиця 3.1).

Сталеплавильний цех оснащений різноманітним механічним, електричним і підйомно-транспортним обладнанням, робота яких супроводжується шумом і загальної вібрацією. Фактичні значення яких значно перевищують нормативні і відносяться до III і II ступенів небезпеки відповідно.

Істотне значення для санітарно-гігієнічної характеристики сталеплавильного виробництва мають метеорологічні умови, які визначаються температурою повітря, швидкістю руху повітря, відносною вологістю повітря і інфрачервоним випромінюванням [8].

Підвищена температура цеху навіть в холодний період року пов'язана з виділенням величезної кількості тепла від розплавленого і нагрітого металу, відкритих джерел та гарячих поверхонь агрегатів. Температура повітря в

цеху в холодний період року перевищує допустимі значення на 17ºС і відносяться до III ступеня небезпеки.

Таблиця 3.1 - Оцінка факторів виробничого середовища трудового процесу (сталевар)

№ п/п	Фактори виробничого середовища і трудового процесу	Норм. знач.	Факт. знач.	III клас – шкідливі і небезпечні умови і характер праці			Час дії фактор у за зміну, %
				I	II	III	
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м3						
	I клас небезпеки						
	Ангідрид хрому	0,01	0,036			3,6р	85
	II клас небезпеки						
	Марганцю оксиди	0,3	0,4	1,3р			85
	Нікелю оксиди	0,50	0,08	0,16р			85
	III – IV клас небезпеки						
	Сірчистий ангідрид	10	17,9	1,79р			85
	Оксиди азоту	5	5,5	1,1р			85
	Вуглецю оксиди	20	22,2	1,11р			85
2	Пил переважно фібро-генної дії, мг/м3	4	9,8		2,45р		85
3	Вібрація (обща), дБ	101	106		5		85
4	Шум, дБА	80	97			17	85
5	Інфразвук, дБ						
6	Ультразвук, дБ						
7	Неіонізуюче випромінювання: - радіочастотний діапазон, В / м - діапазон пром. частоти, кВ / м Опт.діапазон(лаз.випромінюватися.), Вт/м						
8	Мікроклімат у приміщенні:						
	- температура повітря, º С (ХП)	13	30			17	85
	- швидкість руху повітря, м / с	0,2	0,5	0,3			85
	- відносна вологість повітря,%	75	73	-			85
	- інфрачервоне випромінювання, Вт/м2	140	3100			2960	85
9	Температура навколишнього повітря (під час пріці на відкр. повітрі), ºС Літом Зимою						
10	Атмосферний тиск						
11	Тяжкість і напруженість праці	Тяжка- III					
12	Загальна оцінка умов праці			6	2		

Несприятливу дію на організм працюючих надає інфрачервоне випромінювання. Як видно з карти умов праці фактичне значення інфрачервоного випромінювання значно перевищує нормативне на 2960 Вт/м2 і відноситься до III ступеня небезпеки.

Умови і характер праці у сталеплавильному цеху відноситься до важкої категорії робіт. Сталевар має право:

- На отримання пенсії за списком № 1, у зв'язку з наявністю більше двох факторів III ступеня небезпеки;

- На додаткову відпустку в розмірі 36 днів;

- На видачу молока у зв'язку з наявністю шкідливих сполук.

3.2 Заходи щодо запобігання небезпечних та шкідливих факторів

Розробка спеціальних пристроїв для ефективного вловлювання (або відсмоктування) газів ускладнюється складністю устаткування дугових сталеплавильних печей герметичними газовідвідними пристроями у зв'язку з наявністю рухомих частин при підйомі і опусканні електродів, підйомі і повороті склепіння, нахилі печі, а також тим, що відсмоктування не повинне впливати на технологічні процеси і техніко-економічні показники роботи електропечі.

Частково це завдання вирішується за допомогою аераційного ліхтаря П-образного типу, розташованого над печами, що збільшує його пропускну здатність. Метод аерації найбільш простий, але він має недоліки: висхідними потоками несеться тільки дрібний пил, а великі фракції осідають в цеху; верхня зона цеху загазовується і запиляється проходять потоками настільки, що машиністи мостових електрокранів часто погано бачать робочий майданчик печі; що викидається в атмосферу пил забруднює повітряний басейн.

Більш ефективно застосовувати місцеві відсмоктувачі з механічною тягою, які можуть бути двох видів: 1) зонти і ковпаки, встановлені вище

електродів і механічно непов'язані з піччю; 2) різної форми відсмоктувачі, закріплені на печі і переміщаються з нею при виконанні технологічних операцій.

Зонти і ковпаки, не зєднані з піччю, мають зазвичай такі розміри, щоб у них потрапляли гази, що вириваються з усіх нещільностей, тобто вони закривають всю піч. Однак це не заважає обслуговуванню печі краном (наприклад, підняття електродів). Для цієї мети зонти роблять поворотними, що ковзають по направляючим, розсувними і т.д.

У тих випадках, коли основне виділення газів відбувається не через зазори навколо електродів, а через робоче вікно (що може бути при хорошому ущільненні електродів і ведення плавки без кисневого дуття), зонт підвішується над робочим вікном таким чином, щоб не заважати нахилу та обслуговуванню печі .

Температура димових газів, що видаляються зонтами, як правило, не перевищує 150ºС, тому їх можна виготовляти зі звичайної сталі. Найбільш доцільно застосовувати відсмоктувачі, закріплені безпосередньо на печі. Ефективність відсмоктування такого типу 75 - 85%.

До основних недоліків газовиділення за допомогою місцевих відсмоктувачів (зонти, ковпаки) слід віднести набагато більший в порівнянні з відсмоктуванням газів з робочого простору обсяг відсмоктування газоповітряної суміші, значну металоємність, а також деяку незручність обслуговування печі.

Відсмоктування газів з робочого об'єму призводить до того, що склепіння не покриваються настилямі з пилу, які значно знижують його стійкість [9].

При проектуванні металургійних агрегатів і технологічних процесів необхідно передбачати максимально можливий теплозахист і герметизацію устаткування, щоб забезпечити зниження температури зовнішніх поверхонь тепловиділяючого обладнання до 35 ˚ С, локалізацію тепла на огорожах

поверхонь теплових агрегатів за допомогою вбудованого або зовнішнього екранування.

Існує екранування, що поглинає і розсіює потік випромінювання (водяні або відбивні екрани, різні завіси), а також індивідуальні засоби захисту та інше. Конструктивні варіанти відбивних екранів різноманітні. Основним елементом екрана є матеріал, що володіє хорошими відбиваючими властивостями: листовий алюміній, альфоль, біла жерсть та інше.

Найбільше застосування для захисту від теплових випромінювань отримали прості по своєму пристрою азбестові щити на металевій рамі, сітці і металевих аркушах. Щити виготовляються двостулковими з круглим отвором у центрі, діаметр якого трохи більше сталевипускного отвору. Щит-екран має стулки, які під час установки сталевипускного жолоби відкриваються, а під час роботи у сталевипускні отвори закриваються. На одну з сторін щита накладають шар азбесту чи спеціально приготовленої теплоізоляційної маси.

Для захисту машиністів завалочне машин від теплового опромінення застосовуються щити з металевої сітки. Знизити температуру випромінюючих поверхонь можна також шляхом охолодження їх водою.

Застосовуються різні способи захисту організму від впливу тепла, переданого конвекцією. У літній період в гарячих цехах відкриваються всі вікна і отвори в стінах, ліхтарі та шахти в покрівлі. Відкриті ліхтарі та шахти служать головним чином для видалення гарячого повітря з цехів, а отвори в стінах - для припливу свіжого повітря. Таким чином, створюється потужний природний повітрообмін (30 - 40-кратний на годину). Разом з повітрям видаляється значна кількість тепла, що сприяє зниженню температури повітря в приміщенні.

Крім загального повітрообміну, велике значення має місцевий приплив повітря від обдуваючих вентиляційних пристроїв, тобто повітряних душів. Повітряний душ являє собою потік повітря спрямований на робітника або на обмежену робочий майданчик. Температура цього потоку зазвичай нижче,

ніж навколишнього повітряного середовища. Таким чином, створюється обмежена зона рухається повітря з відмінними від навколишнього середовища швидкістю руху, температурою і відносною вологістю повітря. Повітряні душі бувають стаціонарні і пересувні. На підприємствах чорної металургії широке застосування знайшли пересувні віялові душірующі агрегати.

Екрани, повітряні душі, водорозпилювачі у сталеплавильному цеху застосовують для нормалізації метеорологічних умов на робочих місцях [10].

Аерацією називають організований природний повітрообмін в приміщенні. Її здійснюють через спеціально передбачені регулюємі отвори в зовнішніх огородженнях з використанням природних спонукачів руху повітря - гравітаційних сил і вітру. Аерація може забезпечувати досить інтенсивне провітрювання приміщень.

Конструктивно просто вирішується аерація для приміщень, що мають зовнішні огородження.

До аераційних пристроїв відносяться приточні фрамуги (стулки), що відкриваються, ліхтарі, дефлектори, шахти.

Припливні стулки влаштовуються трьох типів: одинарні верхньо-підвісні, що обертаються на верхній осі; одинарні середньо-підвісні, що обертаються на середній осі; подвійні (обидві стулки верхньо-підвісні), що обертаються на верхній осі. Стулка одинарна верхньо-підвісна застосовується іноді і як витяжна.

Стулки верхньо-підвісні застосовують для притоку та витяжки, зазвичай вони відкриваються на кут не більше 45°. Стулки на середній осі можуть повертатися на кут 90°, встановлюючись в горизонтальному положенні. Перевагою середньо-підвісних стулок є те, що вони добре урівноважені і їх легко втримати в заданому положенні. Верхньо-підвісні стулки при подвійних рамах в теплу пору року направляють приплив вниз, до підлоги цеху.

Стулки на нижній осі застосовуються в отворах для подачі припливу в холодну пору року, причому вони відкриваються всередину цеху на кут не більше 30 °. Це сприяє тому, що холодний потік після надходження в приміщення, рухається вгору і лише потім перекидається в нижню зону цеху, відповідно підвищивши свою температуру. Стулки, розташовані на висоті до 2 м від підлоги, часто відкривають вручну. Закріплюють стулки у заданому положенні рейкою. Стулки, розміщені на. висоті більше 2 м від підлоги, забезпечують механізмом, для їх відкривання. Фрамуги в ліхтарях обладнуються механічним приводом.

Витяжні отвори. Для видалення повітря з приміщення можна використовувати в залежності від будівельних особливостей будинку верхню частину високих вікон (як правило, стулки на верхній осі), отвори вікон другого світла, але найчастіше прорізи в ліхтарях.

Незадувний ліхтар. Такий ліхтар працює на витяжку обома своїми сторонами незалежно від напрямку вітру. Для виключення можливості задування вітру в ліхтар його оснащують вітровідбійними щитами, завдяки яким обидві сторони ліхтаря працюють на витяжку, з огляду на те що в просторі між щитами і стінками ліхтаря утворюється розрідження незалежно від напрямку вітру.

3.3 Об'ємно-планувальні рішення в будівлі та споруди цеху СПЦ-2

Підприємство розміщене в промисловому районі населеного пункту з підвітряного боку і на певній відстані від житлового району. Санітарно-захисна зона становить не менше 1000 м.

Будівля сталеплавильного цеху розташовується так, щоб забезпечувалися найбільш сприятливі умови для роботи - природне освітлення, провітрювання і захист від інсоляції. Для остигаючого металу, шлаку, ковшів передбачені навіси, галереї, розташовані від місць притоку свіжого повітря, що поступає в цех.

Вентиляційні пристрої в приміщенні сталеплавильного цеху забезпечують температуру, вологість і швидкість руху повітря, а також вміст шкідливих речовин у повітрі робочої зони відповідно до допустимими нормами.

Всі двері відкриваються назовні. Не слід влаштовувати виходи у бік прокладених поблизу залізничних колій. Ширина дверей і сходів розраховується відповідно до числа людей, які можуть скористатися ними. Для попередження попадання холодного повітря в робочі приміщення двері та ворота обладнуються тамбурами.

Поверхню підлоги у виробничих будівлях роблять горизонтальними та рівними, без порогів і виступів. Матеріал для покриття підлог вибирають в залежності від конкретних умов виробництва та виду внутрішньоцехового транспорту. Він забезпечує гладку, неслизьку поверхню, зручну для очищення, а також відповідно до гігієнічних і експлуатаційних вимог даного приміщення.

Створні віконні та ліхтарні палітурки та інші відкриваються пристрої в приміщеннях, розрахованих на аерацію, обладнані легко керованими пристроями для відкривання.

Ширину робочого майданчика пічного прольоту сталеплавильного цеху з підлоговими завалочними машинами роблять такими, щоб відстань між крайніми виступаючими частинами складу з мульдами і арматурою печі, а також між мульдами і завалочною машиною має бути не менше 500мм. З робочого майданчика пічного прольоту сталеплавильних печей влаштовують виходи вниз під робочий майданчик (не менше одного на дві печі) і в розливний проліт (не менше одного на три печі). Виходи обладнають маршовими сходами.

Для повідомлення робочого майданчика пічного прольоту сталеплавильних печей з шихтовими і разливочними прольотами влаштовані сходи, не менше однієї на три печі. Розташування входів, а також отвори для подачі залізничних складів в будівлі сталеплавильних цехів повинні

забезпечувати безпечний прохід до робочих місць.

Для забезпечення необхідної природної освітленості всі засклені поверхні очищають від кіптяви і пилу. Для очищення їх, а також для ремонту скління вікон і ліхтарів застосовують спеціальні пристрої і пристосування, що забезпечують зручне і безпечне виконання цих робіт. Будинки і споруди сталеплавильних цехів, обладнані блискавкозахистом [11].

3.4 Умови електробезпеки

У зв'язку з великим числом металоконструкцій, а також з виділенням струмопровідного пилу, газів і підвищеними температурами до пристрою і експлуатації електроустановок та електромереж електросталеплавильних цехів пред'являються підвищені вимоги.

Загальне постачання цеху електроенергією здійснюється через цехову підстанцію, яка служить для підведення, перетворення і розподілу електроенергії в цеху. Усі підключення на підстанції здійснюється за допомогою високовольтної апаратури.

Пристрої й розміщення електрообладнання на підстанції повинні бути такими, щоб його обслуговування було безпечним. Однією з важливих умов безпеки є вимога, щоб підстанція і її окремі приміщення були недоступні для сторонніх. У цеху ця умова виконується.

Все обладнання високої напруги захищене постійно закріпленими сітками висотою не менше 1,7 м.

За ступенем небезпеки ураження людей електричним струмом електросталеплавильний цех відноситься до категорії - особливо небезпечні приміщення, так як виробничі приміщення характеризуються підвищеною температурою повітря, більше 25ºС, значним вмістом в ньому струмопровідного пилу; підлоги володіють струмопровідними властивостями; є постійна небезпека одночасного дотику людини з

металоконструкціями і частинами електроустановок, випадково опинилися під напругою.

Електроустаткування електросталеплавильного цеху надзвичайно різноманітне. Сюди входять синхронні і асинхронні електродвигуни змінного струму, а також інші апарати напругою 6 кВ, а також електродвигуни, апаратура управління, кранове електрообладнання, внутрішньоцехові електромережі напругою до 380 В.

Всі струмоведучі частини електричних машин і апаратури управління огороджені, закриті кожухами, щоб уникнути випадкового дотику. У зв'язку з виділенням значної кількості пилу в робочий простір цеху використовуються електродвигуни закритого типу, забезпечені кришкою, що щільно прилягає до корпусу.

Для включення і відключення електроустановок застосовуються схеми безконтактного управління, які дозволяють виробляти знеструмлення тих або інших електричних машин та апаратів не шляхом розмикання контактів в цехах, а шляхом зняття з них напруги.

Складним електричним устаткуванням оснащені електромостові крани. Електрообладнання кранів розташоване на великій висоті, на металевих фермах, що представляє собою особливу небезпеку при обслуговуванні. Найбільш часті види електротравматизму в електросталеплавильному цеху - місцеві опіки верхньої частини тіла, заподіяні миттєвим спалахом електричної дуги (при U> 1кв). Ними уражається електротехнічний персонал, що порушує правила електробезпеки. Наприклад, у роботі при незнятій напрузі, без застосування захисних засобів. Особливо часто при усуненні неполадок на кранах в магнітних пускачів, рубильника, заміни ламп освітлювальної мережі, виправленні приводу електрифікованих візків та іншого.

При пошкодженні ізоляції електрообладнання напруга може випадково з'явитися на металевих частинах, які в нормальному положенні не знаходяться під напругою. При сполученні з металевими конструкціями, що

опинилися під напругою. При сполученні з металевими конструкціями, що опинилися під напругою, виникає небезпека ураження електричним струмом. Нещасні випадки можливі також при випадковому дотику працівника до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою (до проводів, шин, рубильника, запобіжники) [12].

Для запобігання неправильних операцій при обслуговуванні обладнання та попадання обслуговуючого персоналу за огородження під час використання обладнанні влаштовані блокування і сигналізація.

Передача та розподіл електроенергії всередині цеху здійснюються по кабелях, дротах або шинам. Кабелі в цеху покладені в каналах, тунелях або трубах вздовж стін, за перехідними містками на рівні кроквяних ферм, уздовж підкранових колій. Токопроводи в доступних для дотику місцях огороджені сітками.

Для захисту від механічних пошкоджень дроти на кранах прокладені в сталевих трубах. Пускорегулючу апаратуру встановлюють у місцях, відгороджених від робочого місця машиніста. Крани мають пристрій для автоматичного відключення тролейних проводів, розташованих на мосту, при виході машиніста з кабіни. Всі металеві корпуси електроапаратури та електрообладнання крана надійно заземлені.

Прокладку кабелю всередині цеху виконують в каналах, закритих зверху знімними покриттями з вогнестійких матеріалів. Особливо важливе значення в електросталеплавильному цеху має захист від переходу напруги на металеві неструмоведучі частини. Для захисту робітників від ураження електричним струмом всі неструмоведучі частини електрообладнання у цеху обладнані захисним заземленням в мережах напругою до 1000 В змінного струму - трифазною трипровідною з ізольованою нейтраллю. До системи захисного заземлення підключають також всю освітлювальну арматуру, металеві коробки перемикачів, кожухи розподільних щитів і іншого.

Захист від дотику до струмоведучих частин електроустановок досягається ізоляцією, огорожею, недоступними розташуванням

струмоведучих частин, використанням дистанційного управління, блокування і попереджувальної сигналізації, розміщенням струмоведучих частин на недоступній висоті, використанням зниженої напруги.

Найбільш поширеною, конструктивно простим і ефективним заходом захисту є захисне заземлення. Пристрій захисного заземлення не потрібне при нормальному напрузі 42 В і нижче змінного струму і до 110 В постійного струму і нижче постійного струму. Захисні функції заземлювального пристрою полягають у зниженні до безпечної величини напруги відносно землі на металевих частинах, які опинилися випадково під напругою, що дозволяє усунути небезпеку ураження доторкуючої до них людини [25].

Для з'єднання з землею використовується заземлювальний пристрій. Заземлювальний пристрій - сукупність заземлювача і заземлювальних провідників. Заземлювач - металевий провідник або група провідників, що знаходяться в безпосередньому зіткненні з землею. Заземлюючі провідники - металеві провідники, що з'єднують заземлюються частини електроустановок із заземлювачем.

Для заземлення використовують природні та штучні заземлювачі. При достатньому опорі природних заземлювачів пристрій штучних заземлювачів не потрібно. З'єднання в заземлюючих пристроях виконуються зварюванням. Заземлюючі провідники в приміщеннях повинні бути доступні для огляду.

Захисне заземлення потрібно виконувати в мережах напругою 1 кВ змінного струму - трифазних трипровідних з ізольованою нейтраллю, однофазних двопровідних, ізольованих від землі; в мережах напругою вище 1 кВ змінного і постійного струму з будь-яким режимом нейтральної або середньої точки обмотки джерел струму.

Пристрій, автоматично відключає електроустановку за час не більше 0,2 секунди при виникненні в ній струмів великої сили, в тому числі при появі напруги на корпусі та інших металевих частинах, називається захисним відключенням. Захисне відключення використовується самостійно або додатково до заземлення. Найбільше застосування захисне відключення

знаходить в переносних і пересувних електроустановках у мережах до 1000 В.

При неможливості або утрудненні у виконанні заземлення або захисного відключення допускається обслуговування електроустаткування з ізолюючого майданчика.

При обслуговуванні електроустаткування застосовують основні і додаткові захисні засоби. До основних відносяться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу устаткування і при використанні яких не допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, що підсилюють дію основних засобів і забезпечують безпеку при напрузі дотику та кроковому напрузі.

Для обслуговування розподільних пристроїв завжди повинен бути комплект захисних засобів, до якого входять: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти (або калоші для роботи при напрузі до 1000 В), діелектричні рукавички або рукавиці, ізолювальні підставки, гумовий килимок, ізолюючі прокладки, захисні окуляри, переносні огорожі, покажчики напруги, переносні захисні заземлення - закороткі, набір замків, призначених для закривання приводів роз'єднувачів, і не менше двох протигазів. Захисні засоби зберігають у спеціально відведених місцях, обладнаних шафами та спеціальними пристосуваннями для підвішування штанг, кліщів, тимчасових заземлювачів [12].

3.5 Пожежна безпека

Всі виробничі та складські приміщення залежно від кількості та пожежовибухонебезпечними властивостями матеріалів, що знаходяться в приміщенні, діляться на шість категорій: А і Б - вибухонебезпечні; В, Г і Д - пожежонебезпечні; Е - вибухонебезпечні.

До категорії Г належать виробництва, в яких звертаються вогнетривкі речовини і матеріали в гарячому, розпеченому або розплавленому станах, процес обробки яких супроводжується виділенням променистого тепла, іскор і полум'я; тверді речовини, рідини і гази, які спалюють або утилізуються як паливо.

За ступенем пожежної небезпеки електросталеплавильний цех відноситься до виробництва категорії Г. Оскільки для виробництва категорії Г нормативними документами допускається у будівлях цехів передбачати незахищені металоконструкції, в тому числі і несучі колони, то іноді проектувальники не передбачають їх захист від впливу рідкого металу у випадку аварії або викиду . У електросталеплавильному цеху вибухи та викиди рідкого металу можуть відбуватися в результаті завантаження рідкого металобрухту (шихти), а також у тому випадку, коли в рідкий метал вводять вологі розкислювачі і легуючі матеріали. Чим більше вологи перебуває в шихті, тим більше буде викид розплавленого металу. Тому вміст у металобрухті, для електропечі, навіть незначної кількості вологи становить серйозну небезпеку.

Ступінь вогнестійкості будинку залежить від ступеня возгораемості та межі вогнестійкості окремих частин його. Всі будівлі і споруди по вогнестійкості поділяються на п'ять ступенів: I, II, III, IV, V.

Приміщення виробництв категорії Г виконують з будівельних конструкцій I і II ступенів вогнестійкості. Кількість поверхів не обмежується. Для зменшення небезпеки виникнення та поширення пожеж важливе значення має раціональне пристрій цеху.

Несучі та огороджувальні конструкції будівель з підвищеною пожежною небезпекою повинні мати обриси, що перешкоджають скупченню виробничого пилу або утворюванні непровітрюваних просторів. Будівельні матеріали і конструкції за здатністю до займання підрозділяються на три групи: вогнетривкі, важкоспалимих та спалимої. [12].

4 ОРГАНІЗАЦІЙНО – ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

4.1 Організація виробництва

Структура управління виробництвом повинна забезпечувати оперативність, надійність, повноту контролю та керівництва ходом технологічного процесу.

На рис. 4.1 представлена схема управління електрометалургійним цехом.

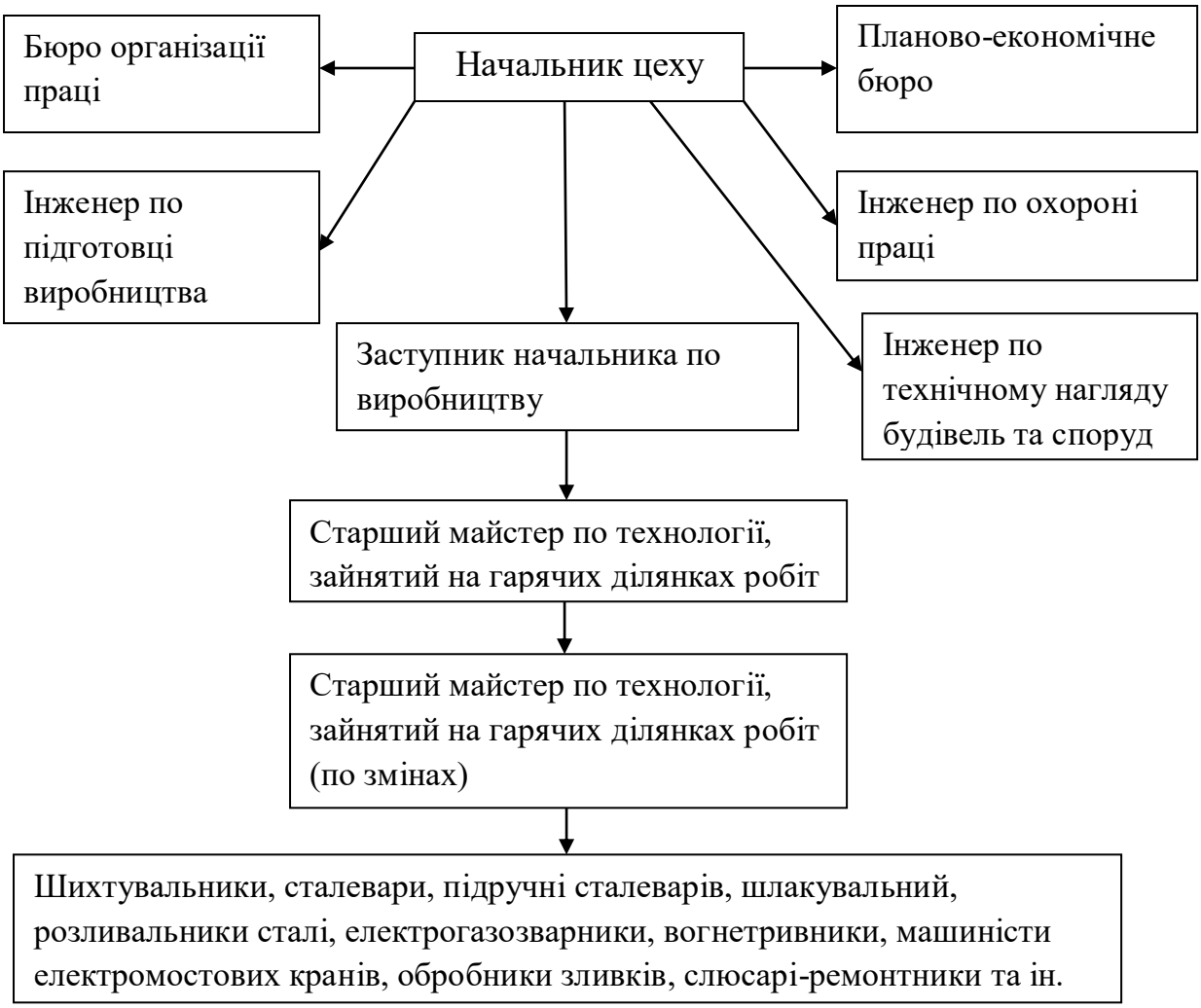


Рисунок 4.1 – організаційна структура управління електросталеплавильним цехом

Начальник цеху здійснює керування виробничо-господарчу діяльність цеху, забезпечує виконання завдань у встановлені строки, ритмічний випуск

продукції, ефективне використання основних та оборотних фондів. Організує планування, облік, складання та своєчасне представлення звітності о виробничій діяльності цеху, роботу по розвитку та укріпленню господарчого розрахунку, покращенню нормування праці, правильному застосуванню форм та систем заробітної платні та матеріального стимулювання, узагальненню та розповсюдженню новітніх прийомів та методів праці, вивченню та впровадженню новітнього вітчизняного та закордонного досвіду конструювання та технології виробництва аналогічної продукції, розвитку раціоналізації та винахідництва. Забезпечує своєчасну наладку та технічно вірну експлуатацію обладнання та інших основних засобів, виконання графіків їх ремонту, безпечні умови праці, а також своєчасне представлення працівникам пільг по умовам праці. Надає працівникам цеху підтримку та забезпечує розповсюдження їх творчої ініціативи. Проводить виховні роботи в колективі. Здійснює підбір кадрів цеху, їх розстановку та доцільне використання. Контролює дотримання працівниками правил та норм охорони праці та техніки безпеки, виробничої та трудової дисципліни, правил внутрішнього трудового розпорядку. Вносить пропозиції про заохочення працівників, що відрізнилися, накладанні дисциплінарних стягнень на порушників виробничої та трудової дисципліни, застосуванні при необхідності мір матеріального впливу.

Заступник по технологічному процесу проводить роботу по вдосконаленню організації виробництва, його технології, механізації та автоматизації виробничих процесів, попередженню браку та підвищення якості виробів, економії усіх видів ресурсів, освоєння нової продукції та технологічних процесів, використанню резервів підвищення продуктивності праці, а також по підвищенню рентабельності виробництва, зниженню трудомісткості, та собівартості продукції.

Інженер по нормуванню організує роботу по нормуванню праці, розрахунку норм, аналізу їх якості та своєчасному перегляду, впровадженню технічно обґрунтованих нормативів по праці, розширенню сфери нормування

праці робочих – почасових та службовців, вдосконаленню нормування на основі застосування міжгалузевих та галузевих нормативів по праці, методів мікроелементного нормування.

Інженер-економіст виконує роботу по здійсненню економічної діяльності підприємства, направленої на підвищення ефективності та рентабельності виробництва, якості продукції, що випускається, та освоєння нових видів, досягнення високих кінцевих результатів при оптимальному використанні матеріальних, трудових та фінансових ресурсів. Підгодовує вихідні дані для складення проектів господарчо-фінансової, виробничої та комерційної діяльності (бізнес-планів) підприємства з метою забезпечення росту об'ємів збуту продукції та збільшення прибутку.

Виконує розрахунки по матеріальним, трудовим та фінансовим затратам, необхідні для виробництва та реалізації продукції, що випускається, освоєння нових видів продукції, прогресивної техніки та технології. Здійснює економічний аналіз господарчої діяльності підприємства та його підрозділів, розробляє міри по забезпеченню режиму економії, підвищенню рентабельності виробництва, конкурентоздатності продукції, що випускається, продуктивність праці, зниженню витрат на виробництво та реалізацію продукції, усуненню втрат та непродуктивних витрат, а також виявленню можливостей додаткового випуску продукції. Визначає економічну ефективність організації праці та виробництва, впровадження нової техніки та технологій, раціоналізаторських пропозицій та винаходів.

Виробничу потужність цеху визначаємо по формулі [13]:

$$M = H_т \cdot T_{еф} \cdot N$$

де $H_т$ – продуктивність одиниці обладнання на одиницю часу (доба);

$T_{еф}$ – річний ефективний фонд часу праці одиниці обладнання, год.;

N – кількість одиниць одно типового обладнання.

Ефективний фонд часу праці обладнання на рік:

$$Т_{еф} = (Т_к - Т_{ппр}) \cdot 24$$

де $Т_к$ – календарний фонд часу;

$Т_{ппр}$ – тривалість планово-попереджальних ремонтів.

$$Т_{еф} = (365 - 32) \cdot 24 = 7992 \text{ годин} = 333 \text{ діб}$$

Визначаємо виробничу потужність цеху:

$$М = 350 \cdot 2 \cdot 333 = 233100 \text{ т}$$

Розрахунок явочної кількості основних робочих цеху здійснюємо з урахуванням нормі чисельності:

$$Ч_{яв.см.} = m \cdot Н_ч$$

де m – кількість печей, що обслуговуються;

$Н_ч$ – норма чисельності (кількість робочих, необхідна для обслуговування однієї печі).

$$Ч_{яв.см.} = 2 \cdot 14 = 28 \text{ людини}$$

При чотирьох бригадному графіку праці штатна добова чисельність основних робочих дорівнює:

$$Ч_{шт.доб.} = n_{бр.} \cdot Ч_{яв.см.}$$

де $n_{бр.}$ – кількість бригад;

$Ч_{яв.см.}$ – явочна кількість основних робочих цеху.

$$Ч_{шт.доб.} = 4 \cdot 28 = 112 \text{ люд.}$$

Для визначення списочної чисельності робочих використовуємо коефіцієнт списочності, який для чотирьох бригадного графіку з восьми часовим робочим днем по довідковим даним дорівнює 1.13. Тоді списочна чисельність основних робітників дорівнює:

$$Ч_{сп} = Ч_{шт.доб.} \cdot К_{сп}$$

$$Ч_{сп} = 112 \cdot 1{,}14 = 128 \text{ чол.}$$

Результати розрахунку представляємо у вигляді таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Штатний розклад основних працівників цеху

Спеціальність	Роз-ряд	Тарифна ставка	Графік роботи	Чисельність по бригадам				$Ч_{шт.сп.}$ чол.	Резерв	$Ч_{сп.}$, чол.
Сталевар електропечі	7	13,75	8-год 4-бриг	2	2	2	2	8	0	8
Підручний сталевара	6	11,96	-«-	2	2	2	2	8	1	9
Підручний сталевара	5	10,4	-«-	2	2	2	2	8	2	10
Підручний сталевара	4	9,04	-«-	2	2	2	2	8	1	9
Розливник сталі	6	11,96	-«-	2	2	2	2	8	0	8
Розливник сталі	5	10,4	-«-	2	2	2	2	8	1	9
Розливник сталі	4	9,04	-«-	2	2	2	2	8	0	8
Машиніст крану	5	10,4	-«-	5	5	5	5	20	5	25
Машиніст крану	4	9,04	-«-	7	7	7	7	28	4	32
Бригадир шихтового двора	5	10,4	-«-	1	1	1	1	4	0	4
Шихтувальник	4	9,04	-«-	1	1	1	1	4	2	6
Усього				28	28	28	28	112	16	128

4.2 Розрахунок капітальних вкладів

1. Капітальні вклади в будівництво будівель.

$$КВ_{буд} = Ц_{буд} \cdot V_{буд}$$

де $Ц_{буд}$ – середня ціна 1м^3 будівлі, грн.;

$V_{буд}$ – об’єм будівлі.

Об’єм будівлі цеху складає 300000м^3.

$$КВ_{буд} = 200 \cdot 300000 = 60 \text{ млн. грн}$$

2. Капітальні витрати на обладнання:

$$КВ_{о} = Ц_{о} \cdot (1 + К_{т-з} + К_{б-м}) \cdot m$$

де $Ц_{о}$ – ціна придбання одиниці обладнання, грн;

$К_{т-з}$ – коефіцієнт, що враховує транспортно-заготовчі витрати (0,1 від ціни обладнання);

$К_{б-м}$ – коефіцієнт, що враховує витрати на будівельно-монтажні роботи (0,15 від ціни обладнання);

m – кількість однотипного обладнання.

Для встановлення у цеху трьох дугових сталеплавильних печей необхідно витратити:

$$КВ_о = 500 \cdot (1 + 0{,}1 + 0{,}15) \cdot 2 = 1250 \text{ млн. грн}$$

Для встановлення двох установок піч-ківш необхідно витратити:

$$КВ_о = 100 \cdot (1 + 0{,}1 + 0{,}15) \cdot 1 = 125 \text{ млн. грн}$$

Загальні капітальні затрати становлять:

$$КВ_о = 1250 + 125 = 1375 \text{ млн. грн}$$

3. Капітальні вклади в підйомно-транспортне обладнання приймаємо рівним 10% від капітальних вкладів в обладнання – 137,5 млн. грн.

4. Інші витрати приймаємо рівними 10% від капітальних вкладів в обладнання, будівництва, підйомно-транспортне обладнання – 157,25 млн. грн.

5. Сумарні капітальні витрати на будівництво цеху складають:

$$КВ = 1375 + 137{,}5 + 60 + 157{,}25 = 1729{,}75 \text{ млн. грн}$$

6. Амортизаційні відрахування визначають за формулою:

$$А = КВ \cdot Н_а$$

де $Н_а$ – норма амортизації за рік, %.

$$А = 60 \cdot \frac{5}{100} = 3 \text{ млн. грн}$$

Амортизаційні відрахування від вартості обладнання:

$$А = 1375 \cdot \frac{15}{100} = 206{,}25 \text{ млн. грн}$$

4.3 Розрахунок собівартості продукції

Витрати на утримання та експлуатацію обладнання рахуємо укрупненим методом та приймаємо у розмірі 110% від розміру амортизаційних відрахувань на обладнання:

$$Р_{утр} = 206,25 \cdot 1,1 = 226,88 \text{ млн. грн}$$

На 1 піч – 113,44 млн. грн.

Загальновиробничі витрати рахуємо укрупненим методом та приймаємо у розмірі 110% від розміру амортизаційних відрахувань на обладнання:

$$Р_{звир} = 3 \cdot 1,1 = 3,3 \text{ млн. грн}$$

На 1 піч – 1,65 млн. грн.

Відрахування на соціальні заходи приймаємо у розмірі 38,3% від фонду оплати праці основних та допоміжних працівників – 1,5 млн. грн.

Розрахунок собівартості продукції представлений у табл.4.2.

Адміністративні витрати приймаємо у розмірі 80% від величини загальновиробничих витрат – 2,64 млн. грн.

Витрати на збут приймаємо у розмірі 60% від величини адміністративних витрат – 1,58 млн. грн.

Повна собівартість 1 т сталі 12Х13– 19505,63 грн..

Повна собівартість річного випуску сталі 12Х13 – 4547 млн. грн.

4.4 Основні показники роботи цеху

Прибуток від реалізації продукції визначаємо по формулі [15]:

$$П = (Ц - С) \cdot В$$

де Ц – ціна одиниці продукції, грн.;

С – собівартість одиниці продукції, грн.;

В – річний об’єм виробництва продукції.

$$П = (22500 - 19505{,}63) \cdot 233100 = 6978 \text{ млн. грн}$$

Таблиця 4.2 – Калькуляція собівартості продукції (12Х13)

Найменування	Од. виміру	На річний об’єм продукції			На тону продукції	
		Витрата, т	Ціна за од., грн	Величина витрат, грн	Витрата, кг	Величина витрат, грн
Сировина, у тому числі:		-	-		-	
Стальний брухт	т	209790	0,95	199300500	900	855
Чавун	т	23310	3,20	74592000	100	320
Залізна руда	т	14944,04	2,48	37061222	64,11	159
Вапно	т	11508,15	0,80	9206518	49,37	39,5
Магнезит	т	1398,60	2,50	3496500	6	15
Плавиковий шпат	т	892,77	0,30	267832	3,83	1,15
Шамотний бій	т	1312,35	0,33	426515	5,63	1,83
Кокс	т	699,30	1,20	839160	3	3,6
Cr мет	т	35256,38	160,00	5641020000	151,25	24200
Алюміній	т	349,65	17,00	5944050	1,50	25,50
Енергія	кВт	162004,5	0,60	97202700	695	417
Кисень	$м^3$	13986,00	0,30	4195800	60	18
Стиснуте повітря	$м^3$	2097,90	0,20	419580	9	1,8
Зарплатня основних працівників	грн	-	-	3709467	-	15,91
Зарплатня допоміжних виробничих працівників	грн	-	-	219582	-	0,94
Відрахування на соц заходи	грн	-	-	1504826	-	6,46
Витрати на утримання та експлуатацію обладнання	грн	-	-	226875000	-	973,29
Загальновиробничі витрати	грн	-	-	3300000	-	14,16
Виробнича собівартість продукції	грн	-	-	4311153626	-	18494,87
Повна собівартість продукції	грн	-	-	4546762500	-	19505,63

Чистий прибуток визначаємо по формулі:

$$П_ч = П - (П \cdot \frac{25}{100})$$

де 25% - податок на прибуток.

$$П_ч = 698 - \left(698 \cdot \frac{25}{100}\right) = 523{,}49 \text{ млн. грн}$$

Розрахунок економічної ефективності капітальних вкладів:

$$Е = П_ч/КВ$$

де КВ – величина капітальних вкладів, грн.

$$Е = \frac{523,49}{1729,75} = 0,3$$

Рентабельність продукції визначаємо за формулою:

$$Р = \left(\frac{П_ч}{С_р}\right) \cdot 100\%$$

де $С_р$ – собівартість річного об'єму виробництва продукції, грн..

$$Р = \left(\frac{523,49}{4547}\right) \cdot 100\% = 11,5\ \%$$

Термін окупності капітальних вкладів складе:

$$Т_{ок} = \frac{1}{0,3} = 3,3 \text{ роки.}$$

Основні показники роботи цеху виплавки сталі 12Х13 наведені у табл. 4.3

Таблиця 4.3 – Основні показники роботи цеху виплавки сталі 12Х13.

Найменування	Одиниці виміру	Значення
1. Річний об'єм продукції 12Х13		
- У натуральних одиницях	т	233100
- У грошових одиницях	млн. грн	5245
2. Чисельність		
- основних працівників	чол	128
- допоміжних працівників	чол	8
- керівників, спеціалістів	чол	12
- майстрів	чол	7
3. Собівартість 1 т сталі 12Х13	грн./т	19505,63
4. Ціна 1 т сталі 12Х13	грн./т	22500
5. Річний прибуток	млн.грн	523,49
6. Рентабельність продукції	%	11,5
7. Величина капітальних вкладів	млн.грн	1729,75
8. Економічна ефективність КВ	грн.	0,3
9. Період окупності	років	3,3

ВИСНОВКИ

1. Представлена характеристика пилогазових викидів електросталеплавильного виробництва. Основним шкідливим компонентом відвідних газів, є тонкодисперсний пил, dm = 1,25 мкм. Запропонована схема відбору та очистки газу від дугової печі: піч – підвісний зонт – газохід брудного газу – колектор брудного газу – рукавний фільтр – газохід чистого газу - димососи – димова труба. Запропоноване сухе очищення неорганізованих викидів від ДСВ-50: здійснюється комбінований відбір газів від четвертого отвору своду у кількості 80000 $м^3$/год та від підкришного зонту в кількості 460000 $м^3$/год при нормальних фізичних умовах. Для очищення газів від обох печей обрали два рукавних фільтра ФРІР-9000. Ступінь очищення газів від пилу становить 99% при фактичній швидкості фільтрації 1,5 м/хв..Початкова запиленість газів 2,5 г/$м^3$, а після очистки складає 0,025 г/$м^3$.

2. Проведено аеродинамічний розрахунок газового тракту, сумарний гідравлічний опір якого склав 4104 Па. У якості тягодуттьового апарату до системи обраний димосос ВДН–25х2, що приводиться в рух двигуном типу АОД-500-10У1.

3. У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» був проведений аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища цеху і дана гігієнічна характеристика трудового процесу та оцінка факторів виробничого середовища робочого місця сталевара електропечі.

4. В організаційно-економічній частині розроблена схема управління цехом, розрахована кількість основних та допоміжних робітників для обслуговування однієї печі та усього цеху. Економічні розрахунки показали, що річний прибуток від виробництва сталі та утилізації пилу складає 523,5 млн. грн. та при капітальному вкладі 1729,85 млн. грн., термін окупності складе 3,3 роки.

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

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

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

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

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

13. Єгупов Ю.А. Організація виробництва на промисловому підприємстві. Навчальний посібник. К. : Центр навчальної літератури, 2006. 488 с.

14. 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.

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