

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІНЖЕНЕРНИЙ ІНСТИТУТ

ФАКУЛЬТЕТ БУДІВНИЦТВА ТА ЦИВІЛЬНОЇ ІНЖЕНЕРІЇ

Кафедра прикладної екології та охорона праці

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота/проект

диплом (магістерський)

(рівень вищої освіти)

на тему Проект системи одної камери газів електрооб'єкта -  
випередного виробництва з утилізацією виведеного пилу

Виконав: студент 2 курсу, групи ЗНС-18-1мв  
спеціальності 183 Технології захисту  
навколишнього середовища

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Технології захисту  
навколишнього середовища

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_

(код і назва спеціалізації)

Олександрчук О.А.

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., доц., к.т.н. Білокопек К.В.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., доц., к.т.н. Рижков В.Г.


(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2020

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІНЖЕНЕРНИЙ ІНСТИТУТ

Факультет будівництва та цивільної інженерії  
Кафедра прикладної екології та охорони праці  
Рівень вищої освіти другий (магістерський)  
Спеціальність 183 «Технології захисту навколишнього середовища»  
(код та назва)  
Освітня програма Технології захисту навколишнього середовища  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри   
« 08 » 01 2022 року

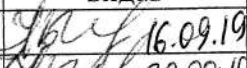
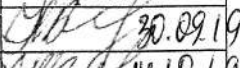
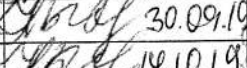
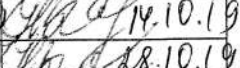
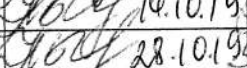
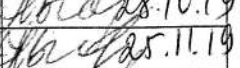
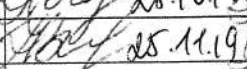
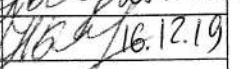
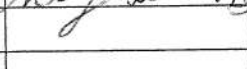
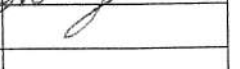
ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Остартіємчук Олену Андріївну  
(прізвище, ім'я, по батькові)

- Тема роботи (проекту) Проект системи сухої очистки газів електроостатковийого виробництва з оптимізацією виведеного пилу
- керівник роботи Белоненко Ірина Володимирівна, к.т.н., доц.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
- затверджені наказом ЗНУ від « 10 » 09 2019 року № 1542-С
- Строк подання студентом роботи 28.12.2019р.
- Вихідні дані до роботи Витрата газу при н.г.  $Q = 164296,5 \text{ м}^3/\text{год}$ , температура газу перед мушкетним фільтром  $t = 181,93^\circ\text{C}$ , коефіцієнт зменшення газу  $Z = 1,87/\text{м}^3$
- Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Варіант, розрахунок системи очистки в даній технології; захисту навколишнього середовища, дослідницький розділ, проектний розділ, оцінка впливу та технічної безпеки, організаційно-екологічна ефективність проекту, вивчення, перевірка джерел посилання

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)  
 Аналітично-технологічне схема виведення стій у  
 електромагнітній мережі, розріз електромагнітної мережі  
 мережі, план електромагнітної мережі. діюча ліч ДСВ-25,  
 схема розподілу, розріз розподілу, ФРП-2400, схема  
 уніфікації мережі, схема замкнутого відкритого трансформатора,  
 техніко-економічні показники роботи газорозподільної системи

6 Консультанти розділів роботи

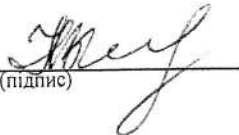
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розділ 1	Белошань К.В., доц. каф. ТЕОТ	 16.09.19	 30.09.19
Розділ 2	Белошань К.В., доц. каф. ТЕОТ	 30.09.19	 14.10.19
Розділ 3	Белошань К.В., доц. каф. ТЕОТ	 14.10.19	 28.10.19
Розділ 4 (ОП та ТБ)	Белошань К.В., доц. каф. ТЕОТ	 28.10.19	 25.11.19
Розділ 5	Белошань К.В., доц. каф. ТЕОТ	 25.11.19	 16.12.19

7 Дата видачі завдання 02.09.2019р


КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Збір та групування матеріалу	02.09.19 - 15.09.19	
2	Виконання 1 розділу	16.09.19 - 29.09.19	
3	Виконання 2 (розподільної мережі) розділу	30.09.19 - 13.10.19	
4	Виконання 3 (проектного) розділу	14.10.19 - 27.10.19	
5	Виконання 4 (ОП та ТБ) розділу	28.10.19 - 24.11.19	
6	Виконання 5 розділу	25.11.19 - 15.12.19	
7	Виконання техніко-економічних показників	16.12.19 - 27.12.19	
8	Захист проекту у ЕК	17.01.2020	

Студент  (підпис) Осафійчук О.А. (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  (підпис) Белошань К.В. (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) Ришків В.Г. (ініціали та прізвище)

## **Анотація**

Остафійчук О.А. Кваліфікаційний проект «Проект системи сухої очистки газів електросталеплавильного виробництва з утилізацією вловленого пилу».

Кваліфікаційний проект для здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальністю 183 «Технології захисту навколишнього середовища», науковий керівник К.В. Белоконь. Запорізький національний університет. Факультет будівництва та цивільної інженерії, кафедра промислової екології та охорони праці, 2020.

Розглянута технологія виплавки сталі в електродугових печах, описана конструкція і принцип роботи електродугової печі з точки зору утворення пилогазових викидів, визначена їх кількість і склад. Приведено обґрунтування вибору системи газоочистки відхідних газів від електродугової печі, виконаний розрахунок необхідного газоочисного обладнання. Обґрунтована економічна доцільність реконструкції системи очистки викидів в атмосферу. Виконаний розрахунок капітальних вкладень і експлуатаційних витрат на обслуговування газоочисної установки.

Ключові слова: ОЧИЩЕННЯ ПРОМИСЛОВИХ ГАЗІВ, ВІДХІДНІ ГАЗИ, ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ПРОЦЕС, ЕКОЛОГІЯ, РУКАВНИЙ ФІЛЬТР, ГІДРАВЛІЧНИЙ ОПР, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕЛЕКТРОБЕЗПЕКА, ПОЖЕЖНА БЕЗПЕКА.

## **Abstract**

Ostafiychuk O.A. Qualifying project «The Project of the Dry Electric Steel Gas Cleaning System with the Collected Dust Utilization».

Scientific supervisor is K.V. Belokon of qualifying project for obtaining master's degree in higher education on specialty № 183 «Environmental Protection Technologies». Zaporizhzhia National University. Faculty of Construction and

Civil Engineering, The Department of Applied Ecology and Labor Protection, 2020.

The technology of steelmaking in electric arc furnaces is considered, the design and principle of operation of the electric arc furnace from the point of view of dust and gas emissions are described, their quantity and composition are determined. The substantiation of the choice of a gas treatment system for exhaust gases from an electric arc furnace is given, the calculation of the necessary gas treatment equipment is performed. The economic feasibility of reconstructing a system for cleaning emissions into the atmosphere is substantiated. The calculation of capital investments and operating costs for the maintenance of a gas treatment plant has been performed.

Keywords: CLEANING INDUSTRIAL GASES, WASTE GASES, ELECTRIC STEEL PROCESS, ECOLOGY, HAND FILTER, HYDRAULIC RESISTANCE, LABOR PROTECTION, ELECTRICAL SAFETY, FIRE SAFETY.

### **Аннотация**

Остафийчук О.А. Квалификационный проект «Проект системы сухой очистки газов электросталеплавильного производства с утилизацией уловленной пыли».

Квалификационный проект для получения степени высшего образования магистра по специальности 183 «Технологии защиты окружающей среды», научный руководитель К.В. Белоконь. Запорожский национальный университет. Факультет строительства и гражданской инженерии, кафедра экологии и охраны труда, 2020.

Рассмотрена технология выплавки стали в электродуговых печах, описана конструкция и принцип работы электродуговой печи с точки зрения образования пылегазовых выбросов, определено их количество и состав. Приведено обоснование выбора системы газоочистки отходящих газов от

электродуговой печи, выполнен расчет необходимого газоочистного оборудования. Обоснована экономическая целесообразность реконструкции системы очистки выбросов в атмосферу. Выполнен расчет капитальных вложений и эксплуатационных затрат на обслуживание газоочистной установки.

Ключевые слова: ОЧИСТКА ПРОМЫШЛЕННЫХ ГАЗОВ, ОТХОДЯЩИЕ ГАЗЫ, ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ПРОЦЕСС, ЭКОЛОГИЯ, РУКАВНЫЙ ФИЛЬТР, ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ, ОХРАНА ТРУДА, ЭЛЕКТРОБЕЗОПАСНОСТЬ, ПОЖАРНАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ.

## РЕФЕРАТ

На кваліфікаційний проект на тему «Проект системи сухої очистки газів електросталеплавильного виробництва з утилізацією вловленої пилу», який включає 136 сторінок тексту, 27 рисунків, 26 таблиць, 39 використаних джерел посилання.

ОЧИЩЕННЯ ПРОМИСЛОВИХ ГАЗІВ, ВІДХІДНІ ГАЗИ, ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ПРОЦЕС, ЕКОЛОГІЯ, РУКАВНИЙ ФІЛЬТР, ГІДРАВЛІЧНИЙ ОПР, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕЛЕКТРОБЕЗПЕКА, ПОЖЕЖНА БЕЗПЕКА.

Об'єкт проектування – ділянка газоочищення електросталеплавильного цеху.

Предмет проектування – система очищення газів, що відходять від електродугової печі.

Мета роботи – знизити антропогенне навантаження на навколишнє середовище за рахунок модернізації системи очищення промислових газів в умовах ПАТ «Дніпроспецсталь».

У кваліфікаційному проекті розглянута технологія виплавки сталі в електродугових печах, описана конструкція і принцип роботи електродугової печі з точки зору утворення пилогазових викидів, визначена їх кількість і склад. Приведено обґрунтування вибору системи газоочистки відхідних газів від електродугової печі, виконаний розрахунок необхідного газоочисного обладнання. Обґрунтована економічна доцільність реконструкції системи очистки викидів в атмосферу. Виконаний розрахунок капітальних вкладень і експлуатаційних витрат на обслуговування газоочисної установки. Розглянуті потенційно небезпечні і шкідливі чинники виробничого середовища цеху; розроблені заходи щодо техніки безпеки, виробничої санітарії, електро-, пожежної та техногенної безпеки електросталеплавильного цеху.

## ЗМІСТ

ВСТУП . . . . .	7
<b>1 ТЕОРЕТИЧНІ АСПЕКТИ ІННОВАЦІЙ В ГАЛУЗІ ТЕХНОЛОГІЙ ЗАХИСТУ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА . . . . .</b>	<b>9</b>
1.1 Інноваційний розвиток – основа сталого розвитку та збереження на його засадах навколишнього середовища . . . . .	9
1.2 Інноваційні технології захисту навколишнього середовища . . . . .	12
<b>2 ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ. . . . .</b>	<b>24</b>
2.1 Дослідження інноваційних засобів та технологій захисту навколишнього середовища . . . . .	24
2.1.1 Сортамент марок сталі, що виплавляються в цеху СПЦ-1 . . . . .	24
2.1.2 Шихтові матеріали . . . . .	29
2.1.3 Дугові сталеплавильні печі . . . . .	30
2.1.4 Пристрій дугової сталеплавильної печі ДСП-25 . . . . .	38
2.1.5 Опис технології виробництва сталі в дугових електросталеплавильних печах . . . . .	41
2.1.6 Вантажопотоки електросталеплавильного цеху . . . . .	47
2.1.7 Утворення газових викидів і вплив на них технологічних факторів . . . . .	49
2.1.8 Характеристика пилогазових викидів . . . . .	52
2.2 Вибір і обґрунтування способу і схеми газоочистки . . . . .	55
2.2.1 Теоретичні основи механізму фільтрації в рукавних фільтрах . . . . .	58
2.2.2 Конструкція рукавного фільтра типу ФРІР . . . . .	59
<b>3 ПРОЕКТНИЙ РОЗДІЛ . . . . .</b>	<b>63</b>
3.1 Проектування основного та допоміжного обладнання технології очистки газів . . . . .	63



3.1.1 Розрахунок зонта . . . . .	63
3.1.2 Розрахунок рукавного фільтру . . . . .	65
3.1.3 Аеродинамічний розрахунок газового тракту . . . . .	73
3.1.4 Вибір тягодуттєвого пристрою . . . . .	83
3.2 Утилізація пилу від газоочистки електросталеплавильного виробництва . . . . .	85
<b>4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА . . . . .</b>	<b>100</b>
4.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища . . . . .	100
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху . . . . .	102
4.3 Заходи з електробезпеки . . . . .	103
4.4 Заходи з пожежної та техногенної безпеки . . . . .	104
4.5 Розрахунок захисного занулення та захисного відключення . . . . .	107
<b>5 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРОЕКТУ . . . . .</b>	<b>112</b>
5.1 Організація роботи на ділянці очищення газів . . . . .	112
5.2 Планування організації виробничого процесу . . . . .	112
5.3 Планування виробничої програми . . . . .	114
5.4 Розрахунок балансу робочого часу та планового фонду оплати праці основних робітників . . . . .	116
5.5 Розрахунок капітальних витрат на очищення газу . . . . .	121
5.6 Розрахунок експлуатаційних витрат на очищення газу і уловлювання пилу . . . . .	121
5.7 Техніко-економічне обґрунтування проекту очищення технологічних газів електросталеплавильного цеху . . . . .	130
<b>ВИСНОВКИ . . . . .</b>	<b>132</b>
<b>ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ . . . . .</b>	<b>133</b>

## ВСТУП

Електросталеплавильному способу належить провідна роль у виробництві якісної і високолегованої сталі. Завдяки низці принципових особливостей цей спосіб пристосований для отримання різноманітного за складом високоякісного металу з низьким вмістом сірки, фосфору, кисню та інших шкідливих або небажаних домішок і високим вмістом легуючих елементів, що додають сталі особливі властивості - хрому, нікелю, марганцю, кремнію, молібдену, вольфраму, ванадію, титану, цирконію та інших елементів.

Переваги електроплавки в порівнянні з іншими способами сталеплавильного виробництва пов'язані з використанням електричної енергії для нагрівання металу. Виділення тепла в електропечах відбувається або в металі, що нагрівається, або в безпосередній близькості від його поверхні. Це дозволяє в порівняно невеликому обсязі сконцентрувати значну потужність і нагрівати метал з великою швидкістю до високих температур, вводити в піч великі кількості легуючих добавок; мати на печі відновну атмосферу і безокислювальні шлаки, що допускає малий чад легуючих елементів; плавно і точно регулювати температуру металу; більш повно, ніж інших печах розкислюючих метал, отримуючи його з низьким вмістом неметалічних включень; отримувати сталь з низьким вмістом сірки. Витрата тепла і зміна температури металу при електроплавці відносно легко піддаються контролю і регулюванню, що дуже важливо при автоматизації виробництва.

Електропіч краще за інших пристосована для переробки металевого брухту, причому твердою шихтою може бути зайнятий весь обсяг печі, і це не ускладнює процес розплавлення. Металізовані окатиші, що замінюють металевий брухт, можна завантажувати в електропіч безперервно за допомогою автоматичних дозуючих пристроїв.

У електропечах можна виплавляти сталь широкого сортаменту.

При виплавці сталі в електродугових печах виникає значна кількість пилу та газів. Вихід газів та її склад залежить від складу шихти, швидкості плавлення технологічного та температурного режимів плавки, режиму кисневої продувки та ін. Для електросталеплавильного виробництва є характерним вміст у відхідних від печей газах дрібнодисперсного пилу, який найбільше виділяється під час продувки металу киснем. Серйозною проблемою є так звані, неорганізовані або ліхтарні викиди пилу, що виділяються через нещільність своду, електродні отвори, пісочні затвори та ін.. В даний час вони у своїй більшості не локалізуються і викидаються атмосферу.

Тому метою кваліфікаційного проекту є створення і впровадження високоефективного устаткування для утилізації і знешкодження викидів, а також реконструкції цеху з використанням новітнього обладнання для підвищення ефективності очищення технологічних газів.

Поставлена мета досягається за рахунок розв'язання наступних завдань:

- розробка високоефективної системи очищення газів електросталеплавильного виробництва;
- розробка схеми утилізації пилу, який вловлюється при застосуванні високоефективних апаратів очищення;
- оцінка основних техніко-економічних показників розробленої системи газоочищення газів електросталеплавильного виробництва.

# 1 ТЕОРЕТИЧНІ АСПЕКТИ ІННОВАЦІЙ В ГАЛУЗІ ТЕХНОЛОГІЙ ЗАХИСТУ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

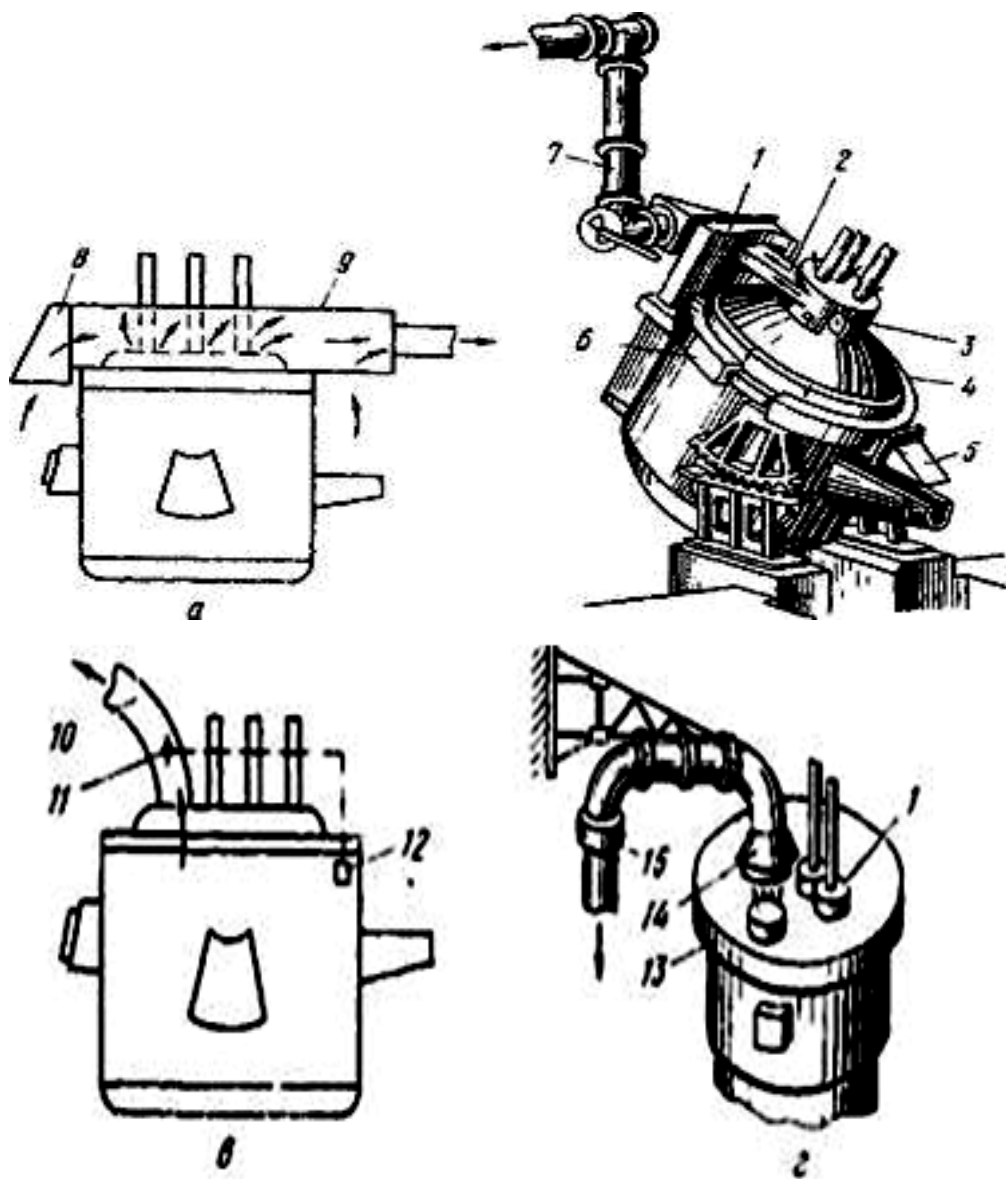
## 1.1 Інноваційний розвиток – основа сталого розвитку та збереження на його засадах навколишнього середовища

Кількість газу, що надходить на очищення, залежить від способу його відводу від електропечі. Для уловлювання та відведення газів, що виділяються від електропечей, застосовують:

1. Ліхтарі або витяжні шахти на даху цеху, через які потрапивший в цех газ видаляється природним шляхом. У деяких випадках для поліпшення загальнообмінної вентиляції в шахтах або на даху пічних прольотів встановлюють вентилятори. При такому методі відводу газ спочатку потрапляє в цех, забруднює його атмосферу, а потім видаляється з цеху в неочищеному від пилу вигляді. Велика частина крупного пилу осідає у виробничих приміщеннях. За санітарними умовами і техніці безпеки такий метод відводу газу неприйнятний.

2. Установку над електропечю зонта (рис. 1.1, а) повністю перекиваючого в плані склепіння печі. У конструкції зонта 9 передбачений спеціальний ковпак 8 над завантажувальним вікном печі, призначений для уловлювання газу. У верхній частині зонта є отвори для пропускання електродів. Під час випуску сталі з печі зонт відводять убік. У процесі роботи печі в живому перетині зонта за допомогою димососа створюється розрідження, що дозволяє вловлювати з печі газ, що виділяється. Разом з газом в зонт з цеху підсмоктується повітря, в результаті чого об'єм газу надходить на газоочистку, різко зростає. Тому пристрій зонта над електропечю вимагає установки газоочистки і димососів великої продуктивності. При відсмоктуванні через зонт не вся кількість газу, що виділяється з печі потрапляє до зонта. Частина запиленого газу проникає в

будівлю цеху, забруднюючи його, а потім при виході через ліхтар викликає забруднення атмосфери.



а – через зонт; б – секційне відсмоктування; в – із зводу печі; г – із зводу печі через патрубок з розривом

Рисунок 1.1 – Методи відведення газу від електропечей

3. Секційне відсмоктування (рис, 1.1, б) являє собою удосконалене укриття. Воно складається з декількох секцій, приєднаних до витяжного газопроводу за допомогою двошарнірного телескопічного патрубка 7.

Газ, що виходить через зазори між електродами і зводом печі, віддаляється через відсмоктувачі 2 і 3. Кільцеве відсмоктування 6 з укриттям 4 служить для уловлювання газу, що вибивається через нещільності в місці з'єднання склепіння та корпусу печі. Над жолобом печі влаштований зонт 5. Всі ці відсмоктувачі об'єднані збіркою газу 1, приєднаною до патрубку 7. При відсмоктуванні газу через робочий перетин зонта зі швидкістю не менше 2 м/с або через секційне відсмоктування продуктивність газоочистки і димососа приймають залежно від ємності печі.

При застосуванні кисню об'єм відсмоктуючого газу збільшується приблизно на 60%. На практиці застосовують зонти і відсмоктувачі різних конструкцій. Проте всі вони не забезпечують повного уловлювання та відведення газу, що виділяється з електропечі, особливо під час подачі у ванну кисню, і частина газу проникає в цех. Внаслідок великої кількості відсмоктуючого газу і громіздкості зонтів і відсмоктувачів їх встановлюють на електропечах ємністю до 12 т. При підсмоктуванні повітря в зонт або секційне відсмоктування наявний в газі окис вуглецю повністю або в більшій частині згоряє.

4. Відхід газу безпосередньо з склепіння печі (рис. 1.1, в). У зводі печі роблять спеціальний отвір, через який за допомогою водоохолоджуваного патрубка 10, з'єданого шарнірно з газовідвідним газопроводом, відсмоктують газ, що утворюється в процесі плавки сталі. При цьому під склепінням печі створюють розрідження 4,5-13 Па, яке виключає вибивання газу через нещільності печі. У деяких випадках в печі створюють невеликий надлишковий тиск 5-30 Па, при якому створюється відновна атмосфера. При розрідженні в печі підсмоктувальне повітря окисляє закис заліза до вищих оксидів, які не запалюються. Надлишковий тиск у печі виключає підсмоктування повітря і можливість вибухів газу і ударів в її робочому просторі.

Кількість газу, що видаляється регулюють спеціальною засувкою 11, з'єднаною з датчиком автоматичного регулювання 12, працюючим в

залежності від зміни температури в печі. Газовідвідний патрубок зазвичай встановлюють близько завантажувального вікна. При такому розташуванні патрубка підсмоктувальне повітря не поширюється по всьому об'єму печі і надає невеликий вплив на охолодження металу. У великовантажних печах іноді виконують два - три зводових патрубка.

При такому методі відводу газу перед подачею його на газоочистку CO дожигають в спеціальній камері. Для запобігання вибивання газу з печі через отвори для електродів зазори між електродами і склепінням печі закривають спеціальними ущільнювачами.

5. Відведення газу з склепіння печі через патрубок з розривом (рис. 1.1, г). При цьому газовідвідний патрубок 13 розташовують на відстані 20-50 мм від стаціонарно встановленої приймальної воронки 14 або приймального патрубка. Вихідний з печі струмінь газу підсмоктує, навколишнє повітря, в результаті чого обсяг суміші збільшується приблизно в шість разів. Окис вуглецю, що міститься в газі допалюють, в спеціальній камері в атмосфері повітря, що відсмоктується, після чого газ прямує в систему газоочистки. Такий метод відводу газу безпечний і зручний, оскільки шарнірне з'єднання 15 трубопроводу дає можливість відводити воронку перед нахилом електропечі.

У цехах з великовантажними дуговими електропечами вловлюють, піддають очищенню газ, що проникає в будівлю цеху. Для цього встановлюють зонти, в яких за допомогою димососа створюють розрідження, що сприяє захопленню газу [1].

## **1.2 Інноваційні технології захисту навколишнього середовища**

Електропечі невеликої ємності застосовують в основному в сталеливарних цехах. Для вловлювання запиленого газу над електропеччю встановлюють зонти або використовують бортові відсмоктування. В електросталеплавильних цехах металургійних заводів діють в основному

великовантажні печі (25 т і більше). Від них запилений газ видаляють через патрубок і склепіння печі. Крім того, у нових цехах вловлюють і піддають очищенню так звані неорганізовані викиди, тобто гази, які потрапили в цех в період заливки чавуну, завалювання шихти і випуску сталі.

Очистку газів від електросталеплавильних печей здійснюють мокрим способом у швидкісних пиловловлювачах з високонапірними трубами Вентурі і сухим способом в пластинчастих електрофільтрах або тканинних рукавних фільтрах. Перевагу віддають очищенні газів в електрофільтрі як найбільш ефективного способу з найменшими експлуатаційними витратами.

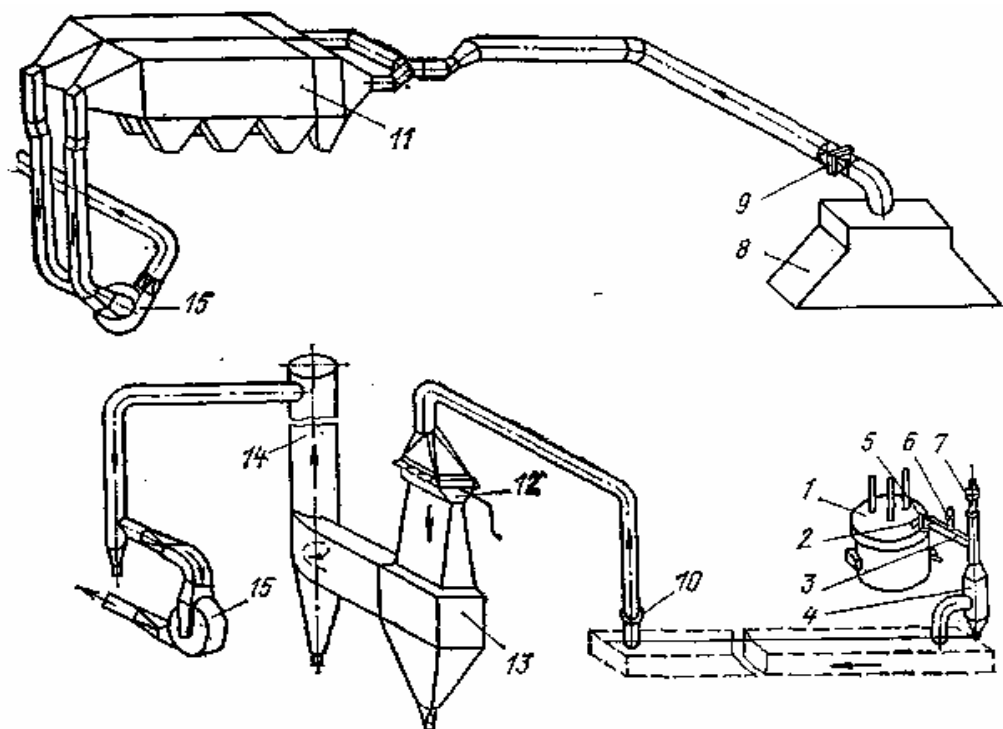
За схемами, наведеними на рис. 1.2-1.4, побудовані газоочистки 100- і 200-т електропечей на ряді заводів. Газ відводять від печі 1 через водоохолоджуваний патрубок, розташований у зводі печі. Між патрубком 2 і газовідвідним трубопроводом є повітряний зазор, який дає можливість регулювати кількість відсмоктувального газу і нахилити піч. Величину цього зазору регулюють муфтою 5, яка може переміщатися за допомогою електроприводу. Після дожигання окис вуглецю в камері 3 газ охолоджують в пристрої 4. Спалювання та охолодження газу здійснюють атмосферним повітрям, яке надходить у камеру допалювання через клапан 6, а в камеру охолодження через клапан 7. Далі газ відводять в систему газоочистки по газопроводу, забезпеченому клапаном 10, яким регулюють кількість газу. У покрівлі під ліхтарем встановлений зонт 8, через який видаляють неорганізовані викиди. Кількість відсмоктаного газу регулюється за допомогою клапана 9. Схеми очищення газів, що видаляються безпосередньо з печі через підліхтаревий зонт, можуть бути роздільними або поєднаними.

На Донецькому металургійному заводі для очищення газів, що відводяться від 100-т електропечі, використовується мокра газоочистка з трубами Вентурі, а неорганізовані викиди очищаються в сухих електрофільтрах типу УГ (рис. 1.2). Газ, що відводиться від печі пропускають через прямокутну трубу Вентурі 12 з регульованим перетином горловини, де пил коагулює. Укрупнений пил очищається в інерційному пило- та



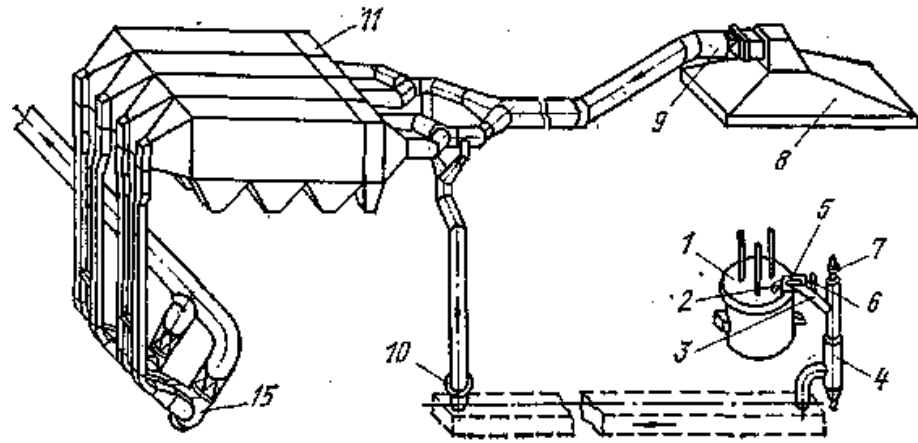
бризговловлювачі 13, а потім у відцентровому скрубєрі 14. Очищений газ за допомогою димососа 15 викидається через димову трубу. Таким чином видаляються неорганізовані викиди після очищення в сухому пластинчастому електрофільтрі 11.

На Кузнецькому металургійному комбінаті застосовують поєднану схему очищення технологічних і неорганізованих викидів в сухому пластинчастому електрофільтрі (рис. 1.3). На Узбецькому металургійному заводі по поєднаню схемою газ очищають в рукавних фільтрах 16 (рис. 1.4).



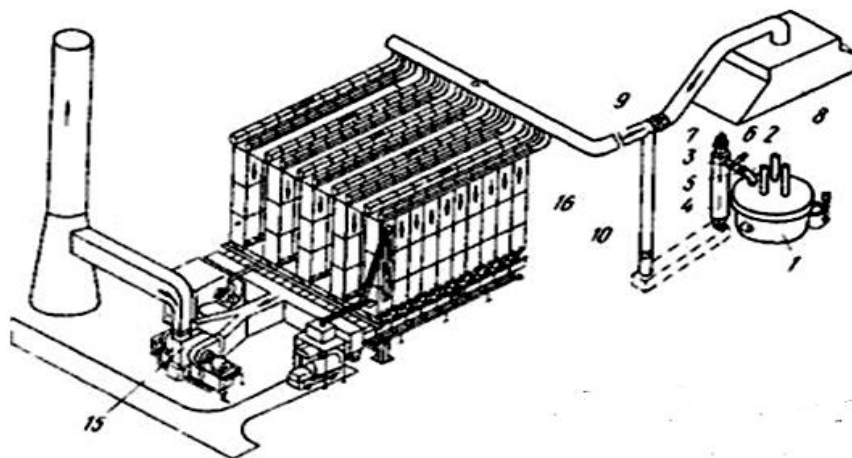
1 – піч 2 – водоохолоджувальний патрубок; 3 – камера для допалювання оксиду вуглецю; 4 – пристрій для охолодження газу; 5 – муфта газовідсмоктування рухома; 6, 7 – клапани підсосу атмосферного повітря; 8 – витяжний зонт; 9, 10 – регулювальні клапана; 11 – сухий електрофільтр; 12 – прямокутна труба Вентурі; 13 – інерційний пило - і краплевловлювач; 14 – відцентровий скрубєр; 15 – димотяг

Рисунок 1.2 – Схема роздільного очищення газів, що відводяться від електропечі і через підліхтарний зонт



1 – піч; 2 – водоохолоджувальний патрубок; 3 – камера для допалювання оксиду вуглецю; 4 – пристрій для охолодження газу; 5 – муфта газовідсмоктування рухома; 6, 7 – клапани підсосу атмосферного повітря; 8 – витяжний зонт; 9, 10 – регулювальні клапана; 11 – сухий пластинчастий електрофільтр; 15 – димотяг

Рисунок 1.3 – Схема сумісного очищення газів в сухому електрофільтрі.



1 – піч; 2 – водоохолоджувальний патрубок; 3 – камера для допалювання оксиду вуглецю; 4 – пристрій для охолодження газу; 5 – муфта газовідсмоктування рухома; 6, 7 – клапани підсосу атмосферного повітря; 8 – витяжний зонт; 9, 10 – регулювальні клапана; 16 – тканинний рукавний фільтр; 15 – димотяг

Рисунок 1.4 – Схема сумісного очищення газів, що відводяться від електропечі і через зонт під ліхтарем цеху, в тканинному рукавному фільтрі

У період заправки, завантаження печі і зливу металу в ківш, коли електропіч відключена, проводять очищення тільки неорганізованих викидів, що видаляються через зонт. Мокрі швидкості пиловловлювачі з трубами Вентурі і електрофільтри працюють задовільно. У фільтрах типу СМЦ-101-Ш, встановлених на Узбецькому металургійному заводі, рукава зроблені з лавсанової тканини. Як показала практика, вони неміцні і швидко виходять з ладу. Крім того викликає великі труднощі боротьба з підсосом повітря через нещільності в конструкції фільтра. У зарубіжній практиці для рукавних фільтрів використовують тканини з синтетичних поліефірних, поліамідних та інших матеріалів.

У зв'язку зі значним розведенням газів, що досягають даху вхідний отвір витяжного накриття прагнуть встановлювати якомога ближче до печі. Однак можливість зменшення відстані між парасолькою і піччю обмежена необхідністю простору для ходу крана, зняття зводу, нахилу печі і т.д. Питомі обсяги відсмоктувальних газів, а також розміри і форми зонтів залежать від ємності і числа печей, геометричних розмірів прольотів. Необхідно, щоб в робочому перетині зонтів швидкість всмоктування газу була більше, ніж швидкість підйому запиленості газів. Зазвичай вона повинна становити 0,5-1 м/с. Форму зонта вибирають з урахуванням профілю даху і розрахунком, щоб висхідний потік не зрікався його внутрішньої поверхні. Фланець трикутного перетину, розташований по периметру кромки зонта, створює найбільш сприятливі аеродинамічні умови для ефективного захоплення газів; крім того, на ньому не утворюється відкладення пилу. Кут розкриття зонта бажаний 60 °.

Для підвищення ефективності уловлювання газів зонтами в електросталеплавильних цехах прагнуть звести до мінімуму вплив поперечних потоків повітря, що в окремих випадках досягається установкою між пічним та розливним прольотами екранів, опускаються нижче рівня ходу крана, а також зменшенням прорізів для рейкового транспорту в бічних стінах будівлі. При будівництві нових цехів передбачають систему

припливної вентиляції, що забезпечує рівномірне по периметру будівлі підведення повітря, а профіль даху виконують відповідно до форми витяжних зонтів. У зарубіжній практиці іноді електропечі укладають у вентилявані кожухи.

Пропускную спроможність системи зонтів під дахом розраховують з урахуванням ємності печі і виходячи з умов відводу газів в кількості близько 7-12 тис.м<sup>3</sup>/год на 1 т сталі в злитках [2].

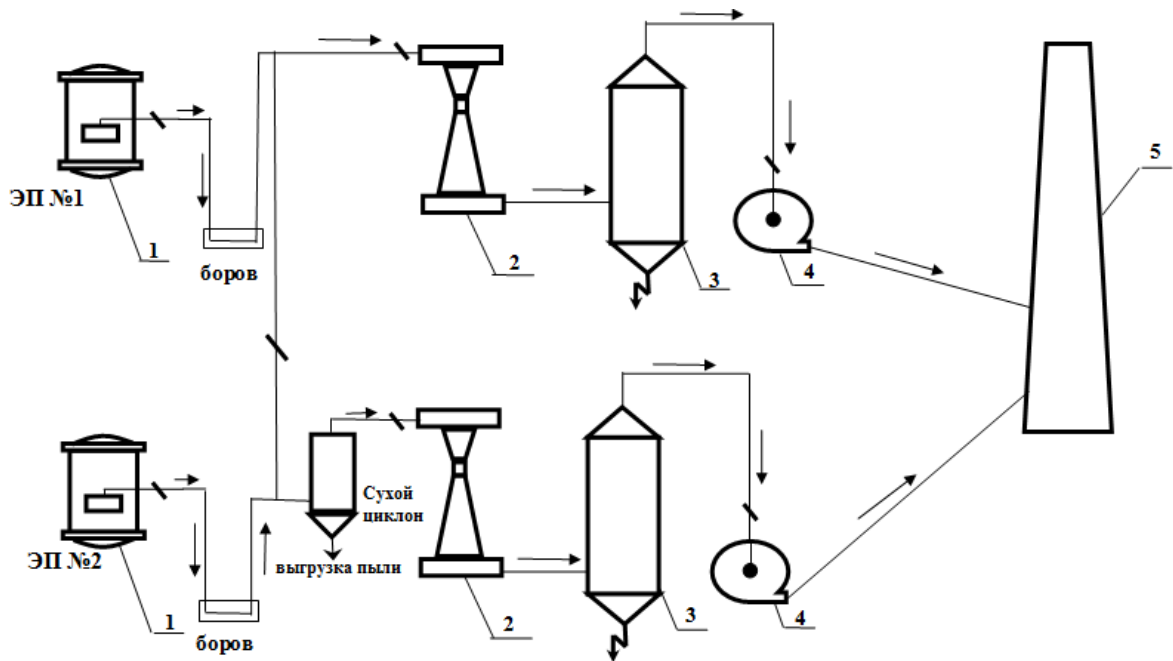
Джерелами пилогазових виділень в СПЦ-1 ПАТ «Дніпроспецсталь» є електродугові сталеплавильні печі. Для локалізації і знешкодження шкідливих викидів, що утворюються при роботі основного технологічного устаткування передбачена система газоочисток «мокрого» типу.

Газоочистка електросталеплавильної печі (ЕП) №1 виконана за схемою: піч – водоохолоджуваний газозабірний патрубок – газохід брудного газу – щілинна труба Вентурі – циклон-краплевловлювач – газохід чистого газу – млиновий вентилятор – димова труба (рис. 1.5).

Відбір димових газів від ЕП №1, 2 здійснюється від арки робочого вікна. Гази з температурою близько 1600 °С з робочого простору печі надходять через водоохолоджуваний газозабірний патрубок в футерований газохід, де відбувається дожигання окису вуглецю, і охолодження газоповітряної суміші до температури 350 ÷ 400 °С. Далі охолоджені гази по футерованим підземним боровам або газоходам транспортуються до газоочисток.

У системах очищення димових газів ЕП № 1, 2 передбачена можливість оперативного перемикання газоочисток в разі аварійної зупинки однієї з газоочисток.

Для цього газоходи «брудного» газу перед трубами Вентурі з'єднані між собою додатковими повітроводами. За допомогою додатково встановлених дросель-клапанів можна проводити відбір технологічних газів газоочисткою непрацюючої печі.



1 – електродугова піч; 2 – труба Вентурі; 3 – циклон-краплевловлювач;  
4 – вентилятор ВМ-75/1200-У; 5 – димова труба; 6 – дросель – клапан

Рисунок 1.5 – Принципова схема газоочисток від ЕП № 1, 2 в СПЦ-1

Наприклад, ГОУ №2 можна проводити відбір газів від печі №1 (і навпаки). При цьому режим роботи газоочистки печі №1 повинен відповідати режимній карті газоочистки № 2.

Газохід брудного газу  $\varnothing$  1020 мм з'єднує підземний борів з газоочисною установкою газоочисток №1 і №2.

По індивідуальним газоходам брудні гази надходять в скруббер Вентурі, що складається з щільної труби Вентурі і циклону-краплевловлювача.

Довжина горловини труби Вентурі 450 мм, довжина конфузора 1280 мм, довжина дифузора 2200 мм, загальна довжина – 4200 мм. Опір труби Вентурі 7357,5 ... 8338,5 Па (750 ÷ 850 мм вод ст.).

Зрошення труб Вентурі здійснюється спреєрними форсунками з отворами  $d_y = 20$  мм. Кут розкриття факела розпилюється спреєр води –  $100^\circ$ . Висота установки форсунки 400 мм над горловиною. Відстань від форсунки до початку горловини труби Вентурі 700 мм. Тиск води, що подається на форсунки, становить 294,3 ... 392,4 кПа (3 ÷ 4 ат).

Питома витрата води на зрошення труби Вентурі  $1,25 \div 1,1$  л/м<sup>3</sup>. Кількість води, яка подається на зрошення труби Вентурі дорівнює  $40 \div 50$  м<sup>3</sup>/год.

Після труби Вентурі гази надходять в нижній колектор, звідки направляються в відцентровий краплевловлювач типу ОТІ. Очищення газового потоку від пилу і крапельної вологи відбувається за рахунок відцентрових сил, що виникають в краплевловлювачі при тангенціальному введенні потоку в апарат.

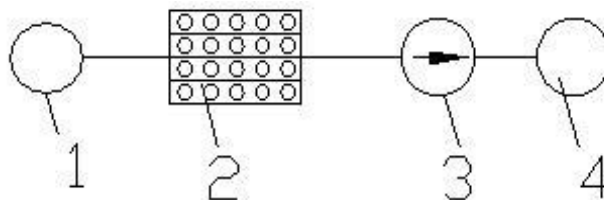
На газоочистці електропечі № 1, 2 використовується краплевловлювач, що має загальну висоту 11730 мм, діаметр  $\varnothing$  1712 мм, розмір вхідного патрубку  $1300 \times 65$  мм<sup>2</sup>, діаметр вихідного патрубку  $\varnothing$  800 мм.

Очищені гази після краплевловлювача надходять на млиновий вентилятор ВМ-75/1200-У і викидаються через димову трубу в атмосферу.

Продуктивність вентилятора ВМ-75/1200-У становить 75000 м<sup>3</sup>/год. Повний напір вентилятора при температурі димових газів 70<sup>0</sup>С, що надходять на вентилятор, і частоті обертання робочого колеса 1480 об/хв, становить 11772 Па (1200 мм вод. ст.).

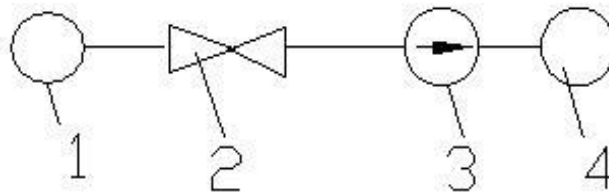
Очищений газ на газоочистці печей № 1, 2 викидається в атмосферу за допомогою димової труби, висотою 80 м і діаметром гирла 2500 мм.

Схеми очищення газів представлені на рис. 1.6-1.8.



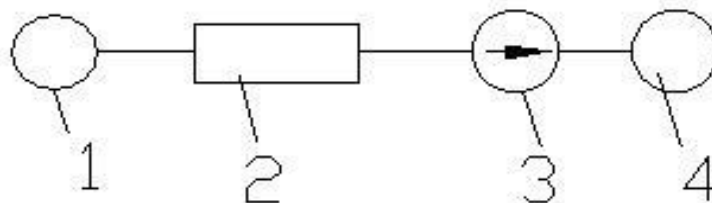
1 – дугова сталеплавильна піч; 2 – пластинчатий електрофільтр; 3 – димосос;  
4 – димова труба

Рисунок 1.6 – Схема системи очищення газів з використанням пластинчастого електрофільтру



1 – дугова сталеплавильна піч; 2 – скруббер Вентурі; 3 – димосос; 4 – димова труба

Рисунок 1.7 – Схема системи очищення газів з використанням скрубера Вентурі



1 – дугова сталеплавильна піч; 2 – рукавний фільтр; 3 – димосос; 4 – димова труба

Рисунок 1.8 – Схема системи очищення газів з використанням рукавного фільтра [1]

Переваги газоочистки мокрого типу полягає в простоті конструкції, можливості використання при високій температурі і підвищеній вологості газів, уловлюванні разом із зваженими твердими частинками пари і газоподібних компонентів, а також в тому, що уловлювання і виділення пилу можна територіально розділити, а в рукавних і електрофільтрах немає. Ступінь очищення газів від тонкодисперсного пилу по такій схемі 98%, але скрубери Вентурі володіють великим гідравлічним опором (до 10 кПа і вище), а рукавний фільтр вимагає витрат енергії майже в 10 разів менше [3]. Тому скрубери Вентурі відносяться до розряду високоенергоємних апаратів.

Зазвичай, мокрому способу очищення газів електросталеплавильних печей супроводить проблема очищення стічних вод газоочистки. Устаткування для очищення води і повернення її в оборотний цикл складають велику частину газоочисної установки, як за об'ємом, так і за капітальними витратами. При цьому також слід враховувати:

- ✓ можливість кристалізації деяких з'єднань на стінках трубопроводів для забрудненої води і їх заростання;
- ✓ краплинне віднесення вологи з пиловловлювача;
- ✓ корозійний знос устаткування і газопроводів;
- ✓ шкідливий вплив краплинної вологи, що міститься в газах, на стінки цегляних і залізобетонних труб;
- ✓ погіршення умов розсіювання пилу і шкідливих газів, що викидаються через димар в атмосферу.

Найбільш істотним недоліком електрофільтрів є те, що в них можуть осідати тільки речовини, що знаходяться в зваженому стані, тобто у вигляді пилу або туману. У ньому не можна відокремити один газ від іншого або від пари без попередньої конденсації цієї пари в перегін або туман, або без здійснення хімічних реакцій по перекладу уловлюваного компоненту з газу в твердий стан. Слід підкреслити, що ефективність роботи електрофільтру залежить від постійності параметрів газів, що очищаються, зокрема від температури і запиленості, а виробництво сталей характеризується періодичним процесом. Температура і запиленість змінюються по ходу плавки, а це знижує ефективність роботи апарату. Ще одним недоліком є те, що в газах, що відходять від дугової сталеплавильної печі, міститься значна кількість оксиду вуглецю (CO), а цей газ вибухонебезпечний. Отже, застосування електрофільтрів для очищення газів, що відходять від дугових печей, небажано [4].

Останніми роками зріс інтерес до очищення газів дугових електропечей в тканинних фільтрах, що обумовлене появою температуростійких матеріалів (оксалон, склотканина, металотканини) і



помірними витратами газів, що відходять. Залежно від матеріалу (звичайно це лавсан або оксалон) температура газу знаходиться в межах 100 – 250°C. Так на одному із заводів успішно експлуатуються рукавні фільтри з тканиною з оксалона, що працюють при температурі 150 – 250°C і питомому газовому навантаженню  $30\text{м}^3/(\text{м}^2\cdot\text{год})$  [5].

Застосування рукавних фільтрів для знепилювання газів електросталеплавильних печей має наступні особливості: при розбавленні газів, що відходять від печі, повітрям горючі компоненти газу (C і H<sub>2</sub>) вигорять, унаслідок чого система стає вибухобезпечною; в результаті розбавлення газу повітрям загальна витрата газу, що подається на газоочистку, збільшується в 10-15 разів і більш; аспіраційні зонти в цехах розташовуються над мостовими кранами, обслуговуючими печі, безпосередньо під кривлею будівлі, внаслідок чого витрати повітря, що відсисається, пропорційні висоті будівлі [5, 6].

Рукавні фільтри володіють наступними перевагами в порівнянні з іншими газоочисними апаратами.

- 1) Вищий ступінь очищення газів від зважених частинок; фільтри здатні забезпечити практично повне уловлювання частинок всіх розмірів, включаючи субмікронні.
- 2) Універсальність, тобто фільтри здатні уловлювати тверді частинки в сухому вигляді і рідкі частинки з туманів.
- 3) Можливість уловлювати частинки при будь-якому тиску газів (атмосферному, а також вище і нижче атмосферного).
- 4) Хороший ступінь очищення при малих концентраціях зважених частинок в газах, що очищаються (долі міліграм на  $1\text{м}^3$  газу, що очищаються).
- 5) Можливість очищення газів, нагрітих до високої температури (залежно від матеріалу тканини фільтру).
- 6) У фільтрах використовуються хімічно стійкі матеріали.
- 7) Можливість повної автоматизації процесу очищення газів.

- 8) Стабільність процесу очищення і менша залежність від зміни фізико-хімічних властивостей уловлюваних частинок і витрати газів, чим при електроочищенні.
- 9) Простота експлуатації.

## **2 ДОСЛІДНИЦЬКИЙ РОЗДІЛ**

### **2.1 Дослідження інноваційних засобів та технологій захисту навколишнього середовища**

#### **2.1.1 Сортамент марок сталі, що виплавляються в цеху СПЦ-1**

Зростаюча роль виплавки сталі в електропечах обумовлена такими перевагами в порівнянні з мартенівським і конверторним виробництвом сталі як невеликі об'єми рідкої сталі у ванні електропечі, легке управління тепловим режимом, використання в якості початкової сировини металевого лому (100%), а також можливість оперативного контролю за технологією виплавки сталі, що забезпечує можливість виплавляти сталі будь-якого сортаменту.

Перспективними планами розвитку економіки сталеплавильного виробництва є можливість і доцільність реконструкції електросталеплавильного цеху для виплавки конструкційних марок сталей в дугових електросталеплавильних печах.

Технологічні переваги в порівнянні з іншими способами виробництва металу:

- у електричних печах можливо і економічно доцільно виплавляти більшість легованих і всіх високолегованих сталей та спеціальні сплави;
- у електропечах можна контролювати хід плавки з погляду ефективного рафінування металу від шкідливих домішок і легування металу при мінімальних втратах дорогих елементів;
- разом з поліпшенням якості електросталі, істотно вище продуктивність електропечей.

Підвищені вимоги, які пред'являються до сталі, привели до необхідності застосування нових технологій, позапічних методів обробки (доведення металу в ковші, вакуумування), що значно позначилося на часі

знаходження металу в ковші (печі), з витікаючими звідси наслідками.

Електрична піч має ряд істотних переваг перед іншими сталеплавильними агрегатами, тому високолеговані інструментальні сталі, всі неіржавіючі, жаростійкі і жароміцні, а також багато конструкційних сталей виплавляють тільки в електричних печах.

Основні переваги електропечей полягають в можливості: швидко нагрівати метал, що дозволяє вводити в піч великі кількості легуючих добавок; мати в печі відновлювану атмосферу і без окислювальні шлаки; плавно і точно регулювати температуру металу; більш повно, чим в інших печах, розкислювати метал, отримувати його з низьким вмістом неметалічних включень; отримувати сталь з низьким вмістом сірки [7-9].

Група корозійностійких неіржавіючих сталей має найширше вживання в промисловості і займає найбільшу питому вагу у виплавці неіржавіючих сталей. Ринок корозійностійких неіржавіючих сталей пред'являє високі вимоги до якості металу, але при мінімально низьких цінах. Випереджаюче зростання виробництва даних сталей в світі при дефіциті легуючих (Cr, Ni, Ti і ін.) зажадав створення нових, більш економічних технологічних процесів в порівнянні з традиційною виправкою в основних дугових печах [10, 11]. Найбільшого поширення в світі набув метод газокисневого рафінування і доведення сталі на установці піч-ківш. Впровадження цих процесів в цеху дозволило знизити собівартість продукції і зробити метал, що випускається, конкурентно-здатним як за якістю, так і за ціною навіть на міжнародному ринку неіржавіючих сталей.

ПАТ «Дніпроспецсталь» – провідне підприємство України і один з лідерів спеціальної металургії СНД. З дня своєї основи в 1932 році завод ПАТ «Дніпроспецсталь» спеціалізується на виробництві металопродукції з нержавіючих, інструментальних, швидкорізальних, шарикопідшипникових, легованих конструкційних марок сталі, а також жароміцних сплавів на основі нікелю. За цей час освоєно виробництво більше 800 марок сталі і більше 1000 видів профілів продукції.

На ПАТ «Дніпроспецсталь» освоєно понад 200 марок корозійностійкої сталі мартенситного, мартенситно-феритного, феритного, аустенітно-феритного і аустенітного класів, в тому числі низько вуглецевих сталей з вмістом вуглецю  $\leq 0,03\%$ , з нормованим вмістом сірки і легованих азотом, а також сталей типу супер і дуплекс. Перелік основних груп представлений в таблицях 2.1-2.6.

Таблиця 2.1 – Перелік основних особливо низьковуглецевих високохромистих без- і мало нікелевих марок сталі

Марки сталі	Вміст основних легуючих елементів, %					
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Mo]	[Ti]	інші
03X16Г2М	$\leq 0,030$	15,5- 17,0		0,6-0,8		Mn-1,5-2,5
03X12Н	$\leq 0,030$	1,5-12,5	0,8-1,5			
03X24Н6АМ(3)	$\leq 0,030$	23,5- 25,0	5,5-7,0	0,5-0,7 (2,5-3,5)		N <sub>2</sub> -0,05- 0,15
03X14Н7В (ЗІ75)	$\leq 0,030$	13,5- 15,0	6,0-7,0			W-0,4-0,8
03X14СЮТЧ	$\leq 0,030$	13,5- 15,0			0,3- 0,6	Al-0,3-0,9; Si-0,6-1,0
03X12Г2СН	$\leq 0,030$	11,0- 12,0	0,9-1,2			Si-0,7-0,9; Mn-1,2-1,7
03X15ЮФ	0,01- 0,03	14,5- 16,0				V-0,15- 0,30; Al-0,2-0,8
03X14Г2СНМФ	$\leq 0,030$	13,5- 15,5	0,6-1,0	0,6-0,9		V-0,7-0,9; Mn-1,0-1,5

Таблиця 2.2 – Перелік основних марок сталі з підвищеним вмістом вуглецю

Марки сталі	Вміст основних легуючих елементів, %			
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Ti]
20X13	0,16-0,25	12,0-14,0	н.б. 0,6	
15X25T	≤0,15	24,0-27,0	н.б. 0,6	≥5C-0,90
20X17H2	0,15-0,25	16,0-18,0	1,5-2,5	

Таблиця 2.3 – Перелік основних низьковуглецевих високохромистих без- і мало нікелевих марок сталі

Марки сталі	Вміст основних легуючих елементів, %					
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Mo]	[Ti]	інші
04X17T	≤0,040	16,5-18,0			5(C-0,02) -0,6	
04X15C(T)	≤0,040	14,5-16,0			(0,2-0,5)	Si-1,2-1,5
04X25H5M2	≤0,040	24,0-26,0	4,5-8,0	1,5-2,0		
04X19AΦ(M) T	≤0,030	17,5-19,5		1,2-1,6	0,3-0,5	V-0,2-0,4; N <sub>2</sub> -0,02-0,04
08X21H6M2T (ЭП54)	≤0,080	20,0-22,0	5,5-6,5	1,8-2,5	0,2-0,4	
08X22H6T (ЭП53)	≤0,080	21,0-23,0	5,3-6,3			
08X15H5Д2T (ВНС-2)	≤0,080	14,0-15,0	4,7-5,5		0,15-0,3	Cu-1,75-2,50
08X14MΦ	0,05-0,10	13,0-14,8	0,2-0,4			V-0,15-0,30
12X21H5T (ЭИ811)	0,09-0,14	20,0-22,0	5,3-5,8		0,25-0,3	
10X14AГ15 (Ди13)	≤0,10	13,0-15,0	≤2,0			Mn-14,5-16,5 N <sub>2</sub> -0,15-0,25
10X13Г18ДУ (Ди61У)	0,08-0,12	12,5-14,0	≤2,0			Mn-17,0-18,5 Cu-0,3-0,6

Таблиця 2.4 – Перелік основних особливо низьковуглецевих хромонікелевих марок

Марки сталі	Вміст основних легуючих елементів, %					
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Mo]	[Ti]	інші
02X18H10	≤0,020	17,0-19,0	10,0-12,0			
08X18H10	≤0,080	17,0-19,0	9,0-11,0		≤0,5	
03X17H13M2	≤0,030	16,5-18,0	12,0-14,0	1,5-2,5	≤0,15	
03X20H16AG6	≤0,030	20,0-22,0	15,0-16,0			Mn-5-7 N <sub>2</sub> -0,22-0,30
02X17H14C4 (ЭП553)	≤0,020	16,5-18,0	13,0-14,5			Si-3,5-4,0

Таблиця 2.5 – Перелік основних низьковуглецевих хромонікелевомарганцовистих марок сталі, легованих азотом

Марки сталі	Зміст основних легуючих елементів, %				
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Mo]	інші
04X20H14Г6M2ACБ (HC-5T)	≤0,040	18,0-22,0	13,0-16,0	2,0-2,5	Mn-5-7; Si-0,3-0,9 N <sub>2</sub> -0,25-0,40; Nb-0,15-0,25
07X23H13Г6AMC (HC-3)	≤0,040	22,0-24,0	12,0-14,0	1,4-1,6	Mn-5,5-7,0; N <sub>2</sub> -0,25-0,35 Si-1,2-1,8
07X20H13Г6M2ACДБ (HC-5)	≤0,040	18,0-21,0	12,0-15,0	1,6-2,1	Mn-5-7; Si-0,3-0,9 N <sub>2</sub> -0,30-0,45; Nb-0,4-0,6 Cu-0,2-1,0
0X18H5Г12AB(HH3Б)	≤0,080	18,0-19,5	4,5-5,5		Mn-11,5-13,5; N <sub>2</sub> -0,48-0,55 V-0,9-1,2; Nb+Ta-0,8-1,1

Таблиця 2.6 – Перелік основних низьковуглецевих хромонікелевих марок сталі

Марки сталі	Вміст основних легуючих елементів, %				
	[C]	[Cr]	[Ni]	[Mo]	[Ti]
04-12X18H10(T)	0,04-0,10	17,0-19,0	9,0-11,0		5(C-0,02)-0,70
05-08X17H13M2(T)	0,05-0,08	16,5-18,0	12,0-13,5	1,5-2,5	5(C-0,02)-0,70
06XH28MTД(ЭИ943)	≤0,06	22,0-15,0	26,0-29,0	2,5-3,0	0,5-0,9

### 2.1.2 Шихтові матеріали

Основною складовою шихти (зазвичай 75 ... 100%) є металевий брухт. До лому пред'являють ті ж вимоги, що і при виплавці сталі в конвертерах. Зокрема, у брухті має бути мінімальний вміст небажаних для даної марки сталі домішок (зазвичай міді, нікелю, фосфору). Лом не повинен бути надмірно окисленим, так як іржа (гідрат оксиду заліза) вносить в метал водень. Лом повинен бути великоваговим, щоб забезпечувати його завантаження в піч в один прийом. Відходи та брухт легованих сталей використовують при виплавці сталі, що містить ті ж легуючі елементи. Це дозволяє економити дорогі феросплави.

В якості брухту застосовують також продукти прямого відновлення збагачених залізних руд: металізовані окатиші та губчасте залізо. У цих матеріалах міститься 85 ... 95% заліза, 0,5 ... 2,0% вуглецю і мінімальний вміст домішок кольорових металів, фосфору і сірки.

Для підвищення вмісту вуглецю в шихті використовують чавун (твердий або рідкий), кокс і електродний бій. Основна вимога до чавуну - мінімальний вміст фосфору.

В якості шлакоутворюючих в основних печах використовують вапно, вапняк, плавиковий шпат, боксит, шамотний бій. Як окислювачів - агломерат, окатиші, окалину та інші тверді окислювачі, газоподібний кисень. До цих матеріалів пред'являють ті ж вимоги, що і при виплавці сталі в



конвертерах. У неметалічних шихтових матеріалах необхідно мати максимальний вміст провідного компонента ( $\text{CaO}$ ,  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  тощо), мінімальний вміст шкідливих домішок (P, S) і  $\text{SiO}_2$ .

У електросталеплавильному виробництві для розкислення і легування сталі практично всі відомі феросплави і легуючі матеріали [8].

### 2.1.3 Дугові сталеплавильні печі

Дугова піч – це піч, в якій використовується тепловий ефект електричної дуги. Основним призначенням такої печі є плавлення високолегованих сталей, але також можлива плавка та інших матеріалів.

За своєю конструкцією промислові дугові печі поділяються на три категорії (рис. 2.1):

1. **Печі прямого нагрівання** - електрична дуга горить між електродами і розплавленим металом (рис. 2.1, а).

2. **Печі непрямого нагріву** – електрична дуга горить тільки між електродами. Передача тепла від дуги нагрівуючому виробу відбувається за допомогою випромінювання (рис. 2.1, б).

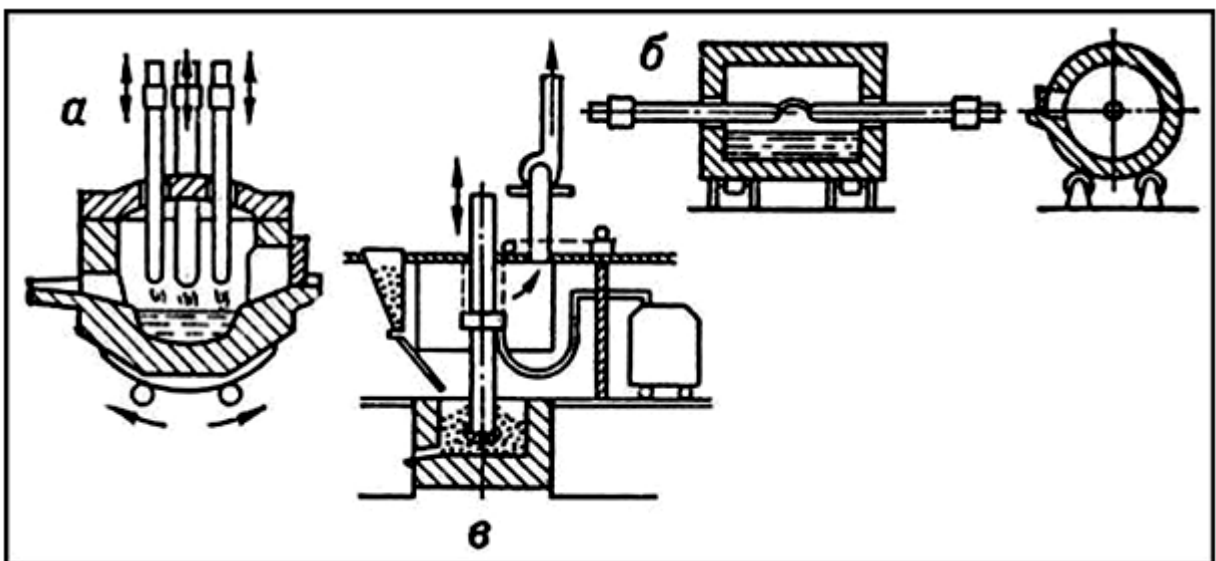


Рисунок 1.1 – Дугові печі

**3. Печі із закритою дугою** – нагрівачий матеріал знаходиться навколо електродів, дуга горить під матеріалом. Передача тепла від дуги нагрівачому виробу відбувається за допомогою випромінювання, також від проходження електричного струму по розплавленому матеріалу (рис. 2.1, в).

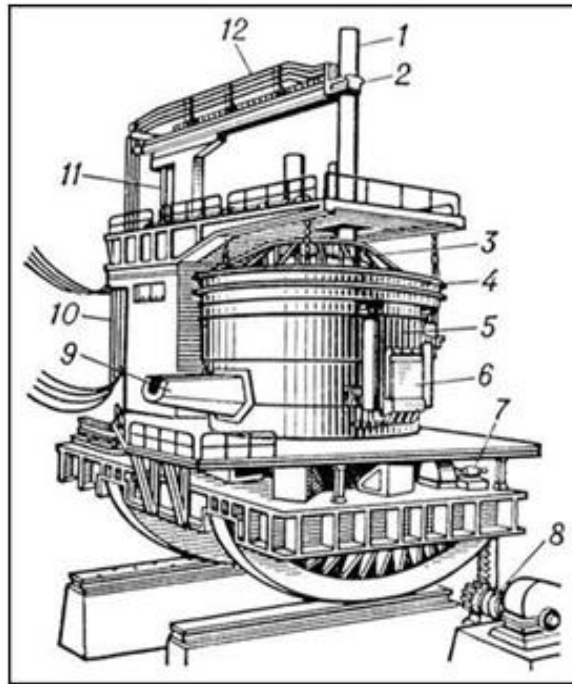
Дугові печі знаходять застосування в металургії для виплавки сталі і чавуну, а також у хімічній промисловості для виробництва карбїду кальцію, фосфору і т.д.

Електрична енергія від пічного трансформатора подається на електроди за допомогою мідних шин або кабелів з водяним охолодженням. Електроди зазвичай вугільні, рідше графітові, мають круглий перетин. Для регулювання температури електроди автоматично піднімаються й опускаються. Вони з'єднані з трансформатором кабелями, також з водяним охолодженням. Найпоширенішими є трифазні дугові печі, дуга в яких горить між трьома електродами і розплавленим металом (піч прямого нагрівання).

Дугова піч (рис. 2.2) являє собою потужний висококомеханізований і автоматизований агрегат, який дозволяє ефективно використовувати роботу печі. Конструктивно дугові печі виконуються в круглому корпусі, який має вогнестійку футеровку. У стінках печі є одне або два вікна і випускний отвір з жолобом для зливу металу. У зводі дугової печі знаходяться отвори для електродів, отвори забезпечені водяним охолодженням. Дугова піч встановлюється на рухому підставу, яка за допомогою електро- або гідроприводу дозволяє нахилити її.

Ємність дугової печі може бути від декількох до 400 тонн, а температура до 1800 °С. Дугові печі, використовувані в лабораторіях, можуть мати ємність в кілька десятків грамів, але температура в них може досягати 3000 °С.

Сучасні печі забезпечуються трансформаторами потужністю до 85000 кВА, вторинна напруга яких від 400 до 900 В, а вторинний струм до 44 кА. Для розплавлення 150 - 300 тонн металу потрібно 30-40 хвилин. Витрата електроенергії становить приблизно 300 кВт·год. на одну тонну металу [9].

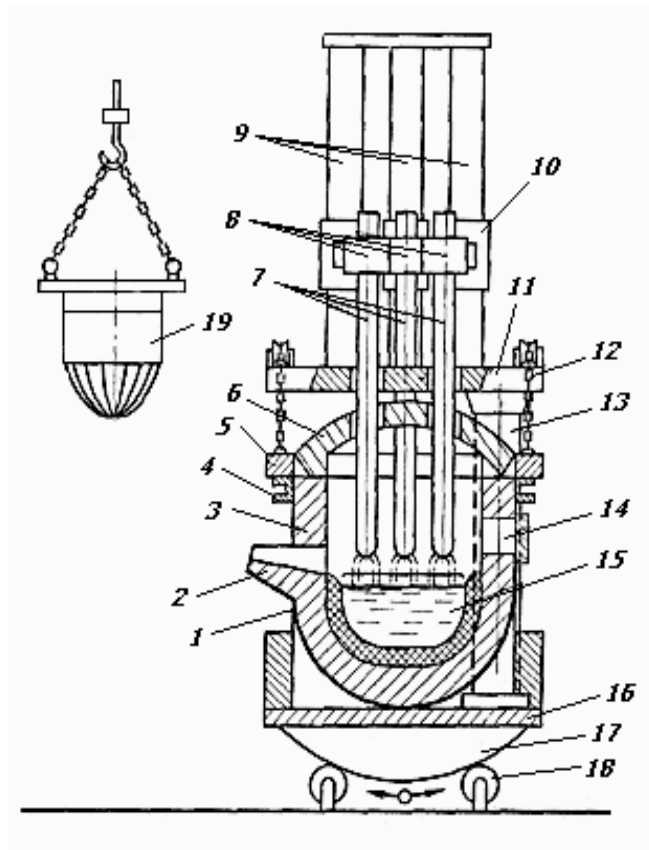


1 – графітовий електрод діаметром 710 мм; 2 – тримач електрода;  
 3 – кришка; 4 – проміжне кільце з водяним охолодженням; 5 – корпус;  
 6 – допоміжні двері з водяним охолодженням; 7 – електропривод для повороту печі; 8 – електропривод для нахилу печі; 9 – зливний жолоб;  
 10 – рухливий струмопровід з водяним охолодженням

Рисунок 2.2 – Дугова піч

**Трифазна дугова піч прямого нагріву** (рис. 2.3) призначена для плавки сталі, в основному, високолегованих сталей. Температура в таких печах становить  $1600^{\circ}\text{C}$  і вище. Корпус печі (1) складається з сферичного в нижній частині (17) і циліндричного корпусу з вогнетривкою ізоляцією (3), жорсткість якої надає кільце (4).

Злив розплавленого металу (15) відбувається через жолоб (2). У корпусі печі є вікно (14). Воно призначене для візуального спостереження за процесом плавки. Звід печі (6) перешкоджає витоку газів і тепла. Відкривання і закривання зводу відбувається за допомогою ланцюгів (12), прикріплених до кільця (5). Вугільні електроди (7) знаходяться в гніздах (8), їх включення в мережу проводиться за допомогою гнучкого кабелю.



1 – корпус печі; 2 – жолоб ; 3 – циліндричний корпус з вогнетривкою ізоляцією ; 4 – кільце ; 5 – кільце ; 6 – звід печі ; 7 – вугільні електроди ; 8 – гнізда ; 9 – стійка ; 10 – каретка; 11 – платформа; 12 – ланцюги; 13 – стійка; 14 – вікно; 15 - злив розплавленого металу; 17 – нижня частина; 18 – ролики; 19 – спеціальна корзина

Рисунок 2.3 – Трифазна дугова піч прямого нагріву

Регулювання висоти електродів відбувається за допомогою механізму з електро- або гідроприводом, який складається з каретки (10), що рухається по стійці (9), встановленої на платформі (11). Платформа (11) у свою чергу встановлена на опорній стійці (13). Для нахилу печі при зливі металу призначені ролики (18), нахил здійснюється рейковим або гвинтовим пристроєм або за допомогою гідроприводу.

За допомогою цього ж механізму можна нахилити піч на  $10-15^{\circ}$  у напрямку вікна (14) для видалення шлаку.

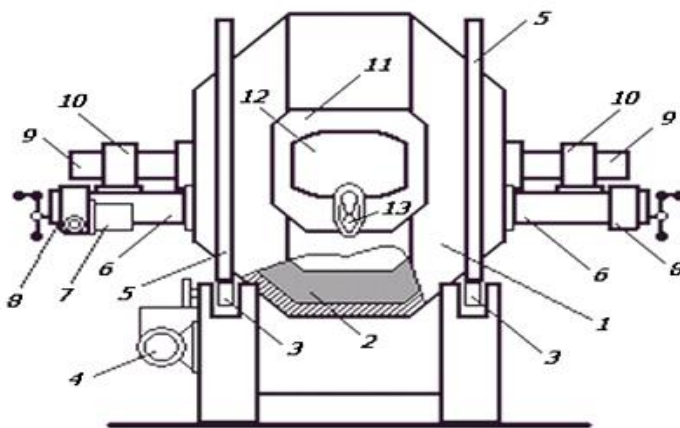
Для завантаження печі передбачена спеціальна корзина (19), яка переміщається, наприклад, за допомогою мостового крана. Дно кошика складається з сегментів, для завантаження і розвантаження кошика сегменти відкриваються назовні.

Завантаження печі скрапом відбувається зверху, для чого піднімаються електроди і склепіння печі, потім вся верхня частина разом з платформою повертається в горизонтальній площині на  $80 - 100^\circ$  в сторону. Закривання печі відбувається в зворотному порядку.

Ємність печі – це максимальна кількість металу, яке можна розплавити в печі за один процес плавки.

**Дугова піч непрямого нагріву** (рис. 2.4) є однофазної і призначена для плавки кольорових металів, робоча температура такої печі становить  $1300 - 1400^\circ\text{C}$ .

У такій печі дуга горить над розплавленим металом, тому вона і називається піччю непрямого нагріву. Завдяки цьому зменшується чад і випаровування металу.



1 – корпус печі; 2 – футеровка; 3 – ролики; 4 – електропривод; 5 – кільце; 6 – напрямні приводи; 7 – електричний привод; 8 – ручний привод; 9 – графітові електроди; 10 – гнізда; 11 – вікно; 12 – дверцята; 13 – жолоб

Рисунок 2.4 – Дугова піч непрямого нагріву

Циліндричний або бочкоподібний корпус печі (1) з футеровкою (2) з вогнетривкого матеріалу (2) забезпечений кільцями (5), які покояться на чотирьох опорах за допомогою роликів (3). У центральній частині корпусу знаходиться вікно (11), яке призначене для завантаження печі і зливу металу через жолоб (13). Вікно обладнане дверцятами (12). Графітові електроди (9) знаходяться в гніздах (10) по горизонтальній осі корпусу. Електроди з'єднуються в мережу за допомогою гнучких кабелів, для регулювання відстані між електродами передбачені механізми як з ручним (8) так і електричним (7) приводом, а також напрямні (6) (на даній схемі регулювання правого механізму проводиться тільки вручну). У ході плавки відбувається постійне погойдування корпусу печі на роликах (3) за допомогою реверсивного електроприводу (4). Це необхідно, насамперед, для охолодження футеровки печі, оскільки температура розплавленого металу нижче температури футеровки, а також для перемішування металу. Завдяки цьому подовжується термін служби дугового печі.

**Електрообладнання дугових печей.** Електрообладнання дугових печей складається з печі, допоміжних механізмів з електро- або гідроприводом, пічного трансформатора, струмопроводи (так звана коротка мережа) (гнучкий кабель або шини), високовольтного розподільного пристрою, регулятора потужності, а також щита управління з контрольними, регулюючими, вимірювальними апаратами. Дугові печі є дуже потужними споживачами електроенергії (1000 - 10000 кВт). Наприклад, для розплавлення однієї тонни скрапу витрачається 400 - 600 кВт електроенергії. Тому для живлення печей використовуються понижуючі трансформатори з первинною напругою 6, 10 або 35 кВ і вторинною напругою від 320 В (малі та середні печі) до 510 В (великі печі).

Для живлення дугових печей використовуються спеціальні підстанції, що складаються з трансформатора та індивідуального розподільного пристрою, які для зменшення електричних втрат завжди розташовуються в безпосередній близькості від печі (печей).

В електроприводах обладнання дугових печей зазвичай використовуються трифазні асинхронні двигуни з коротко замкнутим ротором. Залежно від потужності самої печі потужності таких двигунів становлять від 1-2 до 20-30 кВт. Для регулювання висоти електродів використовуються двигуни постійного струму (ДПС). У порівнянні з трифазними двигунами ДПТ мають більш широкий діапазон регулювання швидкості обертання. Швидкість обертання ДПТ регулюється за допомогою статичних силових перетворювачів. Раніше для цих цілей застосовувалися електромашинні підсилювачі. Для перемішування розплавленого металу в печах ємністю понад 20 тонн призначені різні пристрої, що працюють за принципом обертового магнітного поля. Під днищем печі, яке виготовлене з немагнітного матеріалу, розташований статор з двома обмотками, струми в яких зсунуті на  $90^\circ$ . Завдяки цьому виникає обертове магнітне поле, напрямок обертання якого при необхідності можна змінити шляхом перемикання обмоток. Частота струму в обмотках 0,3 - 1,1 Гц, для їх живлення використовуються електромашинні підсилювачі або тиристорні перетворювачі.

Двигуни електроприводів обладнання дугових печей працюють у дуже важких умовах (запиленість, висока температура), тому ці двигуни мають жаростійку ізоляцію і закриту конструкцію [10].

**Трансформатори дугових печей.** Для живлення дугових печей використовуються трифазні масляні трансформатори спеціального призначення, крім ємності печі, потужність цих трансформаторів є одним з основних параметрів, від якого залежить тривалість плавки. Наприклад, в печі ємністю до 10 тонн розплавлення металу займає 1 - 1,5 години, в печах ємністю до 40 тонн - 2,5 години.

На всьому протязі процесу плавки напруга живлення дугового печі необхідно регулювати в широких межах. На першому етапі відбувається розплавлення скрапу, споживана потужність печі при цьому найбільше. У той же самий час горіння дуги нестабільно, що в свою чергу вимагає

підвищеної напруги. Розплавлення скрапу за тривалістю приблизно 50% від усього процесу, а споживання потужності приблизно 60 - 80% від загального споживання. На другому і третьому етапі горіння дуги стабілізується, температура підвищується і дуга подовжується. На цих етапах відбувається окислення і очищення розплавленого металу (випалювання шкідливих домішок і зайвого вуглецю). Потім напруга печі зменшується, що необхідно для укорочення дуги, для зменшення впливу надмірної температури на футеровку та продовження її терміну служби.

Для забезпечення регулювання напруги живлення дугового печі в первинній обмотці пічного трансформатора передбачені відводи, які дозволяють регулювати напругу живлення дуги (12 і більше ступенів). Вторинна лінійна напруга трансформаторів потужністю до 8000 кВА -  $U_{min} = 100-120$  В и  $U_{max} = 220-320$  В, у трансформаторів більшої потужності  $U_{min} = 130-185$  В и  $U_{max} = 370-510$  В. Трансформатори потужністю до 10000 кВА забезпечені пристроєм, що дозволяє регулювати напругу трансформатора без навантаження. Більш потужні трансформатори мають пристрій, що дозволяє регулювати напругу під навантаженням. У випадку з малими печами використовується від двох до чотирьох ступенів регулювання, також використовується більш простий спосіб - перемикання обмотки вищої напруги з трикутника в зірку.

Для забезпечення стабільного горіння дуги на змінному струмі, а також для обмеження струмів короткого замикання і стрибків напруги відносно реактивний опір всієї установки має бути 30 - 40%. Реактивний опір пічних трансформаторів зазвичай становить 6 - 10% і реактивний опір шинних мостів малих печей - в межах 5 - 10%. З цієї причини в первинний ланцюг трансформатора включається реактор, який входить в комплект трансформаторної підстанції, його реактивний опір становить 15 - 25%. Реактор - це дросель з ненасиченим сердечником [5].



### 2.1.4 Пристрій дугової сталеплавильної печі ДСП-25

Конструкція дугової сталеплавильної печі типу ДСП-25 схематично представлена на рис. 2.5-2.6. Дугова електросталеплавильна піч конструктивно складається з наступних основних елементів, вузлів і механізмів, які за призначенням можна об'єднати таким чином: плунжер (1), траверса (2), струмопідведення (3), електротримач (4), графітований електрод (5), патрубок газовідсмоктування (6), економайзер (7), звід печі (8), робоче вікно (9), тумба (10), механізм повороту ванни (11), люлька (12), механізм переміщення електродів (13), жолоб зливний (14), колона (15), корпус печі (16), механізм підйому і одвороту зводу (17), механізм нахилу печі (18).

З метою максимального зниження теплових втрат, пов'язаних з підсмоктуванням холодного повітря через робоче вікно, рама закривається спеціальною заслінкою.

Нижня частина робочого вікна має футерований столик, який служить порогом ванни, через який скачують шлак.

У таблиці 2.7 наведені основні параметри, що характеризують піч типу ДСП-25.

Таблиця 2.7 – Технічна характеристика печі

Параметр	Чисельне значення
Об'єм печі, т	25
Діаметр ванни D, м	3,42
Глибина ванни, Н, мм	775
Висота від порога до п'ят зводу, Н, м	1,56
Діаметр розпаду електродів, м	1,25
Діаметр електродів, мм	400
Внутрішній діаметр кожуха, м:	
максимальний	4,95
мінімальний	4,45

Параметр	Чисельне значення
Номінальна потужність трансформатора, кВА	20000
Питома витрата електроенергії на тону годного металу, кВт·год	695
Питома витрата електродів, кг/т	10,4
Кількість кисню для продувки, м <sup>3</sup> /год	2000-2300
Тривалість продувки, хв	40

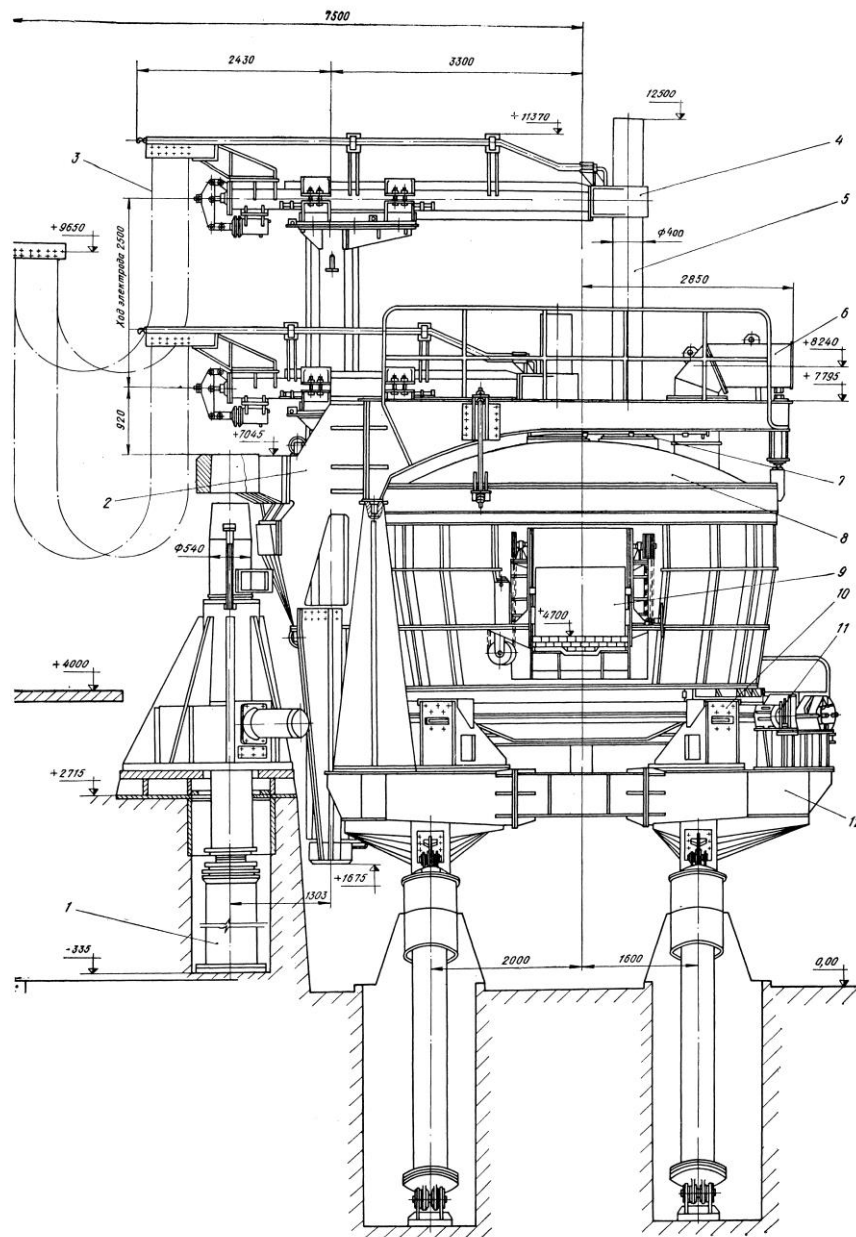


Рисунок 2.5 – Дугова сталеплавильна піч ДСП - 25 (вид спереду)

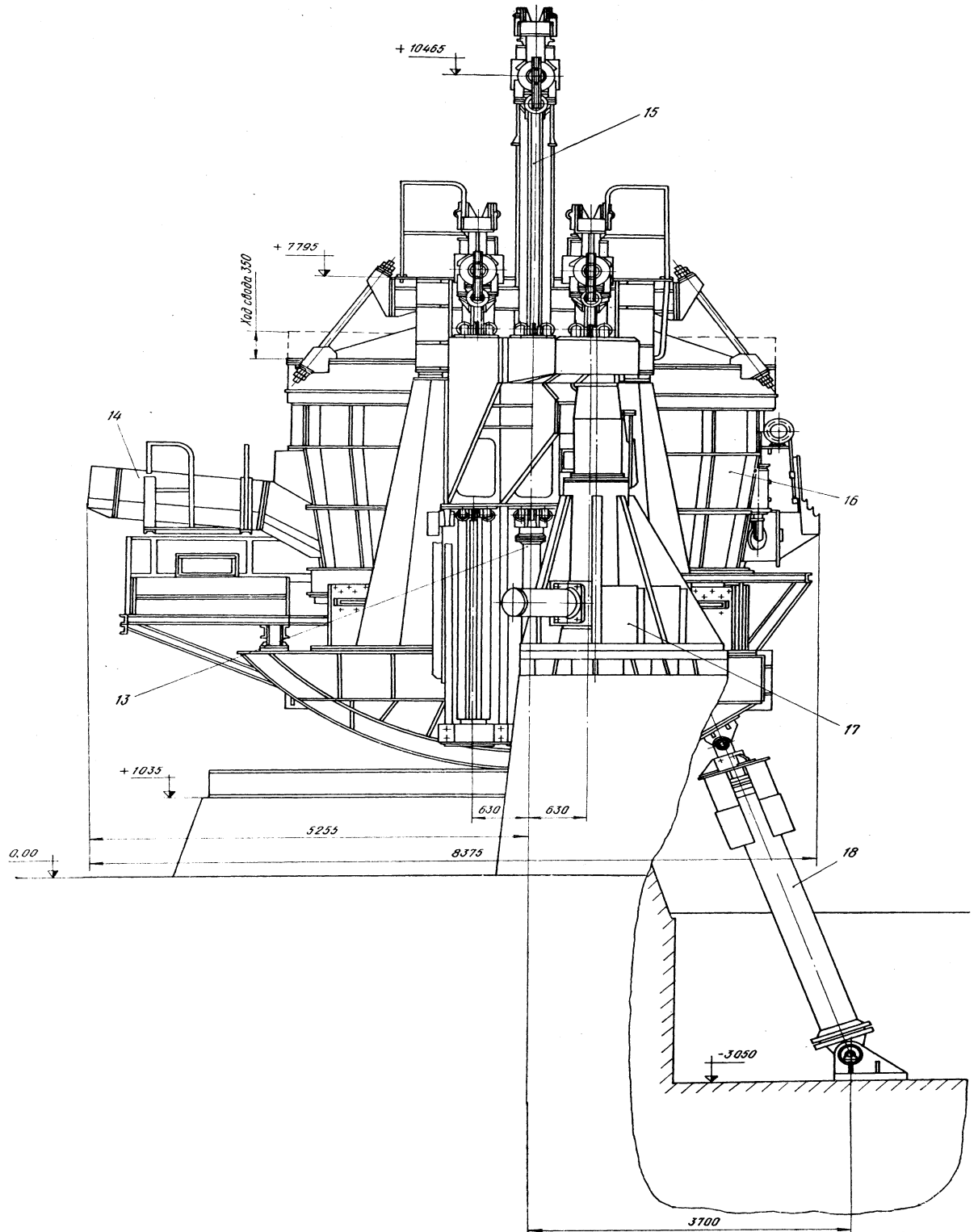


Рисунок 2.6 – Дугова сталеплавильна піч ДСП - 25 (вид збоку)

## 2.1.5 Опис технології виробництва сталі в дугових електросталеплавильних печах

На рис. 2.7 схематично представлені основні періоди правки в електродуговій печі.

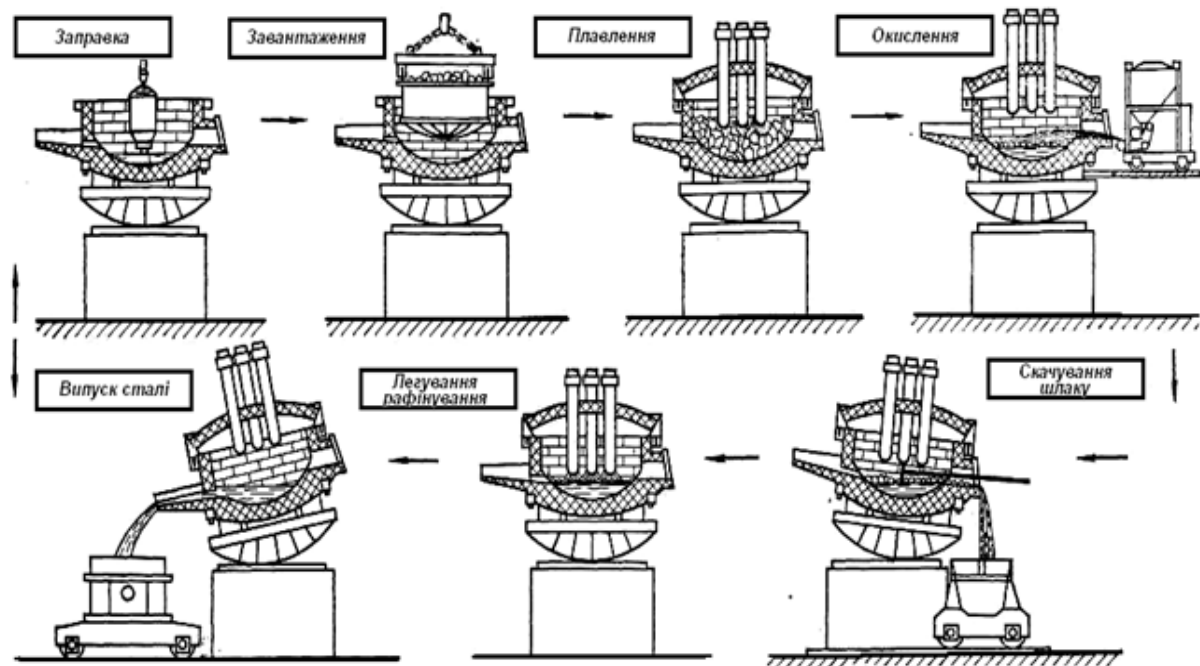


Рисунок 2.7 – Технологічна схема виробництва сталі в дуговій сталеплавильній печі

Основне призначення дугової сталеплавильної печі прямої дії - виплавка сталі з металевих брухту (скрапу). Такий процес досить енергоємний; на 1 т виплавленої сталі в залежності від характеру процесу витрачається від 500 до 1000 кВт · г електроенергії, тому при інших рівних умовах процес дешевше проводити в мартенівській печі, де паливо спалюється безпосередньо. У зв'язку з цим лише порівняно невелику частину всієї одержуваної з скрапу сталі виплавляють в електричних печах. У них здійснюють лише ті процеси, які важко проводити в мартенівській печі або конвертері. В першу чергу - це отримання високолегованих сортів сталі, що

вимагають ретельного очищення металу від шкідливих домішок (особливо сірки) і неметалічних включень, і знегажування його. Для таких сортів сталі вартість переділу набагато менше вартості легуючих і самої сталі і вирішальними факторами стають якість одержуваного металу і ступінь чаду цінних добавок. Істотні переваги (великі маневреності та швидкість плавки, зниження капітальних витрат) має дугова піч як агрегат для отримання сталевого лиття.

Слід зазначити, що в міру здешевлення електроенергії, а також завдяки збільшенню ємності дугових агрегатів, внаслідок чого зменшується витрата електроенергії і матеріалів на виплавку 1 т сталі, різниця у вартості переділу металу в дуговій і мартенівських печах знижується. В останні роки в потужних дугових печах виплавляють не тільки високолеговані, а й низьколеговані сталі. У цьому випадку на користь дугових печей говорять їх велика пристосовність до характеру скрапу і легкість плавки в них великого скрапу.

Виплавка легованих сталей включає наступні операції: розплавлення металу, видалення шкідливих домішок і газів, що містяться в ньому, розкислення металу, введення в нього потрібних легуючих і виливання його з печі в ківш для розливання по виливницям або формам. Значення цих операцій і вимоги, які вони висувають до дугової печі, можуть бути дуже різними.

**Окислювальний період.** Розплавлення скрапу необхідно вести по можливості швидше і з мінімальною витратою енергії. Найчастіше тривалість його перевищує половину тривалості всієї плавки і при цьому витрачається 60-80% всієї електроенергії. Характерною особливістю періоду є неспокійний електричний режим печі. Палаюча між кінцем електрода і холодним металом дуга нестабільна, її довжина невелика і порівняно невеликі зміни в положенні електрода або металу (обвал, зсув підплавлення шматка скрапу) викликають або обрив дуги, або, навпаки, коротке замикання. Дуга загоряється спочатку між кінцем електрода і поверхнею

шихти, причому для підвищення її стійкості в перші хвилини під електроди зазвичай підкладають шматки коксу або електродного бою. Після згоряння останніх починає підплавляти метал і краплями стікати на подину. У шихті утворюються колодязі, в які опускаються електроди до тих пір, поки вони не досягнуть подини, на якій, щоб уникнути перегріву її до цього моменту повинна бути утворена калюжа розплавленого металу. Це самий неспокійний, нестійкий період горіння дуги; підплавляючі шматки шихти потрапляють на електрод, що закорочує дугу; при опусканні шматка шихти під торцем електрода може, навпаки, наступити обрив струму. Палаюча між електродом і розплавленим металом дуга перегріває метал: починається розмив і розплавлення шихти, що оточує колодязі. Колодязі розширюються, рівень рідкого металу у ванні починає підвищуватися, а електроди - підніматися. В кінці цього періоду майже весь метал виявляється розплавленим; залишаються лише окремі шматки шихти на схилах ("наста"), розплавляються останніми. Щоб не затягувати період розплавлення, зазвичай ці "наста" скидають ломом вглиб ванни. Період розплавлення вважають закінченим, коли весь метал в печі перейшов в рідкий стан. До цього моменту режим горіння дуги стає більш спокійним, оскільки температура в печі вище, поверхня металу покрита шаром шлаку, освіченим закинутими в піч у період розплавлення шматками вапна і спливаючими окалинами; довжина дуги в порівнянні з початком розплавлення збільшується в кілька разів, дуга горить стійкіше, кількість поштовхів струму і обривів зменшується.

Видалення домішок з металу починається ще в період розплавлення і продовжується в періоди розкислення і відновлення.

Внаслідок порівняно низької температури ванни в ній спочатку йдуть інтенсивно екзотермічні реакції – окислення заліза, кремнію, марганцю і фосфору (період окислення). Окисли їх спливають і утворюють разом з закидаючим вапном на поверхні металу шлак. У шлаку окисли кремнію з'єднуються з закисом заліза і марганцю в силікати заліза і марганцю, а

оксиди фосфору утворюють з закисом заліза сполуки, з яких закис заліза витісняються вапном з утворенням міцних фосфорнокальцієвих з'єднань. Так як для інтенсивного проведення цих реакцій оксидів заліза зазвичай не вистачає, то під час розплавлення металу або після закінчення його у ванну додають залізну руду або вдувають кисень. При цьому вуглець металу відновлює руду, а окис вуглецю, що утворюється, бульбашками спливає - відбувається так зване "кипіння", або "кип", ванни. Бульбашки окису вуглецю інтенсивно перемішують метал, сприяючи видаленню з нього оклюдованих газів. У цей період, окрім видалення з металу фосфору, відбувається, отже, і випалювання зайвого вуглецю. Якщо в шихті вуглецю недостатньо для проведення стос, то його додають в шихту закиданням чавуну.

Насичений оксидами і силікатами заліза і марганцю, а також сполуками фосфору шлак спускають частково самопливом в період кипу через поріг завантажувального вікна в шлаковницю. Залишившийся після закінчення періоду окислення шлак скачують з печі практично повністю, бо інакше в наступні періоди при підйомі температури у ванні реакції можуть піти у зворотний бік і фосфор зі шлаку почне переходити в метал. На період скачування шлаку піч відключають, а електроди піднімають, щоб уникнути їх поломки.

**Відновлювальний період.** Після скачування шлаку починається відновлювальний період, протягом якого метал звільняється від більшої частини сірки. Метал розкислюють, наприклад феросиліцієм і феромарганцем, і на його поверхню знову заводять шлак; в піч закидають вапно з добавками флюсу – плавикового шпату, шамоту, а також відновники - мелений кокс і деревне вугілля. Речовиною, що зв'язує сірку, служить вапно, але для того щоб реакція йшла задовільно, необхідне дотримання наступних умов:

- висока температура металу, так як це реакція ендотермічна. Крім того, висока температура потрібна для зменшення в'язкості металу і шлаку,

що підвищує швидкість дифузії сірчистого заліза в шлак, де воно зв'язується з вапном;

- наявність в шлаку достатньої кількості вапна, що забезпечує видалення сірки з металу по рівнянню  $\text{FeS} + \text{CaO} = \text{FeO} + \text{CaS}$ , і відновників, наприклад вуглецю, що відновлює залізо з рівняння  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ . Обидві ці реакції дають сумарну реакцію  $\text{FeS} + \text{CaO} + \text{C} = \text{CaS} + \text{Fe} + \text{CO}$ -31600 ккал, яка є незворотною, так як CO у вигляді газу видаляється з шлаку;

- наявність в печі відновної атмосфери, так як в окислювальній атмосфері неможливо домогтися задовільного розкислення металу і шлаку.

В кінці періоду розплавлення в метал вводять легуючі добавки, щоб довести його склад до необхідного, остаточно розкислюють його, наприклад алюмінієм, і приступають до розливання. Такий процес отримання в дуговій печі високоякісних легованих сталей носить назву "основного процесу з повним окисленням", тому що він заснований на використанні основних вапняних шлаків. Основні шлаки при високих температурах в печі інтенсивно розмивають будь-яку футеровку, крім основної. Тому печі, що працюють на основному процесі, повинні мати магнезитову або доломітову футеровку ванни.

**Кислий процес.** При виплавці сталі для фасонного лиття вимоги до плавильному агрегату дещо інші. Зазвичай у такій сталі допустимо підвищений вміст сірки і фосфору, так що при плавці немає необхідності у видаленні цих домішок і плавку ведуть так званим "кислим процесом", при якому шлаки складаються з кремнекислоти і окислів металу, а футеровку печі щоб уникнути її роз'їдання виконують кислою (з динасу).

Періоди розплавлення в кислій і лужній печах істотно не розрізняються, а рафінування металу зведена лише до розкислення його і деякому випалювання вуглецю, так як не фосфор, ні сірку при кислому процесі видалити не можна. Таким чином, з точки зору отримання чистого металу дугова піч при кислому процесі не має істотних переваг перед мартенівською і її широке застосування при виробництві фасонного



сталевому литтю пояснюється іншими причинами. Так як виливки малі, розливання триває довго і потрібен дуже рідко текучий метал, легко заповнює порожнини ливарних форм, то фасонне лиття вимагає значного перегріву металу. Такий перегрів легко отримати в дуговій печі і важко в мартенівській. Крім того, мартенівська піч призначена для фасонного сталевому литтю занадто великим і негнучким агрегатом, що дає відразу велику масу металу порівняно невеликими порціями. Тому дугова піч більш зручна для фасонного сталевому литтю, ніж мартенівська, і більшість вітчизняних машинобудівних заводів мають цехи з дуговими печами для фасонного сталевому литтю.

Тривалість плавки в дуговій печі, що працює на кислому процесі, значно менше, ніж при лужному. В останньому випадку розплавлення триває зазвичай 1,5-2,5 год., а рафінування (включаючи розкислення) від 2 до 4 год., так що вся тривалість плавки може доходити для великих печей до 4-6 год., тоді як при кислому процесі вона не перевершує 2,5-3 год. Так як тривалість плавки скорочується в основному за рахунок періоду рафінування, коли температура в печі досягає максимуму, то футерування та механізми печі при кислому процесі знаходяться в більш легких температурних умовах роботи і термін служби їх збільшується. З іншого боку, період розплавлення в кислих печах можна скоротити, збільшивши потужність пічного трансформатора. При коротких циклах плавки це дає більший економічний ефект, ніж при тривалих плавках в основних печах, тривалість яких визначається в основному періодами окислення і рафінування, мало залежними від потужності печі.

**Дуплекс-процес.** Основна перевага дугової печі полягає в можливості розкислення і знесірчення металу і легкості його перегріву, тому з метою здешевлення процесу іноді застосовують так званий "дуплекс-процес", при якому розплавлення скрапу і окислення ведуть у більш дешевому плавильному апараті - мартенівської печі, а потім рідкий метал переливають в дугову піч для рафінування та доведення до потрібного складу. Рідше

застосовують дуплекс-процес "конвертер - електропіч". Аналогічно цьому при спеціальному чавунному литті часто метал після розплавлення у вагранці заливають в дугову піч для часткового знесірчення і перегріву.

При дуплекс-процесах потужність печі може бути менше, ніж при роботі на твердій завалці, так як розплавлення скрапу в цьому випадку відсутнє. Проводяться час від часу плавки на твердій завалці, виконують при зменшеному вазі шихти; вони через меншу потужність більш тривалі, але так як проводяться не часто (головним чином після ремонту футеровки), то їх подовження не є суттєвим. Електричний режим печей, що працюють на рідкій завалці, також значно спокійніше. При наявності рідкого металу, покритого шаром шлаку, дуга горить більш стабільно, і відсутні короткі замикання через обриви шихти.

Дугові печі непрямої дії застосовують майже виключно для переплавки кольорових металів (іноді чавуну), тому температури в них значно менше. Крім того, в них виробляють лише розплавлення і перегрів металу без шлаку. Тому їх футеровку можна виконати з шамоту і лише при виплавці чавуну футеровка повинна бути з динасу. Дуга в цих печах горить тільки між електродами, тому її режим спокійніше. З іншого боку, футеровка дугової печі непрямої дії знаходиться під прямим впливом випромінювання дуг, що вимагає додаткових заходів для її рівномірного нагріву, особливо наприкінці плавки. Для цього в сучасних печах застосовують хитання корпусу печі, завдяки чому нагріті частини футеровки періодично омиваються (і тим самим охолоджуються) розплавленим металом, більш холодним, ніж футеровка [12].

### **2.1.6 Вантажопотоки електросталеплавильного цеху**

Основні вантажопотоки ЕСПЦ пов'язані із забезпеченням прийому брухту і завантаження його в печі, подачі і завантаження сипучих шлакоутворюючих матеріалів і феросплавів, завантаження легуючих в печі,

прибирання шлаку, розливання сталі і транспортування в інші цехи готової продукції (рис. 2.8).

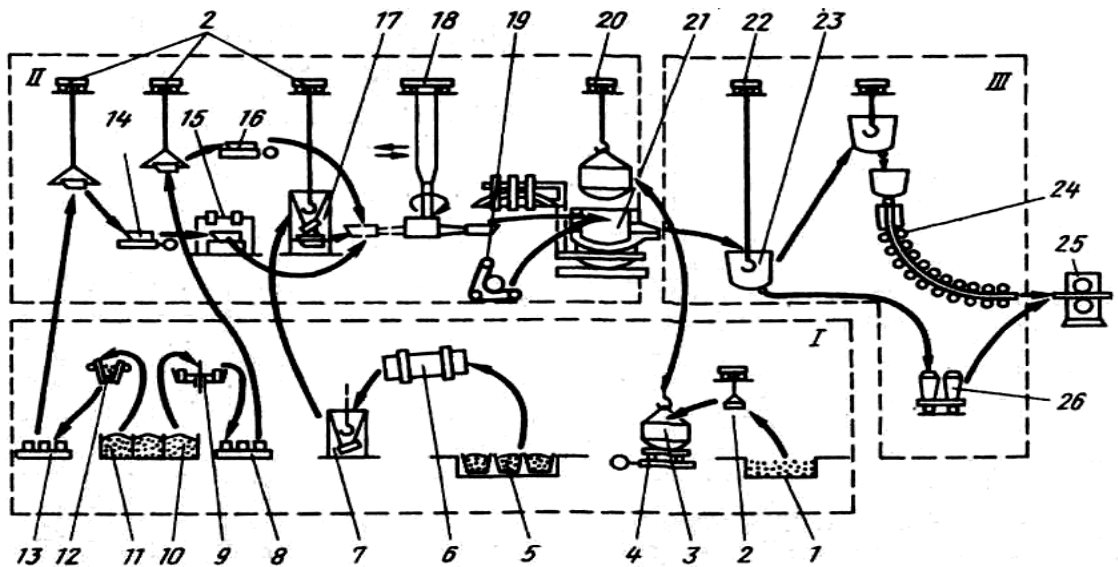


Рисунок 2.8 – Схема вантажопотоків ЕСПЦ

Згідно приведеній на рис. 1.8 схемі, брухт з копрового цеху залізничним транспортом надходить в шихтовий проліт I головної будівлі ЕСПЦ і розвантажується в ямні бункери 1, з яких магнітна шихта магнітними кранами 2 завантажується в саморозвантажні бадді 3.

Під час вступу до шихтового прольоту немагнітної шихти в контейнерах останні розвантажуються мостовим краном безпосередньо в саморозвантажну баддю 3.

Після зважування баддю на візку 4 перевозять по поперечних шляхах з шихтового в пічний проліт II. Баддю з шихтою знімають з візка завалочним краном 20 і встановлюють над піччю 21 із заздалегідь відведеним склепінням. Завалочний кран 20 опускає саморозвантажну баддю 3 всередину робочого простору печі, не доходячи до рівня подины на 500 мм баддя розкривається, брухт завантажується в піч. Шлакоутворюючі матеріали, які надходять в шихтовий проліт, розвантажуються в приймальні переносні бункери 5. Сушать матеріали в барабанному сушилі 6, звідки

матеріали поступають в переносні бункери 7, які потім переносяться мостовим краном шихтового прольоту 2 на балкон робочого майданчика пічного прольоту II. З переносного бункера матеріали завантажують в мульду 17 і мульдозавалочним краном 18 подають в піч 21. У великих кількостях (наприклад, для наведення шлаку) шлакоутворюючі матеріали в ДСВ великій місткості подаються завантажувальними машинами кидкового типу 19. Кокс і бій електродів з бункерів шихтового прольоту I поступають для подрібнення на бігуни 9, потім завантажуються в мульди 8 і мостовим краном 2 переносяться на балкон робочого майданчика пічного прольоту II. Після зважування на вагах 16, розташованих на платформі, роздрібнений кокс і бій завантажують в ДСВ крановою завалочною машиною. Феросплави з бункера 11 шихтового прольоту подають для подрібнення в щекову дробарку 13, завантажують в мульди 12, переносять мульдомагнітним мостовим краном на балкон робочого майданчика II, де зважують на вагах 14 і задають в нагрівальну газову піч 15 для нагріву. Всі операції по транспортуванню мульд з феросплавами здійснює мульдомагнітний кран 2. Нагріті феросплави завантажуються в ДСВ крановою завалочною машиною 18. У розливному прольоті III сталь з печі виливається в ківш 23, з якого потім розливається на МБЛЗ 24 або у виливниці 26. Заготівки, отримані на МБЛЗ, передаються в прокатні цехи для плющення на станах 25. Подача ковша 23 під розливання здійснюється розливним краном 22. Зливки, розлиті сифоном у виливниці, на візках подаються в стриперне відділення і потім в прокатний цех [13].

### **2.1.7 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 порошоків 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 [1].

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 відрізнятись від максимального, характерного для періоду продувки, на 20% [2].

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 ціаністи 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) [4]. У період доведення кількість великих часток зростає (15% часток розміром більше 40 мкм) [4], тому що в цей період піч максимально герметизується і створюються більш сприятливі умови для коагуляції пилу за рахунок дифузії.

### **2.1.8 Характеристика пилогазових викидів**

Пиловиділення в період розплавлення дуже нестабільне і залежить від багатьох технологічних і випадкових факторів. До технологічних факторів належать: сила струму і напруги, що подається в піч, спосіб інтенсифікації плавлення, щільність шихти, марка виплавленої сталі і т.д. Випадкові фактори - це непередбачені обвали шихти при нерівномірному її плавленні, коротке замикання між шихтою і електродами, поломки електродів і т.д.

Основними елементами, що утворюють газову фазу викидів дугових електроплавильних печей є вуглець, що міститься в шихті і електродах, а також азот і кисень, що потрапляють у робочий простір печі з атмосферним

повітрям. У невеликих кількостях в газовій фазі є водень, який виходить в результаті дисоціації водяної пари повітря і вологи, що проступає в піч з шихтою і легуючими добавками.

Вуглець і азот при високих температурах вступають в реакцію з киснем, утворюючи оксид і діоксид, а, поєднуючись між собою, виділяються у вигляді ціаністих з'єднань. Крім того, в газах дугових електросталеплавильних печей в залежності, від марки сталі, що виплавляється, є оксиди сірки та фториди. Загальна кількість газів, що утворюються, і їх хімічний склад значно відрізняється від плавки до плавки і залежать від електричного режиму плавки, способу її інтенсифікації, характеристики вихідної шихти, марки виплавленої сталі і т.д.

Температура газів, що відходять залежить від характеру протікання плавки і коливається від  $1000^{\circ}\text{C}$  до  $1900^{\circ}\text{C}$ , але в більшості випадків гази мають температуру, однакову з металом, тобто близько  $1600^{\circ}\text{C}$ . Крім того, температура газів залежить від способу відбору газів з печі, ступеня і місця допалювання оксиду вуглецю з газового тракту, ступеня розведення газів повітрям і періоду плавки [5].

Висока температура у ванні і робочому просторі зумовлює утворення різних летких сполук. Найбільш шкідливими є оксиди вуглецю та азоту. Крім того, вони виділяються в значних кількостях (табл. 2.8). [14].

Як видно, гази дугових електросталеплавильних печей, що відходять, містять значну кількість шкідливих хімічних сполук. Наявність у них окису вуглецю та водню робить ці гази горючими і вибухонебезпечними, тому при проектуванні установок з уловлювання та очищення цих газів слід допалювати СО в спеціальному пристрої щоб уникнути ударів і вибухів.

Кількість і склад плавильного пилу змінюється в значних межах залежно від періоду плавки. Концентрація пилу складає  $50\text{-}60\text{ г/м}^3$ ; її щільність складає  $4\text{-}4,2\text{ г/см}^3$ , насипна щільність –  $1,2\text{ г/см}^3$ . Найбільша запиленість газів дугових електросталеплавильних печей спостерігається в період продувки ванни киснем. Слід розрізняти концентрацію пилу в робочому просторі печі і



на виході з неї. Як правило, в робочому просторі печі запиленість на порядок вище ніж, наприклад, перед газоочищенням. Це пояснюється розведенням пічних газів атмосферним повітрям по ходу газовідвідного тракту. Коливання запиленості газів перед газоочищенням спостерігається в залежності від способу їх уловлювання [5].

Таблиця 2.8 – Середній хімічний склад газів у робочому просторі дугової електросталеплавильної печі по періодах плавки

Значення	Складові, %				
	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
<b>Розплавлювання</b>					
Мінімальне	1,2	0,3	8,6	1,2	67,6
Максимальне	10,8	10,4	20,6	3,6	79,4
Середнє	5,25	5,4	14,8	2,1	73,0
<b>Продувка киснем</b>					
Мінімальне	7,0	0,8	0,6	0,2	13,0
Максимальне	13,4	5,8	75,0	1,1	83,4
Середнє	11,3	3,24	15,8	1,0	68,0
<b>Рафінування</b>					
Мінімальне	3,0	0,8	2,0	0,4	4,8
Максимальне	13,6	5,1	52,0	3,5	83,0
Середнє	7,4	2,51	24	2,2	58,5

Насичені пилом гази, що утворюються в процесі плавки, підвищують тиск в печі й через нещільності в її конструкції виділяються в виробниче приміщення. Основна кількість газу виходить через нещільності електродів й робочого вікна. Гази виділяються із електропечей не лише в процесі плавки, але й під час завантаження печі й зливу готової сталі в ківш.

З урахуванням даних концентрації пилу і тривалості періодів плавки в дугових електросталеплавильних печах можна відзначити, що 75% валових

викидів пилу припадає на першу половину плавки. У таблиці 2.9 представлений хімічний склад пилу, відібраної з робочого простору печі. У таблиці 2.10 представлений фракційний склад пилу [4].

Дрібнодисперсний пил утворюється в результаті випаровування металу в зоні дії електричних дуг і кисневої продувки, і наступної конденсації в пічному просторі. Більш крупні фракції дають шлакоформуєчі і мелені добавки.

Таблиця 2.9 – Хімічний склад пилу

Періоди плавки	Зміст компонентів, %								
	$SiO_2$	$Fe_2O_3$	$Al_2O_3$	$CaO$	$MgO$	$MnO$	$NiO$	$Cr_2O_3$	Інші
Розплавлення	11,5	43,6	0,79	8,4	3,3	10,3	4,54	6,66	10,9
Рафінування	15,7	43,9	0,02	8,0	4,0	10,5	5,0	6,66	6,4

Таблиця 2.10 – Фракційний склад пилу

Розмір часток, мкм	<5	5-10	10-20	20-40	>40
Зміст, %	71,9	8,3	6,0	7,5	6,3

## 2.2 Вибір і обґрунтування способу і схеми газоочистки

Після ретельного вивчення проблеми в СПЦ-1, було вирішено використовувати накатний зонт. Дане рішення дозволить при мінімальних затратах отримати максимальний ефект, так як такий тип зонта може бути встановлений максимально близько до джерела пиловиділення – склепіння печі, і не заважає роботі допоміжного обладнання, наприклад кранів. Зонт забезпечить повне уловлювання викидів, що виділяються через фурмені і електродні отвори в усі періоди плавки, навіть при відкритій заслінці робочого вікна.

В даний час у світовій практиці найбільш застосовується схема відбору газів дугових електропечей, при якій технологічні гази і неорганізовані викиди, що вловлюються зонтом, об'єднуються і далі надходять на газоочисну установку.

У дипломному проекті рекомендується оснастити кожен електропіч індивідуальною газоочисною установкою. Це буде відповідати як правилам експлуатації ГОУ в чорній металургії, так і дозволить підприємству значно знизити експлуатаційні витрати, в порівнянні зі схемою, де технологічні гази і неорганізовані викиди очищаються на різних установках.

Таким чином, проектом пропонується комбінована схема відбору димових газів від електропечей, при якій викиди від зонти і від патрубка арки робочого вікна об'єднуються і надходять на газоочистку. При цьому газовідвідний патрубок розташовують на відстані 20-50 мм від стаціонарно встановленої приймальної воронки приймального патрубка. Виходить з печі струмінь газу підсмоктує навколишнє повітря, в результаті чого обсяг суміші збільшується приблизно в шість разів. Оксид вуглецю, що міститься в газі, допалюють в спеціальній камері в атмосфері повітря, що відсмоктується, потім газ прямує в систему газоочистки.

Обсяг газів, що відходять при такій схемі складе близько 250 тис. м<sup>3</sup>/год від однієї печі.

В даному проекті запропоновано відведення неорганізованих викидів від печей № 1 і № 2 здійснювати через зонти, розташовані над мостовими кранами, що обслуговують дані печі. Конструкції зонти забезпечують локалізацію неорганізованих викидів і враховують проведення технологічних операцій на даних печах. Зонти складаються з двох секцій, які працюють по черзі при плавці, завантаження і вивантаження.

Таким чином, пропонується оснастити кожен електродугову піч індивідуальною системою очищення технологічних газів 50 тис. м<sup>3</sup>/год і неорганізованих викидів, продуктивністю 200 тис. м<sup>3</sup>/год, з установкою

рукавного фільтра типу ФРІР виробництва ТОВ НВП «Дніпроенергосталь» і відповідного нового тягодутьового обладнання.

Рукавні фільтри типу ФРІР мають наступні переваги перед іншими що серійно випускаються:

- економічність в роботі;
- менші габарити при тій же продуктивності;
- простота конструктивного оформлення (закріплення рукавів проводиться з одного боку у верхній частині фільтра, що гранично спрощує заміну рукавів);
- підвищена ремонтпридатність фільтра;
- ефективність імпульсної регенерації, здійснюваної за допомогою клапанів з підвищеною швидкістю;
- розміщення на відкритому повітрі з укріпленням тільки верхньої частини фільтра.

Регенерація рукавів імпульсним продуванням здійснюється шляхом подачі імпульсів стислого повітря всередину рукава, при цьому тиск стислого повітря на вході в рукавний фільтр до 0,5 МПа (5 кгс/см<sup>2</sup>), а в накопичувачах стислого повітря в межах 0,3 – 0,5 МПа [15].

Хоча застосування стислого повітря не є дешевим способом регенерації, проте, фільтри з імпульсним продуванням мають підвищене навантаження по газу. Швидкість фільтрування в рукавних фільтрах з імпульсним продуванням за інших рівних умов на 20...30% вище, ніж у фільтрах з механічною регенерацією і зворотним продуванням, завдяки ефективнішою регенерацією за допомогою дуже коротких імпульсів. При ефективній регенерації загальний термін служби рукавів в цих фільтрах вищий, рукави менше зношуються, і до їх заміни залишкова запилена зберігається на рівні 15...50 мг/м<sup>3</sup>, і лише в окремих випадках ці значення перевищуються.

### 2.2.1 Теоретичні основи механізму фільтрації в рукавних фільтрах

Первинний процес фільтрації через пористу перегородку, до накопичення в ній пилу і створення на поверхні пилового осаду, не є вирішальним в ефективності очищення промислових газових викидів. Процес осадження пилу на волокнах фільтрувального матеріалу в первинний період відбувається за рахунок комплексу чинників дії на частинки при проходженні їх через лабіринт волокон. Якщо розмір частинок пилу перевищує розмір пір фільтрувального матеріалу, відбувається їх відсівання. При русі частинок в порах з великою швидкістю вони не можуть йти разом з газом огинаючи всі волокна, тому притискаються до цих волокон і осідають на них. Осадження дрібних частинок на волокнах може відбуватися за рахунок електричних сил, за рахунок гравітаційного осадження, за рахунок броунівського руху і, нарешті, за рахунок сукупності всіх цих чинників.

У практиці промислового пиловловлювання за допомогою рукавних фільтрів основним механізмом осадження частинок пилу, ймовірно, слід рахувати ситовий ефект. Поступово на поверхні фільтрувального матеріалу утворюється пиловий шар з порами, розмір яких не перевищує розмір частинок. Цей шар і є основою відділення частинок пилу від газу, що очищається, а збереження його є необхідною гарантією вискоефективного очищення промислових газів [15].

Можна зробити висновок, що процес фільтрації в рукавному фільтрі здійснюється в декілька стадій. У початковій стадії відбувається осадження частинок пилу на чистих волокнах усередині пористої перегородки фільтрувального матеріалу. В процесі проходження запиленого газового потоку через чистий фільтрувальний матеріал пил осідає на волокнах в результаті безпосереднього торкання, дії інерційних сил, броунівській дифузії і в меншій мірі – електричних сил тяжіння порошинок до волокон і сили гравітації. Пилові нарости, що осідають на волокнах, поступово

змикаються і утворюють суцільну пористу пилову перегородку. Потім відбувається осадження аерозолів на пиловій підкладці до утворення шару пилу завтовшки, відповідною певному гідравлічному опору. Гідравлічний опір рукавних фільтрів знаходиться в межах 1,5 – 2,5 кПа [15].

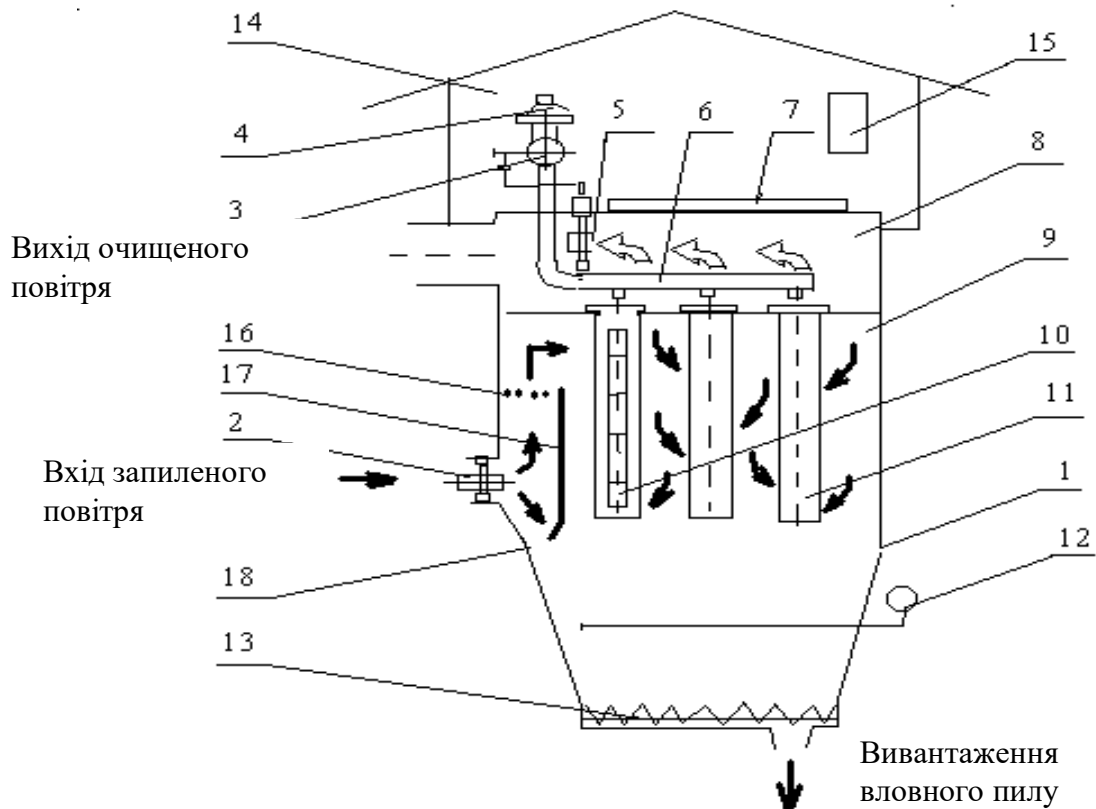
Таким чином, накопичуючись на поверхні тканини у вигляді шару, пил сам стає фільтруючим середовищем і збільшує ефективність пилозатримання фільтру. У міру зростання шару пилу росте і гідравлічний опір апарату.

Якщо періодично не видаляти пиловий шар з поверхні матеріалу і з його пір відбудеться "замикання фільтру", тобто тягодуттьовий апарат буде не в змозі протягувати газ через фільтрувальну перегородку, що забилася. В результаті поступового забивання падатиме продуктивність вентилятора і, врешті-решт, рух газу через фільтр припиниться. Пил, що осідає на поверхні фільтрувального матеріалу, одночасно є фільтруючим середовищем, що перешкоджає проскакуванню найбільш дрібних частинок пилу. Тому з фільтрувального матеріалу необхідно видалити не весь шар пилу, щоб забезпечити прийнятний гідравлічний опір апарату і зберегти його високу ефективність пиловловлювання. Процес видалення частини пилового шару зовні і зсередини фільтрувальної перегородки в тканинних фільтрах прийнято називати регенерацією, тобто частковим відновленням первинних властивостей фільтрувальної перегородки.

### **2.2.2 Конструкція рукавного фільтру типу ФРІР**

Фільтр складається з корпусу і механічного устаткування. Корпус є несучою конструкцією і складається з опорного поясу з підвісними бункерами, вузла вивантаження пилу, системи пневмообрушення пилу, оглядових люків, відсічних клапанів забрудненого газу, розподільного газоходу і панелей огорожі. Перекриттям корпусу фільтру служить блок регенерації. Корпус розділений на камери чистого і брудного газу горизонтальними перегородками – рукавними дошками з отворами для кріплення фільтрувальних рукавів. До складу механічного устаткування

фільтру входять: система регенерації рукавів (накопичувач стислого повітря, продувний клапан і роздаточні колектори), рукавні дошки, фільтрувальні рукави, дротяні каркаси, відсічні клапани, вузол редукування стислого повітря, пристрої пиловидалення і шафа управління регенерацією фільтру. Основні конструктивні особливості фільтру представлені на рис. 2.9.



1 – корпус фільтру; 2, 5 – відсічний клапан; 3 – накопичувач стисненого повітря; 4 – продувний клапан; 6 – роздавальний колектор; 7 – кришка; 8 – камера чистого газу; 9 – камера запиленого газу; 10 – каркас рукава; 11 – фільтрувальний рукав; 12 – система пневмообрушення; 13 – вузол вивантаження пилу; 14 – шатер фільтру; 15 – пристрій управління регенерацією; 16 – аеродинамічна решітка; 17 – відбійний щит; 18 – бункер

Рисунок 2.9 – Схема рукавного фільтру з імпульсною регенерацією

Запилене повітря через вхідний патрубок і відсічний клапан 2 потрапляє всередину корпусу фільтру 1 і прямує відбійним щитом 17 через

іскрогасні аеродинамічні грати 16 у верхню частину камери 9, чим забезпечується супутній рух потоку фільтрованого газу і обтрушування при регенерації пилу [15].

Запилений газ пройшовши рукави 11 зовні всередину, очищається від пилу і потрапляє в камеру “чистого” газу 8, далі через вихідний патрубок, газохід і димоцяг прямує в димар.

Швидкості фільтрації лежать між 1,5 і 2,5м/хв залежно від адгезійних властивостей шару пилу. У міру накопичення пилу на зовнішній поверхні рукавів загальний гідравлічний опір фільтру, що відстежується пристроєм управління регенерацією 15, росте і після досягнення заданої величини автоматично включається система регенерації фільтрувальних рукавів.

Осушене стисле повітря з накопичувача 3 через швидкодіючий продувний клапан 4 і роздавальний колектор з соплами 6 імпульсно подається всередину рукава і очищається як від пилу, що зібрався на зовнішній поверхні рукава у вигляді агломератів, так і від частинок пилу, що проникли всередину фільтрувального матеріалу.

Уловлений пил через щілистий бункер 18 і вузол вивантаження пилу 13 відводиться в систему пиловидалення. Підвісні бункери виконані у вигляді переверненої усіченої піраміди з кутом нахилу бічних граней  $70^{\circ}$ . Бункери фільтру в нижній частині обладнані вузлом вивантаження пилу, а також пристроєм пневмообрушення і оглядовими люками [15].

Накопичувач стислого повітря виготовлений з металевої труби і обладнаний: 16-ю патрубками з фланцями для установки продувних клапанів; штуцером для підведення стислого повітря; штуцером для зливу конденсату; штуцером для установки манометра електроконтакта; 16-ю повітроводами подачі стислого повітря в колектора. Об'єм накопичувача складає  $0,3 \text{ м}^3$ .

Установка відсічних клапанів “брудного” газу дозволяє проводити заміну фільтрувальних рукавів в 1/8 частин фільтру без його зупинки.



Рукавна дошка виконана з металевого листа з отворами діаметром  $d=139$  мм. Отвори для кріплення виконані з отбортівкою, що підвищує жорсткість конструкції і покращує умови кріплення фільтрувальних елементів.

Фільтрувальний рукав виконаний у вигляді циліндра. У горловину фільтрувального рукава ушито металеве кільце, з протилежного боку рукава пришито денце. Матеріалом для виготовлення фільтрувального рукава служить іглопробивний поліефірний фетр з каркасом з філаментних ниток.

Вузлом вивантаження пилу є пристрій для видалення пилу з бункера і складається з жолоба, до торців якого кріпляться бічні стінки. У середині жолоба поміщений шнек, який приводиться в рух через кулачкову муфту мотором - редуктором, змонтованим на одній з бічних стінок. З двох сторін шнек спирається на підшипникові вузли, закріплені на бічних стінках.

З бункерів фільтру уловлений пил за допомогою гвинтового конвеєра для подальшого транспортування подається на трубчастий ланцюговий конвеєр.

## 3 ПРОЕКТНИЙ РОЗДІЛ

### 3.1 Проектування основного та допоміжного обладнання технології очистки газів

#### 3.1.1 Розрахунок зонти

Щоб забезпечити локалізацію неорганізованих викидів від печей № 1 і № 2 в СПЦ-1 в кваліфікаційному проекті запропоновано встановити зонти, розташовані над мостовими кранами, що обслуговують дані печі. Конструкції зонтів враховують проведення технологічних операцій на даних печах. Зонти складаються з двох секцій, які працюють по черзі при плавці, завантаження і вивантаження [16].

Основні залежності для розрахунку оптимальної продуктивності системи аспірації, при якій неорганізовані викиди практично виключені, запропоновані Осипенко В.Д., Безбабним С.Г. і Манідіним В.С. [17].

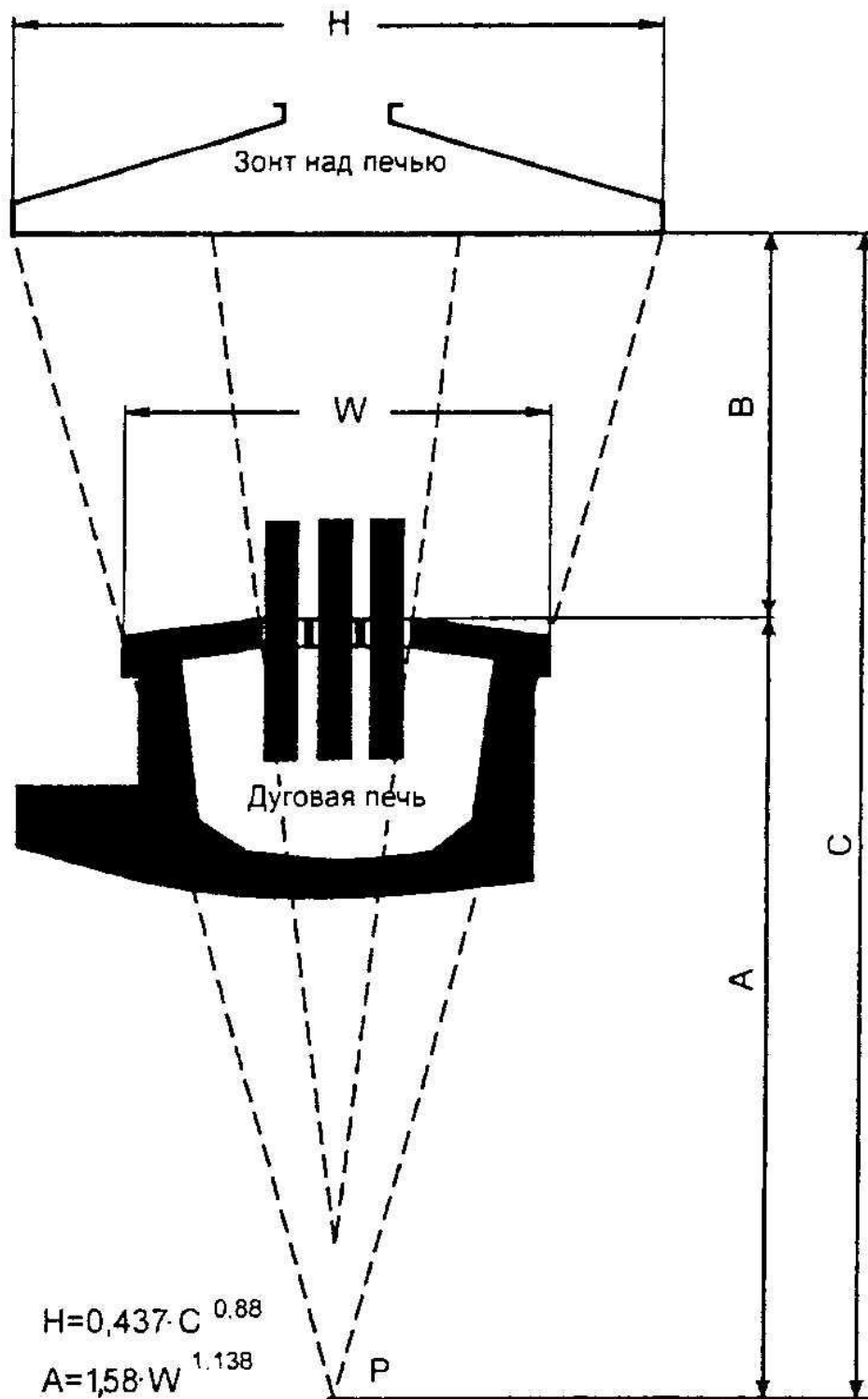
В якості вихідних параметрів для розрахунку авторами запропоновані геометричні параметри печі ( $W$ ) і висота установки зонти ( $B$ ), яка обумовлюється характером проведення технологічного процесу і конструктивними особливостями виробничого приміщення (рис. 3.1).

Для ДСВ-25 геометричний розмір печі  $W = 2850 \cdot 2 = 5700$  мм = 5,7 м. Висота установки зонти  $B$ , обумовлена характером проведення технологічного процесу і конструктивними особливостями виробничого приміщення СПЦ 1, становить 9,5 м [1].

Визначаємо розрахунковий параметр  $A$ :

$$A_1 = 1,58 \cdot W^{1,138} = 1,58 \cdot 5,7^{1,138} = 11,45 \text{ (м)}.$$

$$A_2 = 1,58 \cdot W^{1,138} = 1,58 \cdot 8,376^{1,138} = 17,74 \text{ (м)}.$$



W – геометричний розмір печі, B – висота установки зонта; P, A, C – розрахункові параметри для визначення розмірів зонта

Рисунок 3.1– Схема визначення геометричних параметрів зонта для локалізації неорганізованих викидів дугової електропечі

Розрахунковий параметр  $C$  дорівнює:

$$C_1 = A + B = 11,45 + 9,5 = 20,95 \text{ (м)}.$$

$$C_2 = A + B = 17,74 + 9,5 = 27,24 \text{ (м)}.$$

Визначасмо геометричний параметр зонта для локалізації неорганізованих викидів дугового електросталеплавильної печі ДСВ-25 за формулою:

$$H = 0,437 \cdot C^{0,88} = 0,437 \cdot (20,95)^{0,88} = 6,36 \text{ (м)}.$$

$$H = 0,437 \cdot C^{0,88} = 0,437 \cdot (27,24)^{0,88} = 8,01 \text{ (м)}.$$

Необхідна площа перерізу подкришного зонта  $\omega' = 6,36 \cdot 8,01 = 50,94 \text{ м}^2$ .

Виходячи з конструктивних міркувань приймаємо площа перетину зонта  $\omega = 7,3 \cdot 7,6 = 55,48 \text{ м}^2$ .

Швидкість газів на зрізі зонта  $v$ , виходячи з умов максимальної ефективності уловлювання, повинна становити не менше  $0,9 \dots 1,5 \text{ м/с}$  [15]. Необхідна продуктивність системи газоочистки при робочих умовах в місці відбору над піччю дорівнює:

$$Q_p = v \cdot \omega = 55,48 \cdot 0,9 \cdot 3600 = 171976,801 \text{ м}^3/\text{год}.$$

При нормальних фізичних умовах (НФУ) об'ємна витрата газу  $Q_0$ , що відбирається за допомогою зонта, становить  $131437,2 \text{ м}^3/\text{год}$ .

Максимальна середня ефективність уловлювання газів зонтом  $76 \dots 87 \%$  [5].

### 3.1.2 Розрахунок рукавного фільтру

Початкові дані:

– об'ємна витрата газу при нормальних фізичних

умовах (НФУ),  $Q'_{0z}$   $\text{м}^3/\text{год}$ , в тому числі: 164296,5

зонт над піччю 131437,2

арка робочого вікна 32859,3

– температура газу перед рукавним фільтром  $t$ ,  $^{\circ}\text{C}$  131,937

- розрідження перед рукавним фільтром (сума розрідження в зонті над піччю і втрат тиску на I і II розрахунковій ділянці)
- $p_z$ , Па 1253
- щільність частинок пилю  $\rho_n$ , кг/м<sup>3</sup> 3751
- пористість тканини (needlona)  $\varepsilon_m$  0,8
- барометричний тиск  $p_{бар}$ , кПа 100
- запиленість газу, що відбирається за допомогою зонти  $z_1'$ , г/м<sup>3</sup> до 1
- запиленість газу від арки робочого вікна  $z_1''$ , г/м<sup>3</sup> до 5
- концентрація шкідливих речовин на виході з печей №1 и №2, г/м<sup>3</sup>:
- $SO_2$  до 0,02 (0,007 об. %);
- $CO$  до 0,5 (0,04 об. %);
- $NO_2$  до 0,02 (0,0097 об. %);
- $NO$  до 0,06 (0,0048 об. %).

Початкову запиленість газу  $Z_1$  визначаємо як середньозважену величину:

$$Z_1 = \frac{Z_{1арка р.о.} \times Q'_{0г арка р.о.} + Z_{1зонт} \times Q'_{0г зонт}}{Q'_{0г арка р.о.} + Q'_{0г зонт}} = \frac{5 \times 32859,3 + 1 \times 131437,2}{32859,3 + 131437,2} = 1,8 \text{ г/м}^3.$$

Визначаємо щільність газу при нормальних фізичних умовах (НФУ).

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

де  $a_i$  – зміст  $i$ -того компонента в об'ємних відсотках;

$\rho_{oi}$  – щільність  $i$ -того компонента при НФУ, кг/м<sup>3</sup>.

Склад газу за даними підприємства та щільності компонентів газової фази при нормальних фізичних умовах (НФУ) наведені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Значення щільності  $\rho_o$  при НФУ для деяких газів

Компонент	$NO$	$NO_2$	$CO$	$SO_2$	повітря
Об'ємний вміст, % об.	0,0048	0,00097	0,04	0,0007	99,95353
Щільність газу при НФУ, кг/м <sup>3</sup>	1,251	1,491	1,250	2,926	1,293

$$\begin{aligned} \rho_{0z} &= \frac{1}{100} \cdot (a_{NO} \cdot \rho_{0NO} + a_{NO_2} \cdot \rho_{0NO_2} + a_{CO} \cdot \rho_{0CO} + a_{SO_2} \cdot \rho_{0SO_2} + a_{\text{в}} \cdot \rho_{0\text{в}}) = \\ &= \frac{1}{100} \cdot (0,0048 \times 1,251 + 0,0097 \times 1,491 + 0,04 \times 1,250 + 0,007 \times 2,926 + 99,95353 \times 1,293) \\ &= 1,293 \left( \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right). \end{aligned}$$

Визначаємо середній медіанний діаметр частинок пилу  $d_m$ , мкм. Для цього за даними дисперсного складу пилу, наведеними в загальній частині, будуємо функції розподілу маси матеріалу за діаметрами часток. Функція  $D(d)$  (від німецького терміну *Durchgang* – прохід) дорівнює вираженого у відсотках відношенню маси всіх частинок, діаметр яких менше  $d$ , в загальній масі пилоподібного матеріалу. Функція  $R(d)$  (від німецького терміна *Ruckstand* – залишок) визначається як виражене у відсотках відношення маси всіх частинок, діаметр яких більше  $d$ , до загальної маси матеріалу. Виконуються співвідношення:

$$\begin{aligned} D+R &= 100\%; & D(d_{\min}) &= 0; & D(d_{\max}) &= 100\%; \\ R(d_{\min}) &= 100\%; & R(d_{\max}) &= 0, \end{aligned}$$

де  $d_{\min}$ ,  $d_{\max}$  – найменший і найбільший діаметри частинок, що зустрічаються в даному матеріалі.

У координатної сітки, що відповідає розподілу по виправленій формулі Ромашова, відкладаємо значення функції розподілу (рис. 3.2) [18]. При  $D = R = 50\%$   $d_m = 1,5$  мкм.

Щільність пилу розраховуємо за формулою:

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

де  $d_m$  – середній медіанний діаметр частинок пилу, мкм.

$$\varepsilon_n = 1 - 79 \times (1,5 \cdot 10^{-6})^{0,47} = 0,855.$$

Об'ємна витрата газу, що надходить на очистку в рукавний фільтр при робочих умовах дорівнює, м<sup>3</sup>/год:

$$Q_p = Q_{0z} \times \frac{(273 + t_2)}{273} \times \frac{101,3}{(p_{\text{бар}} - p_z)},$$

де  $Q_{0z}$  – витрата газу при нормальних фізичних умовах (НФУ), м<sup>3</sup>/год;

$t_z$  – температура газу, °С;

$p_z$  – разрежение газу, кПа;

$p_{бар}$  – атмосферное давление. кПа.

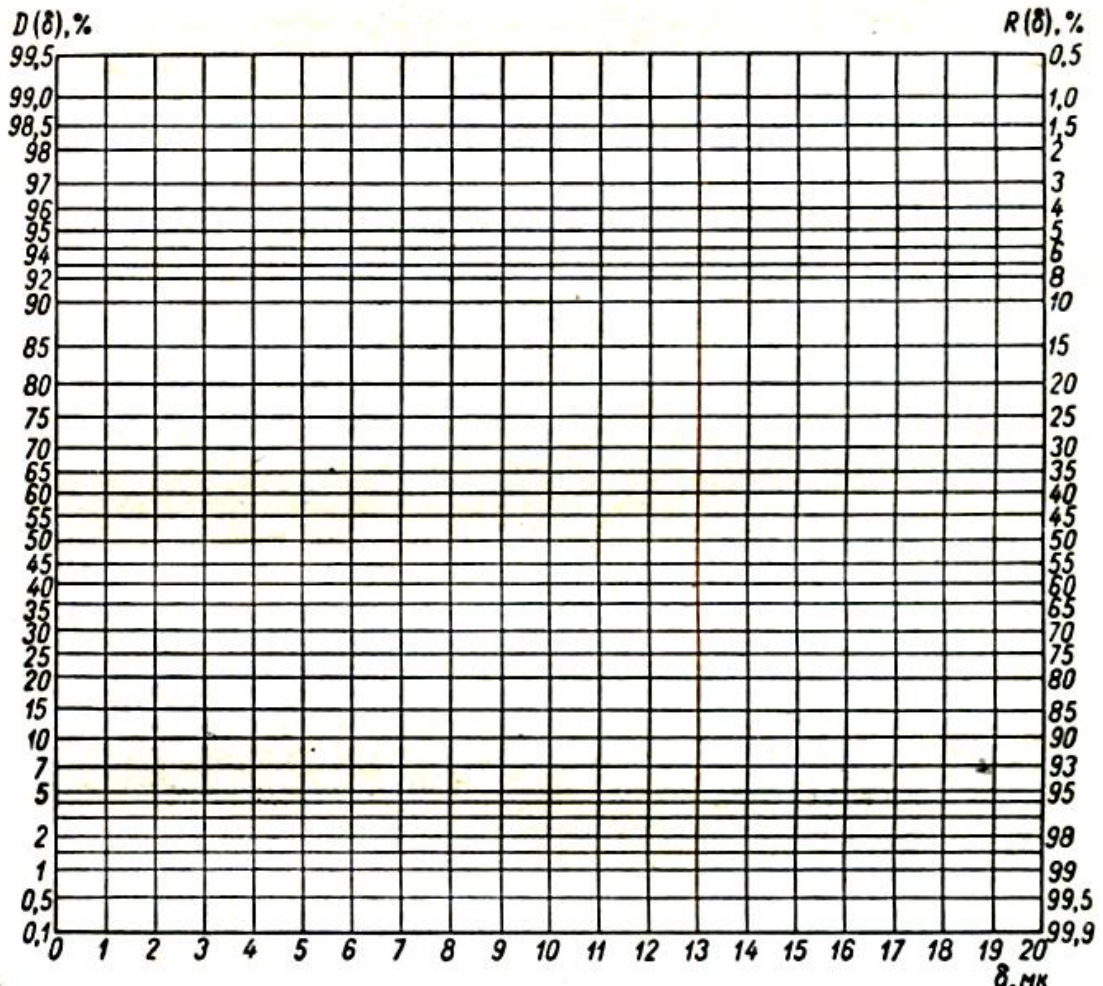


Рисунок 3.2 – Розподіл по виправленій формулі Ромашова

$$Q_p = 164296,5 \times \frac{(273 + 131,937)}{273} \times \frac{101,3}{(100 - 1,253)} =$$

$$= 250000,368 \frac{\text{м}^3}{\text{год}} = 4166,673 \frac{\text{м}^3}{\text{хв}} = 69,445 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Щільність газу при робочих умовах дорівнює, кг/м<sup>3</sup>:

$$\rho_z = \rho_{0z} \times \frac{273}{(273 + t_z)} \times \frac{(p_{бар} - p_r)}{101,3},$$

де  $\rho_{0z}$  – щільність газу при нормальних фізичних умовах (НФУ), кг/м<sup>3</sup>.

$$\rho_z = 1,293 \times \frac{273}{(273 + 131,937)} \times \frac{(100 - 1,253)}{101,3} = 0,858 \text{ (кг/м}^3\text{)}.$$

Для прийнятих до установки рукавних фільтрів типу ФРІР питома газове навантаження (рівне швидкості фільтрації)  $v_\phi$  складає  $0,7 \dots 1,8 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$  [15].

Приймаємо  $v_\phi = 1,55 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^2 \cdot \text{хв}}$ . Тоді необхідна площа фільтрації  $F_a$  дорівнює:

$$F_a = \frac{Q_p}{v_\phi} = \frac{250000,368}{1,55} = 2688,18 \text{ м}^2.$$

Приймаємо щодо встановлення рукавний фільтр ФРІР-2700 з площею фільтрації 2700 м<sup>2</sup> [15].

Витрата стисненого повітря для регенерації  $Q_{0 \text{ сж.}}$  при НФУ складає не більше 4,5 м<sup>3</sup>/хв або 270 м<sup>3</sup>/год. Тиск стисненого повітря не менш 0,4 МПа [15]. Витрата стисненого повітря при робочих умовах складає:

$$\begin{aligned} Q_{p. \text{ сж.}} &= Q_{0 \text{ сж.}} \times \frac{(273 + t_\theta)}{273} \times \frac{101,3}{(p_{\text{бар}} + p_{\text{сж}})} = 270 \times \frac{(273 + 25)}{273} \times \frac{101,3}{(100 + 400)} = \\ &= 59,711 \frac{\text{м}^3}{\text{год}} = 0,995 \frac{\text{м}^3}{\text{хв}}. \end{aligned}$$

Определяем фактическую скорость фильтрации в рукавном фильтре:

$$\begin{aligned} v'_\phi &= \frac{Q_p + Q_{p. \text{ сж.}}}{F_a''} = \frac{4166,673 + 0,995}{2700} = 1,544 \frac{\text{м}}{\text{хв}} = 1,544 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^2 \times \text{хв}} = \\ &= 0,026 \frac{\text{м}}{\text{с}}. \end{aligned}$$

Динамічну в'язкість окремих компонентів, що входять до складу газу, що відбирається від печі при робочих умовах, визначаємо за формулою, Па·с:

$$\eta_i = \eta_{0i} \times \left( \frac{273 + c'_i}{273 + t_2 + c'_i} \right) \times \left( \frac{273 + t_2}{273} \right)^{1,5},$$



де  $c'_{ii}$  – константа Сазерленда;

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

Значення коефіцієнта динамічної в'язкості при нормальних фізичних умовах і постійної Сазерленда для компонентів газової суміші наведені в таблиці 3.2 [19].

Таблиця 3.2 – Значення коефіцієнта динамічної в'язкості  $\eta$  і постійної Сазерленда  $c'$  для деяких газів при нормальних фізичних умовах

Компонент	<i>NO</i>	<i>NO<sub>2</sub></i>	<i>CO</i>	<i>SO<sub>2</sub></i>	<i>повітря</i>
Коефіцієнт динамічної в'язкості, $\eta \times 10^6$ , Па·с	16,6	12,2	16,6	11,6	17,3
Постійна Сазерленда	104	305	101	306	117

$$\eta_{NO} = 16,6 \times 10^{-6} \times \left( \frac{273 + 104}{273 + 131,937 + 104} \right) \times \left( \frac{273 + 131,937}{273} \right)^{1,5} = 22,214 \times 10^{-6};$$

$$\eta_{NO_2} = 12,2 \times 10^{-6} \times \left( \frac{273 + 305}{273 + 131,937 + 305} \right) \times \left( \frac{273 + 131,937}{273} \right)^{1,5} = 17,943 \times 10^{-6},$$

$$\eta_{CO} = 16,6 \times 10^{-6} \times \left( \frac{273 + 101}{273 + 131,937 + 101} \right) \times \left( \frac{273 + 131,937}{273} \right)^{1,5} = 22,168 \times 10^{-6};$$

$$\eta_{SO_2} = 11,6 \times 10^{-6} \times \left( \frac{273 + 306}{273 + 131,937 + 306} \right) \times \left( \frac{273 + 131,937}{273} \right)^{1,5} = 17,066 \times 10^{-6};$$

$$\eta_{\text{воз}} = 17,3 \times 10^{-6} \times \left( \frac{273 + 117}{273 + 131,937 + 117} \right) \times \left( \frac{273 + 131,937}{273} \right)^{1,5} = 23,352 \times 10^{-6}.$$

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, %.

$$M = \frac{1}{100} \times (0,0048 \times 28,0 + 0,00097 \times 46,0 + 0,04 \times 28,0 + 0,007 \times 64,0 + 99,95353 \times 29) =$$

$$= 29 \frac{\text{КГ}}{\text{КМОЛЬ}}.$$

Динамічну в'язкість газової суміші визначається за виразом:

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

$$\frac{M}{\eta} = \left( \frac{0,0048 \times 28}{16,6} + \frac{0,00097 \times 46}{12,2} + \frac{0,04 \times 28}{16,6} + \frac{0,0007 \times 64}{11,6} + \frac{99,95353 \times 29}{17,3} \right) =$$

$$1,242 \times 10^6.$$

Звідси:

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

$$\eta = \frac{29}{1,242 \times 10^6} = 23,349 \times 10^{-6} \text{ Па}\cdot\text{с}.$$

Визначаємо коефіцієнти фільтрації А і В:

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

де  $\varepsilon_m$  – щільність тканини (needlona)  $\varepsilon_m = 0,8$ ;

$\varepsilon_n$  – щільність пилю;

$d_m$  – медіанний діаметр пилю, м.

Матеріал рукава – полотно фільтрувальне *needlona* PE/PE 501 [20].

Характеристика ткани *needlona* PE/PE 501 приведена в таблиці 2.3.

$$A = 0,475 \times \frac{(1 - 0,855)^2}{(0,8)^{3,24} \times (0,855)^3 \times (1,5 \times 10^{-6})^{1,77}} = 665,8635 \times 10^6;$$

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

де  $\rho_n$  – щільність частиць пилю, кг/м<sup>3</sup>.

$$B = \frac{817 \times (1 - 0,855)}{(1,5 \times 10^{-6})^2 \times (0,855)^3 \times 3751} = 3238,00237 \times 10^6.$$

Таблиця 3.3 – Характеристика фільтрувальної тканини *needlona*

Виробник	компанія «BWF Textill GmbH &Co. KG»
Дизайн поверхні / обробка	«Термообробка» обпалена лицьова сторона »
Термостійкість	тривала (°C) 150 гранична (°C) 150
Максимальні зміни розмірів	При 150 °C (%) < 1
Розтягування на розрив	поздовжнє (%) 20 поперечне(%) 23
Міцність на розрив (розмір зразка 200/50 мм)	поздовжня (daN) 172 поперечна (daN) 158
Пористість (%)	80
Повітропроникність (л/дм <sup>2</sup> хв)	200
Щільність (г/см <sup>3</sup> )	0,28
Товщина (мм)	1,8
Вага (г/м <sup>2</sup> )	500

Визначаємо гідравлічний опір тканини  $\Delta p_1$ , Па:

$$\Delta p_1 = A \times v'_\phi \times \eta.$$

$$\Delta p_1 = 665,8635 \times 10^6 \times 0,026 \times 23,349 \times 10^{-6} = 288,798$$

Тоді час межрегенерационного періоду дорівнює:

$$t_p = \frac{\Delta p / (v'_\phi \times \eta) - A}{B \times v'_\phi \times Z_1},$$

де  $\Delta p$  – опір фільтру.

Приймаємо гідравлічний опір рукавного фільтра ФРІР-2700 рівним 2,0 кПа.

$$t_p = \frac{2000 / (0,026 \times 23,349 \times 10^{-6}) - 665,8635 \times 10^6}{23238,002 \times 10^6 \times 0,026 \times 1,8 \cdot 10^{-3}} = 17753,7 \text{ с} = 4,932 \text{ год.}$$

Маса пилу, затриманої 1 м<sup>2</sup> площі поверхні, що фільтрує  $M_1$  дорівнює, кг:

$$M_1 = Z_1 \times v'_\phi \times t_p;$$

$$M_1 = 1,8 \times 10^{-3} \times 0,026 \times 17753,7 = 0,822.$$

Гідравлічний опір шару пилу  $\Delta p_2$  дорівнює, Па:

$$\Delta p_2 = B \times M_1 \times v'_\phi \times \eta;$$

$$\Delta p_2 = 3238,002 \times 10^6 \times 0,822 \times 0,026 \times 23,349 \times 10^{-6} = 1599,918 \text{ Па.}$$

Сумарний опір тканини і шару пилу дорівнює, Па:

$$\Delta p = \Delta p_1 + \Delta p_2 = 288,798 + 1599,918 = 1888,836 \text{ Па.}$$

Ступінь очищення від пилу в рукавному фільтрі  $\eta_{оч}$  не менш 99 %. Приймаємо ступінь очищення рівній 99 %. Запиленість газу на виході з апарату  $Z_2$  становить не більше, г/м<sup>3</sup>:

$$Z_2 = Z_1 \times (1 - \eta_{оч}) = 1,8 \times (1 - 0,99) = 0,018.$$

Технічна характеристика рукавного фільтра ФРІР-2700 наступна:

- Продуктивність по очищенню газу, тис.м <sup>3</sup> /год	до 245000
- Питоме газове навантаження, м <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> хв	до 1,5
- Площа фільтрації, м <sup>2</sup>	2700
- Гідравлічний опір фільтра, Па	не більш 2500
- Витрата стисненого повітря, м <sup>3</sup> /хв при НФУ	не більш 4,5
- Кількість фільтрувальних рукавів, шт.	1008
- Діаметр фільтрувального рукава, мм	139

### 3.1.3 Аеродинамічний розрахунок газового тракту

Початкові дані:

– об'ємна витрата газу при нормальних фізичних

Умовах (НФУ), $Q'_{0,2}$ м <sup>3</sup> /год, у тому числі:	164296,5
зонт над піччю	131437,2
арка робочого вікна	32859,3

– температура  $t$ , °C:

зонт над піччю 79

арка робочого вікна 350

– розрідження в зонті над піччю  $p_z$ , Па 200

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

Схема газовідвідного тракту представлена на рис. 3.3. Розбиваємо тракт на розрахункові ділянки. Розрахунковим вважається ділянка, на якому витрата газу і поперечний розмір газоходу незмінні. Шість розрахункових ділянок від електродугової печі до димової труби пронумеровані римськими цифрами. У таблиці 3.4 представлені прийняті довжини ділянок:

Середня температура на розрахунковій ділянці дорівнює:

$$\bar{t}_i^0 = 0,5 \times (t_{ni}^0 + t_{ki}^0),$$

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

$t_{ki}^0$  – температура в кінці розрахункової ділянки, °C.

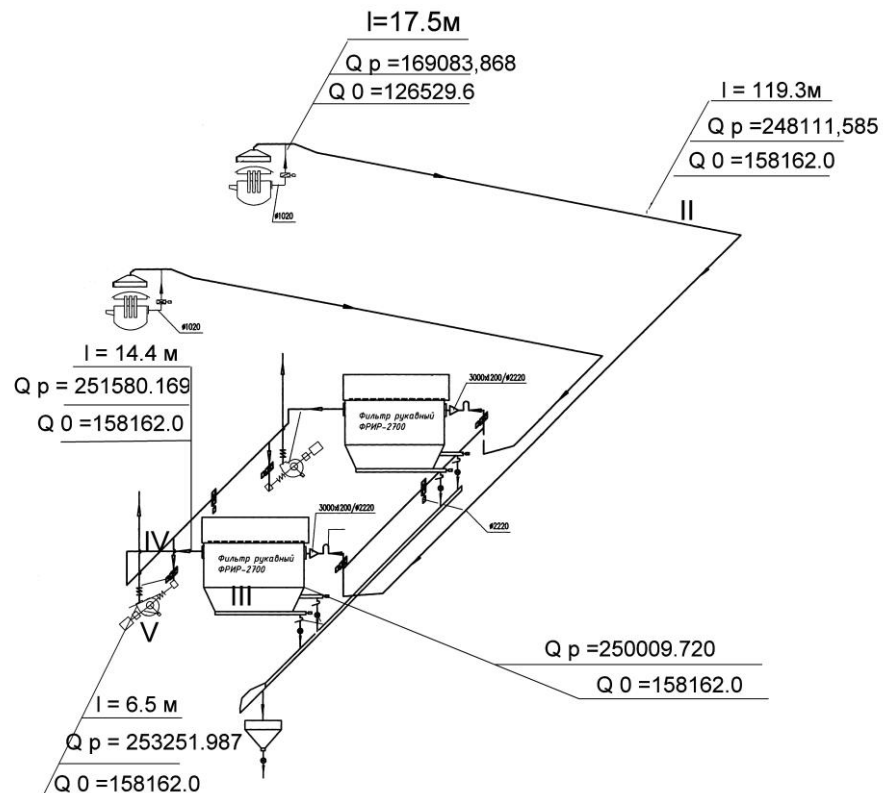


Рисунок 3.3 – Аеродинамічна схема газовідвідного тракту

Таблиця 3.4 – Довжини розрахункових ділянок

Номер розрахункового ділянки	Довжина ділянки $l_i$ , м
I від зонта до трійника	$l_1 = 2,5+1+2+3+2,4+6,6 = 17,5$
II від трійника до рукавного фільтра	$l_2 = 26,7+74,6+8+10 = 119,3$
III рукавний фільтр	-
IV від рукавного фільтра до димотяга	$l_4 = 2+8+3+1,4 = 14,4$
V димотяг	-
VI від димотяга до димаря	$l_6 = 6,5$

Температура газу в кінці розрахункової ділянки  $t_{ki}$  визначається:

$$t_{ki}^0 = t_{ni}^0 - \Delta t_l^0 \times l_i,$$

де  $\Delta t_l^0$  – падіння температури на 1 м довжини газоходу. Падіння температури на 1 м довжини газоходу приймаємо  $\Delta t_l^0 = 0,01$  °С [18]. Зниження температури на рукавному фільтрі приймаємо рівним 5 °С;

$l_i$  – довжина розрахункової ділянки, м.

$$t_{k1}^0 = 79,0 - 0,01 \cdot 17,5 = 78,825 \text{ °С.}$$

На початку другої розрахункової ділянки після злиття потоків середньозважена температура газу дорівнює:

$$t_{n2}^0 = \frac{t_{2 \text{ арка р.о.}} \times Q'_{02 \text{ арка р.о.}} + t_{2 \text{ к2}} \times Q'_{02 \text{ зонт}}}{Q'_{02 \text{ арка р.о.}} + Q'_{02 \text{ зонт}}} =$$

$$= \frac{350 \times 32859,3 + 78,825 \times 131437,2}{32859,3 + 131437,2} = 133,13 \text{ °С.}$$

$$t_{k2}^0 = 133,13 - 0,01 \cdot 119,3 = 131,937 \text{ °С;}$$

$$t_{k3}^0 = 131,937 - 5 = 126,937 \text{ °С;}$$

$$t_{k4}^0 = 126,937 - 0,01 \cdot 14,4 = 126,793 \text{ °С;}$$

$$t_{k6}^0 = 126,739 - 0,01 \cdot 6,5 = 126,728 \text{ °С.}$$

Середня температура на розрахункових ділянках дорівнює, °С:

$$\bar{t}_1^0 = 0,5 \cdot (79,0 + 78,825) = 78,91 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$\bar{t}_2^0 = 0,5 \cdot (133,13 + 131,937) = 132,53 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$\bar{t}_4^0 = 0,5 \cdot (126,937 + 126,793) = 126,87 \text{ } ^\circ\text{C};$$

$$\bar{t}_6^0 = 0,5 \cdot (126,793 + 126,728) = 126,76 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Розрахунки динамічного коефіцієнту в'язкості окремих компонентів продуктів згорання при середній температурі на розрахунковій ділянці і динамічну в'язкість газової суміші зводимо в таблицю 3.5.

Таблиця 3.5 – Значення коефіцієнта кінематичної в'язкості

Номер дв'янки	Середня температура на ділянці, $^{\circ}\text{C}$	$M/\eta = \sum(a \times M)/\eta \times 10^6$	Динамічний коефіцієнт в'язкості $\times 10^6$ , Па $\times$ с					
			КОМПОНЕНТІВ					суміші
			<i>NO</i>	<i>NO<sub>2</sub></i>	<i>CO</i>	<i>SO<sub>2</sub></i>	<i>повітря</i>	
1	78,91	1,377	20,090	15,710	20,062	14,941	21,058	21,060
2	132,53	1,241	22,237	17,968	22,191	17,090	23,377	23,368
4	126,87	1,253	22,017	17,734	21,973	16,867	23,140	23,144
6	126,76	1,254	22,013	17,730	21,969	16,863	23,135	23,126

Сумарні втрати тиску (енергії  $1\text{ м}^3$  газу)  $\Delta p$  складаються з втрат тиску на тертя по довжині (лінійні втрати)  $\Delta p_{тр}$  і втрат тиску на окремих місцевих опорах  $\Delta p_m$ .

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

де  $i$  – номер розрахункової ділянки;

$m$  – кількість розрахункових ділянок.

Втрати тиску на тертя по довжині розрахункової ділянки визначаються по формулі Дарси–Вейсбаха, Па:

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

де  $\lambda_i$  – коефіцієнт гідравлічного тертя на ділянці;

$l_i$  – довжина розрахункової ділянки, м;

$d_{\text{э}i}$  – еквівалентний діаметр трубопроводу на ділянці. Для круглого трубопроводу еквівалентний діаметр дорівнює діаметру трубопроводу  $d_{\text{э}i}=d_i$ ;

$\rho_{i\text{г}}$  – щільність газу на ділянці, кг/м<sup>3</sup>;

$v_i$  – середня швидкість на ділянці, м/с.

Визначаємо режим руху газу на розрахункових ділянках. Для цього розраховуємо число Рейнольдса і порівнюємо отримані значення з критичним. Приймаємо значення критичного числа Рейнольдса рівним 2320 ( $Re_{кр} = 2320$ ).

Число Рейнольдса визначаємо по формулі [21]:

$$Re_i = \frac{v_i \times d_{\text{э}i} \times \rho_{i\text{г}}}{\eta_i},$$

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

$$Re_i \times \frac{k_{\text{э}i}}{d_{\text{э}i}},$$

де  $k_{\text{э}i}$  – абсолютна еквівалентна шорсткість стінок трубопроводу.

Трубопровід сталевий, зварний, новий. Для таких труб абсолютна еквівалентна шорсткість  $k_{\text{э}}=0,02\dots0,1$  м. Приймаємо  $k_{\text{э}}=0,06 \times 10^{-3}$  м.

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

$$\lambda = 0,11 \times \left( \frac{68}{Re_i} + \frac{k_{\text{э}}}{d_i} \right)^{0,25}.$$

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

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



де  $\zeta_i$  – коефіцієнт місцевого опору.

Значення  $\zeta$  окремих видів місцевих опорів приймаємо відповідно до [22]. Види місцевих опорів на розрахункових ділянках і значення коефіцієнтів місцевих опорів приведені в таблиці. 3.6.

Таблиця 3.6 – Значення коефіцієнтів місцевих опорів

Номер ділянки	Вид місцевого опору	Кількість опорів	Коефіцієнт місцевого опору $\zeta$
1	Вхід в зонт	1	0,5
	Складене коліно $90^0$ з 4-х ланок	1	0,39
	Засувка	1	0,06
	Сумарний коефіцієнт опору $\sum \zeta_1$ на розрахунковій ділянці		0,950
2	Трійник $90^0$	1	1,25
	Дифузор $2,0 \Rightarrow 2,22$	1	1,155
	Поворот $45^0$	3	$0,2*3=0,6$
	Складене коліно $90^0$ з 4-х ланок	1	0,39
	Поворот на $135^0$	1	0,27
	Клапан дросельний	1	1,7
	Дифузор $2,22 \Rightarrow 3,0*1,2$	1	0,964
	Сумарний коефіцієнт опору $\sum \zeta_2$ на розрахунковій ділянці		6,329
3	Рукавний фільтр	1	-
4	Конфузор $3,0*1,2 \Rightarrow 2,22$		0,191
	Засувка	1	0,06
	Поворот	4	$4*0,39=1,56$
	Конфузор	1	0,21
	Сумарний коефіцієнт опору $\sum \zeta_4$ на розрахунковій ділянці		2,591
5	Димотяг		-
6	Дифузор		0,34
	Складене коліно $90^0$ з 4-х ланок		0,39
	Клапан дросельний		1,7
	Вхід в димову трубу		0,7
	Сумарний коефіцієнт опору $\sum \zeta_6$ на розрахунковій ділянці		3,130

Щільність газу за нормальних фізичних умов (НФУ) дорівнює 1,293 кг/м<sup>3</sup>.

Щільність газу на розрахунковій ділянці визначаємо по формулі:

$$\rho_{zi} = \rho_{0z} \times \left( \frac{273}{273 + t_{zi}^0} \right) \times \frac{(p_{бар} \pm p_{zi})}{101,3},$$

де  $\overline{t_{zi}^0}$  – середня температура газу на розрахунковій ділянці, °С;

$p_{бар}$  – атмосферний тиск, Па;

$p_{zi}$  – надмірний тиск газу (або розрідження) на розрахунковій ділянці, Па.

Витрата газу на розрахунковій ділянці за робочих умов визначається по формулі:

$$Q_{pi} = Q_{0i} \times \frac{(273 + \overline{t_{zi}^0})}{273} \times \frac{101,3}{(p_{бар} \pm p_{zi})}.$$

Діаметр трубопроводу на розрахунковій ділянці знаходиться з рівняння постійності об'ємної витрати, м

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

Швидкість руху газу в трубопроводах брудного і чистого газу приймається в межах 15...25 м/с. Оскільки пил дрібнодисперсний, можна прийняти  $v_i = 18$  м/с. Фактична швидкість в газоході  $v_{факт i}$  визначається після визначення діаметру газоходу на ділянці по формулі:

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

Результати розрахунків зводимо в таблиці 3.7 та 3.8.

### І розрахункова ділянка

Щільність газу на розрахунковій ділянці за робочих умов дорівнює, кг/м<sup>3</sup>:

$$\rho_{z1} = \rho_{0z} \cdot \left( \frac{273}{273 + t_{z1}^0} \right) \cdot \frac{(p_{бар} \pm p_{z1})}{101,3} = 1,293 \cdot \frac{273}{(273 + 78,91)} \cdot \frac{(100 - 0,2)}{101,3} = 0,988.$$

Таблиця 3.7 – Параметри газового потоку

Розрахункова ділянка	Середня тем-ра, $t^0, ^\circ\text{C}$	Щільність газу $\rho_e$ , $\text{кг/м}^3$	Динамічна в'язкість $\eta \times 10^6$ , Пахс	Витрата газу при НФУ $Q'_0$ , $\text{м}^3/\text{год}$	Витрата газу за робочих умов $Q_p$ , $\text{м}^3/\text{год}$	Швидкість газу $v$ , м/с	Число Рейнольдса $Re$	Критерій зони турбулентності $Re \times \frac{k_2}{d}$
I ділянка	78,91	0,988	21,06	131437,20	171976,801	15,2	1427486,42	42,825
II ділянка	132,53	0,857	23,368	164296,50	248021,711	17,8	1449864,444	39,186
III ділянка	129,44	0,855	23,349	164296,50	250000,368	17,9	1459201,465	39,438
IV ділянка	126,87	0,843	23,144	164296,50	251972,430	18,1	1462866,525	39,537
V ділянка	126,79	0,840	23,144	164296,50	252885,198	18,1	1462978,465	39,540
VI ділянка	126,76	0,84	23,126	164296,50	252864,957	18,2	1464036,530	39,569

Таблиця 3.8 – Результати аеродинамічного розрахунку газового тракту

Розрахункова ділянка	Витрата газу при ДФУ $Q_p$ , м <sup>3</sup> /с	Довжина ділянки $l$ , м	Діаметр газоходу $d$ , м	Коефіцієнт гідравлічного тертя $\lambda$	Коефіцієнт місцевого опору $\zeta$	Втрати тиску на тертя по довжині $p_{тр}$ , Па	Втрати тиску на місцевих опорах $p_m$ , Па	Сумарні втрати тиску $p_{пот}$ , Па
								200
I ділянка	47,771	17,5	2,0	0,0103	0,95	10,305	108,627	118,932
II ділянка	68,895	119,3	2,22	0,0102	6,329	74,485	860,035	934,520
III ділянка	69,445		2,22	0,0102				2000,00
IV ділянка	69,992	14,4	2,22	0,0102	2,591	9,127	357,429	366,556
V ділянка	70,146		2,22	0,0102				
VI ділянка	70,24	6,5	2,22	0,0102	3,13	3,97	416,502	420,472
Сумарний опір газовідвідного тракту							1742,593	4040,48

Витрата газу на першій розрахунковій ділянці, що відбирається за допомогою зонту над піччю, при нормальних фізичних умовах складає 131437,2 м<sup>3</sup>/год.

Витрата газу на розрахунковій ділянці за робочих умов дорівнює:

$$Q_{p1} = Q_{01} \cdot \frac{(273 + \overline{t_{z1}^0})}{273} \cdot \frac{101,3}{(p_{бар} - p_{z1})} = 131437,2 \cdot \frac{(273 + 78,91)}{273} \cdot \frac{101,3}{(100 - 0,2)} =$$

$$= 171976,801 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} = 47,771 \frac{\text{м}^3}{\text{с}}.$$

Приймаємо  $v_{p1} = 15,2$  м/с.

Діаметр трубопроводу на розрахунковій ділянці визначається з рівняння постійності об'ємної витрати по формулі, м:

$$d_1 = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{p1}}{\pi \cdot v_{p1}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 47,771}{3,14 \cdot 15,2}} = 2,001.$$

Приймаємо стандартний діаметр  $d_1 = 2$  м.

Фактична швидкість в газоході  $v_1$  дорівнює, м/с:

$$v_1 = \frac{Q_{p1}}{\omega_1} = \frac{4 \cdot Q_{p1}}{\pi \cdot d_1^2} = \frac{4 \cdot 47,771}{3,14 \cdot (2,0)^2} = 15,214 \text{ м/с}.$$

Розраховуємо число Рейнольдса по формулі:

$$Re_1 = \frac{v_1 \times d_1 \times \rho_{z1}}{\eta_1} = \frac{15,214 \times 2,0 \times 0,988}{21,06 \times 10^{-6}} = 1427486,42.$$

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

Знаходимо критерій зони турбулентності по формулі:

$$Re_1 \cdot \frac{k_3}{d_1} = 1427486,42 \cdot \frac{0,06 \cdot 10^{-3}}{2,0} = 42,825.$$

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

$$\lambda_l = 0,11 \cdot \left( \frac{68}{\text{Re}_1} + \frac{k_\varepsilon}{d_1} \right)^{0,25} = 0,11 \cdot \left( \frac{68}{1427486,42} + \frac{0,06 \cdot 10^{-3}}{2,0} \right)^{0,25} = 0,0103.$$

Втрати тиску на тертя по довжині розрахункової ділянки визначаються по формулі, Па:

$$\Delta p_{mp1} = \lambda_l \cdot \frac{l_1}{d_1} \cdot \rho_{1z} \cdot \frac{v_1^2}{2} = 0,0103 \cdot \frac{17,5}{2,0} \cdot 0,988 \cdot \frac{(15,214)^2}{2} = 10,305.$$

Втрати тиску на місцевих опорах дорівнюють, Па:

$$\Delta p_{m1} = \Sigma \zeta_1 \cdot \rho_{1z} \cdot \frac{v_1^2}{2} = 0,95 \cdot 0,988 \cdot \frac{(15,214)^2}{2} = 108,627.$$

Сумарні втрати тиску на першій розрахунковій ділянці дорівнюють, Па:

$$\Delta p_{nom1} = \Delta p_{mp1} + \Delta p_{m1} = 10,315 + 108,627 = 118,932.$$

Інші ділянки розраховуємо аналогічно першій ділянці та зводимо розрахунки в табл. 3.7-3.8.

Сумарні втрати тиску в газоході дорівнюють, Па:

$$\begin{aligned} \Delta p_p &= \Delta p_{зонт} + \Delta p_{nom1} + \Delta p_{nom2} + \Delta p_{PФ} + \Delta p_{nom4} + \Delta p_{nom6} = \\ &= 200 + 118,932 + 934,52 + 2000 + 366,556 + 420,472 = 4040,48. \end{aligned}$$

### 3.1.4 Вибір тягодуттєвого пристрою

Димотяг вибираємо на основі аеродинамічного розрахунку газовідвідного тракту. Продуктивність димотяга  $Q_d$  приймаємо із запасом 10% [14] незалежно від температури газів, але з поправкою на барометричний тиск  $p_{бар} = 100$  кПа:

$$Q_d = 1,1 \times Q_p \times \frac{101,3}{p_{бар}}.$$

В кінці четвертої розрахункової ділянки, де встановлюємо димотяг,  $Q_p = 70,246 \text{ м}^3/\text{с} = 252885,198 \text{ м}^3/\text{год}$  при робочих умовах.

$$Q_d = 1,1 \times 252885,198 \times \frac{101,3}{100} = 281789,976 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Створюваний димотягом тиск (розрідження), приведений до умов каталога, по якому вибирається  $\Delta p_{кат}$ , приймається рівним [14]:

$$\Delta p_{кат} = \beta_2 \times \Delta p_p \times K_p,$$

де  $\beta_2$  – коефіцієнт запасу тиску. Приймаємо коефіцієнт запасу тиску  $\beta_2 = 1,2$  [23];

$\Delta p_p$  – сумарний опір газовідвідного тракту, отриманий в результаті аеродинамічного розрахунку,  $\Delta p_p = 4040,48$  Па.

$K_p$  – коефіцієнт перерахунку.

Коефіцієнт  $K_p$  визначається по формулі [14]:

$$K_p = \frac{\overline{T}_{zi}}{T_x} \times \frac{101,3}{P_{бар}} \times \frac{\rho_{0zi}}{\rho_{0в}},$$

де  $T_x$  – температура, для якої складена характеристика вентилятора (димотяга), К;

$\overline{T}_{zi}$  – середня температура газу на останній розрахунковій ділянці газоходу, К.  $\overline{T}_{zi} = (\overline{t}_{zi}^0 + 273)$ ;

$\rho_{0zi}$  – щільність газу при НФУ на останній розрахунковій ділянці, кг/м<sup>3</sup>;

$P_{бар}$  – атмосферний тиск, кПа;

$\rho_{0в}$  – щільність повітря за нормальних фізичних умов (НФУ), кг/м<sup>3</sup>.

Аеродинамічні характеристики димотягів в [23] даються при температурі  $T_x = (273+200)$ . Щільність газу за нормальних фізичних умов дорівнює  $\rho_{0z} = 1,293$  кг/м<sup>3</sup>;  $t_{кат} = 200$  °С [23].

Середня температура газу на четвертій розрахунковій ділянці  $\overline{t}_z = 126,76$  °С.

Тоді:

$$K = \frac{(273 + 126,76)}{(273 + 200)} \times \frac{101,3}{100} \times \frac{1,293}{1,293} = 0,856.$$

$$\Delta p_{кат} = 1,2 \times 4040,48 \times 0,856 = 4150,38 \text{ Па} = 423,076 \text{ мм вод. ст.}$$

Приймаємо до установки димотяг ДН-26 [24-26] з наступними характеристиками:

- витрата газу  $Q_{кат} = 259200 \text{ м}^3/\text{Год} = 72 \text{ м}^3/\text{с}$ ;
- створюваний тиск (розрідження) 430 мм в. ст. = 4218,3 Па;
- коефіцієнт корисної дії  $\eta_{нд} = 0,6$ ;
- число оборотів  $n = 630 \text{ об/хв}$ .

Потужність димотяга визначаємо по формулі, кВт:

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

$$N = \frac{72,0 \times 34218,3}{0,7 \times 0,856} \times 10^{-3} = 905,9 \text{ (кВт)}.$$

Димотяг комплектується двигуном АДО-1000-8У1. Потужність електродвигуна 1000 кВт. Напруга в мережі 6000 В.

### **3.2 Утилізація пилу від газоочистки електросталеплавильного виробництва**

Сучасне електросталеплавильне виробництво характеризується отриманням значної кількості побічних продуктів, в їх числі і пилу (до 1,5% маси плавки).

До останнього часу пил практично не використовують, незважаючи на високий вміст в ньому оксидів заліза. У складі пиловиносу дугових електропечей присутні свинець, кадмій та інші кольорові метали. Наявність кольорових металів ускладнює утилізацію пилу.

Доцільно пил з низьким вмістом цинку (менше 0,5%) брикетувати і використовувати в якості додаткової сировини при виробництві чавуну і сталі, при отриманні залізофлюсу для офлюсування агломераційної шихти. Варіантом пірометалургійної утилізації шлаків і пилу електросталеплавильного виробництва є проплавлення їх в плавильному агрегаті «МАГМА» відновлення більшої частини оксидів заліза



залізовуглецевого сплаву і портландцементного клінкеру, що містяться в них.

З точки зору переробника пилу, чим вище в ньому концентрація Zn і Pb та інших кольорових металів, тим рентабельніше їх утилізація. Для задоволення цих запитів використовують:

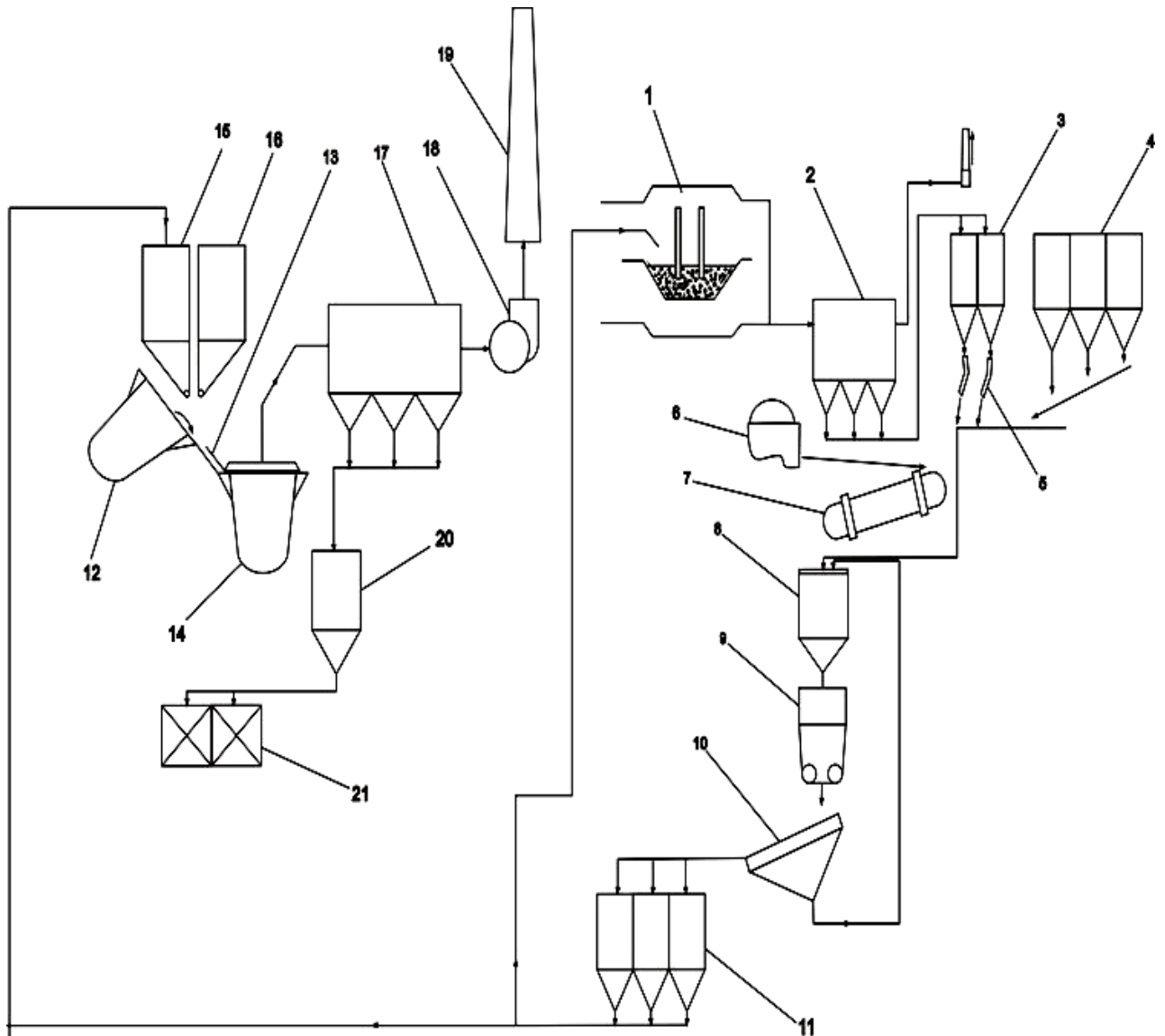
- а) спеціальний попередній відбір металошихти з високим вмістом кольорових металів;
- б) багаторазове використання пилу з метою підвищення в ньому концентрації цих елементів [27].

Одна з технологічних схем утилізації пилу, що містить цинк розглянута нижче. Схема (рис. 3.4) передбачає уловлювання пилу від сталеплавильного агрегату (1) в електрофільтрі або в тканинному рукавному фільтрі (2) і накопичення пиловиносу в бункерах (3). У разі використання мокрої газоочистки шлак після вакуум-фільтрів (6) проходить підсушування в барабані (7). Пил через вібраційний зволожувач (5) подається в барабаний або двовальний лопастний змішувач (8), куди передбачена також добавка з бункерів (4) відходів що містять цинк від інших джерел і, при необхідності, добавки і сполучення, що містять вуглець.

Брикетування суміші проводиться в валковому пресі (9). Дрібниця після відсіву на гуркоті (10) повертається в змішувач, а брикети накопичуються в бункерах (11) і подаються в сталеплавильний агрегат на повторне використання. Така технологічна схема дозволяє виробляти рециклінг пиловиносу за рахунок повторного використання пилу з низьким вмістом цинку. Після досягнення необхідного рівня цинку (10 - 15%), пил періодично брикетується з вуглецевим сполучним і такі брикети направляються на ділянку з огрудкування відходів рідкими сталеплавильними шлаками.

Сталеплавильний шлак з шлакової чаші (12) зливається по стаціонарному жолобу (13) в іншу шлакову чашу (14) з кришкою, яка знімається. Попередньо підготовлена суміш пилу, що містить цинк і шлаків з необхідною добавкою вуглецю дозується з бункера (15) на жолоб. При

залитті цих відходів шлаком при температурі 1000 - 1100 ° С відбувається відновлення цинку і свинцю з оксидів і їх сублимація.



1 – сталеплавильний агрегат; 2 – рукавний фільтр; 3 – бункер; 4 – бункер;  
 5 – вібраційний зволожувач; 6 – вакуум-фільтр; 7 – барабан; 8 – двовальний  
 лопастний змішувач; 9 – валковий прес; 10 – гуркот; 11 – бункер;  
 12 – шлакова чаша; 13 – стаціонарний жолоб; 14 – шлакова чаша;  
 15 – бункер; 16 – окремий бункер; 17 – рукавний фільтр; 18 – димотяг;  
 19 – димова труба; 20 – бункер; 21 – спеціальна ємність

Рисунок 3.4 – Технологічна схема рециклінгу пилу

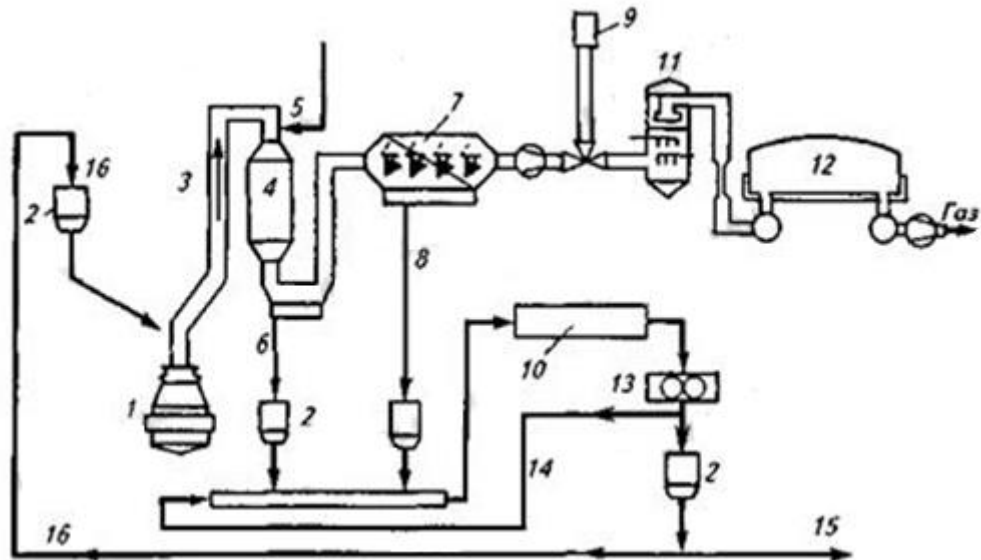
Возгони цинку уловлюються в рукавних фільтрах (17), накопичуються в бункері (20), і потім періодично завантажуються в спеціальні ємності (21) для відвантаження на заводи кольорової металургії. Підсмоктуванням повітря між чашею (14) і кришкою регулюється ступінь окислення цинку. Відсмоктування газів від реактора здійснюється димотягом (18) і викидаються через димову трубу (19). При необхідності обробки інших відходів за запропонованою схемою зазначені матеріали можуть дозуватися з окремого бункера (16), а подача матеріалів з бункера (15) припиняється.

Цинк, що містить продукт зі вмістом 30 - 35% цинку направляється на переробку на заводи кольорової металургії, а сталеплавильний шлак вивантажується з шлакової чаші (наприклад, на шлаковий двір), охолоджується і після просівання в необхідних кількостях може використовуватися в агломераційному виробництві (крупністю до 10 мм) і доменному переділі (крупністю більше 10 мм) [28].

#### **Переробка плавильного пилю, що містить цинк і свинець.**

Металобрухт є головним джерелом надходження в сталеплавильні агрегати таких домішок, як Zn і Pb (що потрапляє в шихту оцинковане залізо, латунні та бронзові деталі, оболонки електрокабелів і т.п.).

Цинк – температура плавлення  $419,5^{\circ}\text{C}$  і температура кипіння  $906^{\circ}\text{C}$ , свинець – температура плавлення  $327,4^{\circ}\text{C}$  і температура кипіння  $1725^{\circ}\text{C}$ . Потрапляючи в зону високотемпературних металургійних реакцій, свинець і особливо інтенсивно цинк випаровуються, окислюються і віддаляються разом з газами. Основна частка цинку і свинцю, що потрапили з шихтою в агрегат, вловлюється пиловловлюючими установками. І цинк, і свинець є дорогими матеріалами, тому безперервно розробляються все нові технології з утилізації пилю, що містить Zn і Pb (рис. 3.5).



1 – конвертер; 2 – бункер; 3 – котел; 4 – випарний охолоджувач; 5 – вода;  
 6 – груба пил; 7 – електростатичний осаджувач; 8 – тонка пил; 9 – свічка;  
 10 – роторна піч для випалювання; 11 – відділення газу; 12 – газгольдер;  
 13 – прес для брикетування; 14 – повернення пилу; 15 – вивантаження;  
 16 – брикети

Рисунок 3.5 – Рециклінг конвертерних газів і пилу за схемою VOEST-ALPINE (Австрія)

Близько половини виробленого цинку витрачається на захист сталі від корозії (процес цинкування), тобто потрапляння компонентів що містять цинк разом з металошихтою в сталеплавильні агрегати неминуче.

У зв'язку з цим особливо відзначимо значення так званого автомобільного брухту. Так, автопарк країн Західної Європи налічує більше 140 млн. автомашин; щорічно з ладу вибуває близько 10 млн. штук. Після подрібнення частин автомобіля сталь легко відділяється шляхом магнітної сепарації, отриманий металобрухт зазвичай використовується в якості шихти в дугових печах. При переплаві такої шихти вловлюється 10-25 кг/т дисперсного пилу, що містить 10-35% Zn, а також Pb і Cd. За прогнозами, на початку XXI ст. в електросталеплавильних цехах Західної Європи

уловлюватиметься більше 700 тис. т такого пилю.

Обсяг амортизаційного брухту в світі в 1994 р. досяг 272 млн. т, і він безперервно зростає (нині амортизаційний брухт - це єдиний вид брухту, кількість якого зростає). Такі ж процеси і тенденції характерні тепер і для нашої країни.

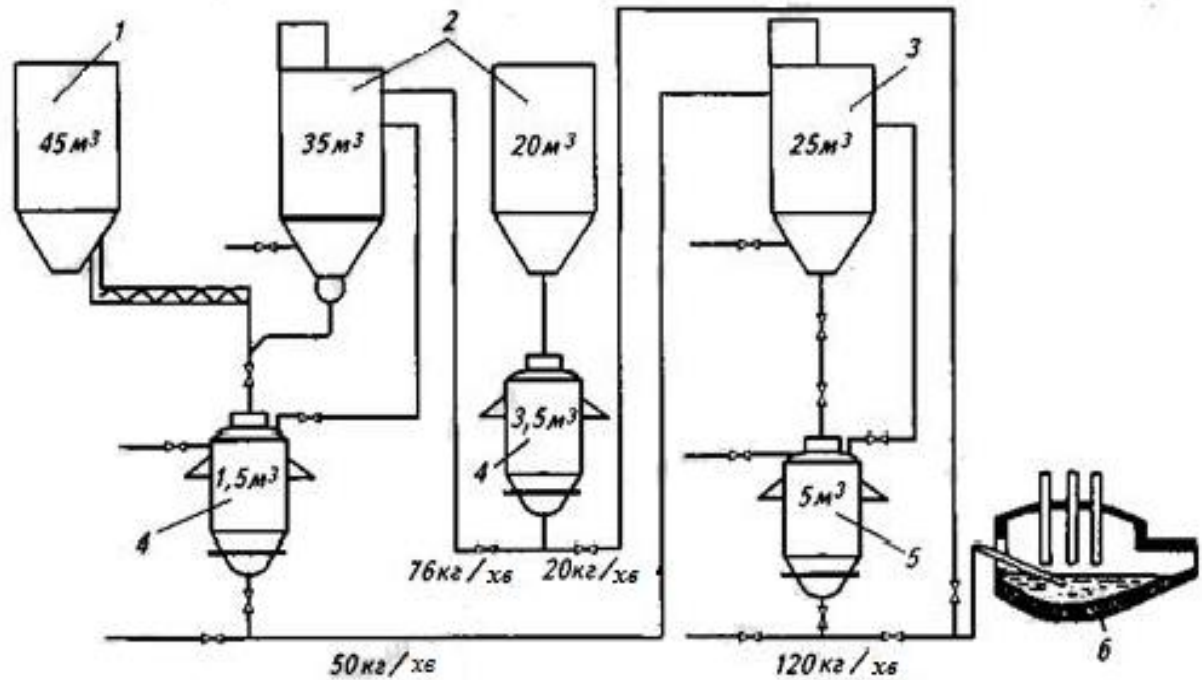
У промислово розвинених країнах частка листів з покриттями складає більше 40% від випуску і в перспективі зросте до 60-80%. Завдання полягає в тому, як організувати утилізацію відходів (плавильного пилю), що містять Zn. З точки зору споживача (і переробника) цих відходів, чим вище в них концентрація Zn і РЬ, тим рентабельніше їх утилізація.

Для задоволення цих запитів використовують:

- а) спеціальний попередній відбір металошихти з високим вмістом кольорових металів;
- б) багаторазове використання пилю з метою підвищення в ньому концентрації цих елементів.

На деяких заводах Західної Європи використовують технологію, сутність якої полягає в наступному. Технологічні гази проходять через газоочистки з рукавними фільтрами; вловлений пил збирається в спеціальному бункері і використовується знову: незабаром після розплавлення брухту його вдувають в зону розділу метал-шлак. Для поліпшення процесу пневмотранспорту використовують суміш пилю і вугілля (рис. 3.6).

Операція вдування триває близько 10 хв. Враховуючи, що утворюється 15-20 кг пилю на 1 т сталі, для 140-т печі за цей час необхідно вдути приблизно 2,5т відходів. Практично весь цинк, що міститься у вдуваних відходах, випаровується і переходить у знову утворюючий пил. Таким прийомом вдається підвищити концентрацію цинку у відходах приблизно в 1,5 рази.



1 – пи́л; 2 – вугілля; 3 – суміш пи́лу і вугілля; 4 – дозатор; 5 – живильник; 6 – ДСП

Рисунок 3.6 – Схема установки для вдування пи́лу, що містить цинк в ванну 140-т дугової печі

На ряді підприємств використовують методи двухстадійного або одностадійного вельцевання; в результаті отримують напівпродукт («брудний» оксид цинку), з якого при повторній обробці можна отримувати чистий цинк.

Процес вельцевання забезпечує вилучення з відходів цинку та інших металів, призначених на продаж. Залишок із залізом повертають в піч. У системах переробки з полум'яним реактором витягують оксид цинку, а залізо залишається у вигляді оксидів в шлаку.

У конвертерному виробництві частка металобрухту (у тому числі що містить домішки кольорових металів) зазвичай невелика; відповідно менше шансів вловлювати пи́л з високим вмістом цинку.

На ряді заводів практикується така система: відходи з низьким вмістом

цинку (менше 0,5%) використовуються в доменному виробництві, а відходи, що містять цинку більше 0,5%, - в конвертерному, де цинк можна концентрувати у знову утворюючі відходи і потім цей «збагачений» цинком пил направляти для подальшої переробки [29].

**Переробка пилу, що містить хром і нікель.** При виробництві в електропечах низьколегованих марок сталі (наприклад, нержавіючих) вловлені відходи крім цинку, свинцю, кадмію і т. п. містить такі цінні компоненти, як хром, нікель та ін. Для утилізації такого пилу розробляються спеціальні технології.

Так, на одному з італійських заводів для переробки відходів, що утворюються при виплавці нержавіючих марок сталі, встановили переплавну плазмову піч постійного струму, яка щорічно переробляє близько 20 тис. т відходів.

Отримують сплав (залежно від складу відходів), що містить, %: Cr 8-16; Ni 2-8; Mn 2-4; Z 3-5. Склад шлаку при переплаві, %: CaO 40-45; SiO<sub>2</sub> 25-30; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> близько 2. Вловлений в процесі переплавки плавильний пил містить більше 50% ZnO і близько 6% PbO [29].

**Переробка пилу при її нагріві у вакуумі.** У Японії розроблений процес, названий VHR-процес. Щорічно тільки в дугових печах Японії утворюється близько 450 тис. т пилу. Пил електропечей, основна складова шихти яких - металобрухт, містить в середньому 32% Fe і 23% Zn. Крім цього в пічному пилу в значних кількостях містяться небезпечні для навколишнього середовища компоненти, в числі яких свинець (2,2%), хром (0,36%), кадмій (0,024%), хлор (3,14%).

VHR - процес проводять у кілька етапів:

1) сухий пил витримують при температурі 500-900 ° C протягом 3 хв. у

вакуумі при тиску 133 Па (1ммрт. ст.); на цьому етапі з відходів видаляються натрій, калій, свинець та його сполуки ( $PbO$ ,  $PbCl_2$ ,  $PbF_2$ );

2) ведуть відновлення цинку; в якості відновника виступають Fe і  $FeO$ ;

3) Відновлений цинк, що випарився конденсують в конденсаторі при температурі, що перевищує температуру кипіння цинку (при тому ж низькому тиску);

4) залишився після видалення з пилу цинку залозистий продукт брикетують і використовують у складі металошихти при виплавці сталі.

Ступінь видалення цинку з відходів при такій технології наближається до 100% [29].

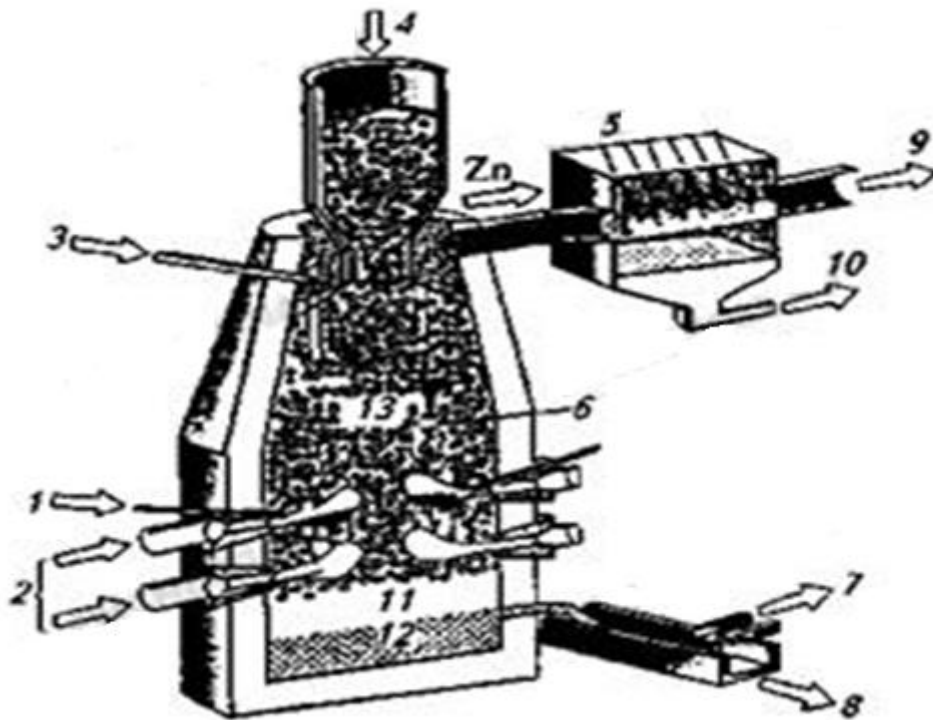
**Переробка пилу в процесах ПЖВ.** Існує кілька варіантів організації процесу рідко фазного відновлення заліза з залізородних матеріалів. У деяких з них передбачена можливість використання в шихті плавильного пилу.

При розробці технології ROMELT на Новоліпецькому металургійному комбінаті проводилися спеціальні плавки з переробки шламів, що містять цинк з газоочисток конвертерних цехів. Шихта містила 24% Fe, 7,6%  $ZnO$ , 0,85%  $PbO$ , а також лужні елементи у вигляді оксидів калію і натрію в межах 1,0- 1,1%. Виходив нормальний чавун, в якому вміст цинку був менше 0,02%. Вміст цинку в тонкій фракції пилу газоочистки перевищував 70%.

Японською фірмою Kawasaki Steel Corp. розроблений процес рідко фазного відновлення, спеціально призначений для переробки пилу і шламів конвертерного виробництва (рис. 3.7). Піч містить два ряди фурм: нижній - для перегріву рідкої ванни до температури понад 1500 °C, верхній - для вдування пилу. Між фурмами знаходиться зона інтенсивного відновлення оксидів, які важко відновлюються.

При переробці хром - і нікель - що містять пил і шлам досягнута ступінь вилучення хрому 98% і нікелю 100%.





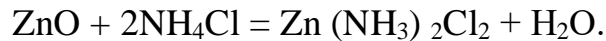
1 – пи́л; 2 – гаряче дуття; 3 – повітря для допалювання; 4 – кокс; 5 – бризка́ла; 6 – коксовий пи́ріг; 7 – рі́дкий шла́к; 8 – рі́дкий ме́тал; 9 – газ для використання; 10 – цинк на утилізацію; 11 – шла́к; 12 – ме́тал; 13 – відновлення і випаровування цинку

Рисунок 3.7 – Схема процесу рідкофазного відновлення для переробки пи́лу і шла́мів конвертерного виробництва [30]

**Використання методів гідрометалургії.** Витяг цинку, свинцю та інших домішок кольорових металів з сталеплавильних відходів може бути здійснено і з використанням методів гідрометалургії. По одному з варіантів технологія включає в себе вилуговування цинку, свинцю, міді, кадмію та кальцію розчином оцтової кислоти з утворенням відповідних розчинних комплексів металів і подальше сульфідне осадження важких металів сірководнем  $H_2S$ . Переробка пи́лу, що містить цинк методами гідрометалургії реалізована на деяких заводах Італії та США.

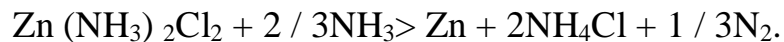
Пи́л піддають вилуговуванню в розчині хлориду амонію. Для цинку

реакція має вигляд:



Інші метали (свинець, кадмій, мідь) реагують з хлоридом амонію аналогічно. Ступінь екстракції цинку становить 60-80%. Твердий залишок (складається в основному з оксидів заліза та феритів цинку) висушують, огрудковують з вугіллям і вводять в шихту дугового печі, при плавці в якій ферити цинку дисоціюють, цинк випаровується і видаляється разом з технологічними газами в систему газоочистки (де пил, що містить цинк знову уловлюється).

Витравлюючий розчин, в свою чергу, надходить в електролізні ванни, де цинк осідає на титанових катодах:



У назвах ряду процесів з вилучення цинку використовується аббревіатура ZINCEX.

На думку багатьох фахівців, найбільш економічний процес утилізації цинку з відходів повинен включати попередній відбір оцинкованих виробів, обробку їх у розчині гарячих лугів та проведення подальшої електрохімічної обробки [21].

**Виробництво скла.** Утилізація сталеплавильної пилу може бути організована абсолютно інакше. Так, у 1991 р. в США організована фірма з виробництва скла та скляних виробів. Використовуваний в даному виробництві процес полягає в тому, що відходи сталеплавильних цехів (пил, шлаки, відходи вогнетривів) дроблять, перемішують і потім розплавляють в полум'яних печах, в яких отримують розплави, що йдуть на виготовлення кольорових скляних виробів, використовуваних в декоративних цілях, а також кольорового цегли, скляних фільтрів та ін. Залежно від складу шихти отримується матеріал, що містить різну кількість таких домішок, як мідь, кобальт, хром, нікель, сурма, цинк, ванадій і т. д. [30].

Таким чином можна зробити висновок, що запропоновані технології дозволяють утилізувати відходи сталеплавильного виробництва (пил, шлами і

шлаки), замінити ними первинні шихтові матеріали, а також дадуть можливість поліпшити економічні показники і полегшити вирішення екологічних проблем.

**Підбір апаратів схеми утилізації вловленого пилю.** Запропонована технологія утилізації пилю з використанням брикетування у валковому пресі. Це дозволяє повертати оксидів заліза та інші цінні компоненти у виробництво агломераційної шихти, чавуну і сталі. Технологічна схема утилізації пилю (рис. 3.8) включає бункера для накопичення пилю, бункера для вуглецевого зв'язуючого та вапна, барабанний змішувач, валковий прес, накопичувальні бункери.

Бункери служать для зберігання матеріалів в якості проміжних ємностей, що забезпечують стабільну роботу агрегатів, устаткування і транспорту. Використовуються прямокутні і круглі за формою бункера. Для нормального випорожнення кут нахилу стіни бункера до горизонту на 5 ... 10° більше кута природного укосу матеріалу. Для уловленого пилю кут природного укосу 20 ... 30°, для дрібного коксу - 30 ... 50°, для вапняку - 30 ... 45°, для брикетів - 37 ... 45° [31].

Для перекриття вихідних отворів бункерів і видачі з них матеріалів, залежно від найбільшого розміру типових шматків використовуються стрічкові, тарілчасті і барабанні живильники [31].

Визначаємо масу накопиченого пилю в бункерах двох рукавних фільтрів за формулою, т/доб.:

$$M_{\text{доб.}} = G_{\text{сух}} \cdot 24;$$

де  $G_{\text{сух}}$  – маса сухого пилю, т/год.

$$M_{\text{доб.1}} = 0,92 \cdot 24 = 22,01 \text{ т/доб.};$$

$$M_{\text{доб.2}} = 0,86 \cdot 24 = 20,59 \text{ т/доб.};$$

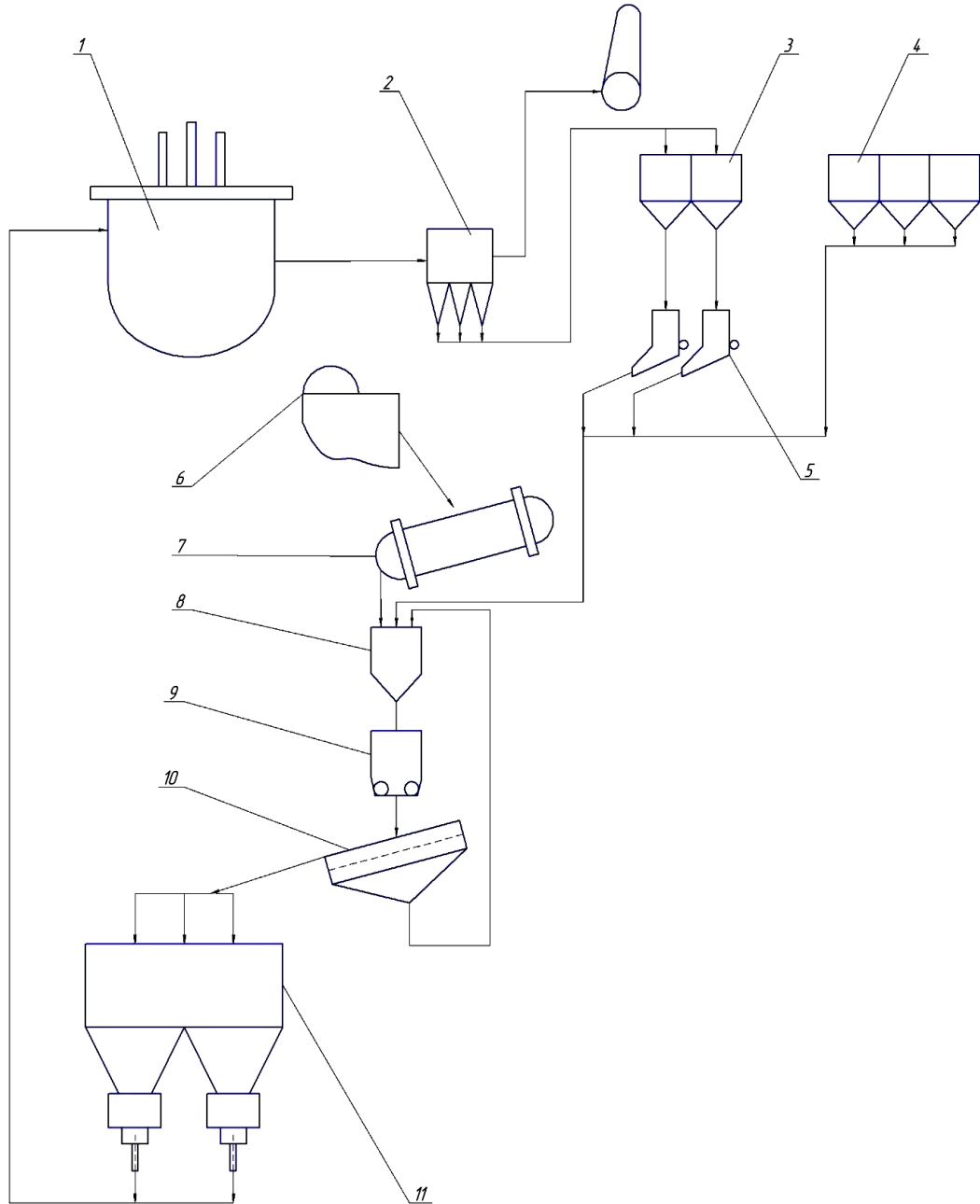
$$M_{\text{доб.}} = M_{\text{доб.1}} + M_{\text{доб.2}} = 22,01 + 20,59 = 42,60 \text{ т/доб.}$$

Знаходимо об'єм бункера – накопичувача пилю, м<sup>3</sup>:

$$V_{\text{б.п.}} = \frac{M_{\text{доб.}}}{\gamma_{\text{нас.}}};$$

де  $\gamma_{\text{нас.}}$  – насипна маса пилю. Становить 1800...2000 кг/м<sup>3</sup> [29]. Приймаємо 1800 кг/м<sup>3</sup>.

$$V_{\text{б.п.}} = \frac{42600}{1800} = 23,669 \text{ м}^3 \sim 24 \text{ м}^3.$$



1 – сталеплавильний агрегат; 2 – рукавний фільтр; 3 – бункер; 4 – бункер;  
5 – вібраційний зволожувач; 6 – вакуум-фільтр; 7 – барабан; 8 – двовальний  
лопастний змішувач; 9 – валковий прес; 10 – гуркот; 11 – бункер

Рисунок 3.8 – Схема утилізації вловленого пилю

Знаходимо необхідну кількість зв'язуючого, т/доб.:

$$M_{\text{доб.вапна}} = M_{\text{доб.}} \cdot V'_{\text{вапна}};$$

$$M_{\text{доб.вуг.}} = M_{\text{доб.}} \cdot V'_{\text{вуг.}};$$

де  $V'_{\text{вапна}}$  – масова доля вапна. Частка вапна досягає 10 % від маси шихти[32].

$V'_{\text{вуг.}}$  – об'ємна доля вуглецевого зв'язуючого.

$$M_{\text{доб.вапна}} = 42,60 \cdot 0,10 = 4,26 \text{ т/доб.};$$

$$M_{\text{доб.вуг.}} = 42,60 \cdot 0,10 = 4,26 \text{ т/доб.}$$

За відомою формулою знаходимо об'єм бункерів зі зв'язуючим, м<sup>3</sup>:

$$V_{\text{б.вап.}} = \frac{M_{\text{доб.вапна}}}{\gamma_{\text{нас.вапна}}};$$

$$V_{\text{б.вуг.}} = \frac{M_{\text{доб.вуг.}}}{\gamma_{\text{нас.вуг.}}},$$

де  $\gamma_{\text{вапна}}$  – насипна щільність вапна, що становить 1,4...1,7 т/м<sup>3</sup> [31].

Приймаємо 1400 кг/м<sup>3</sup>.

$\gamma_{\text{вуг.}}$  – насипна щільність вуглецевого зв'язуючого, що становить 600...800 кг/м<sup>3</sup>. Приймаємо 600 кг/м<sup>3</sup>.

$$V_{\text{б.вапна}} = \frac{4260}{1400} = 3,04 \text{ м}^3 \sim 3,5 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{б.вуг.}} = \frac{4260}{600} = 7,1 \text{ м}^3 \sim 7,5 \text{ м}^3.$$

Знаходимо об'єм бункера накопичувача брикетів, м<sup>3</sup>:

$$M_{\text{доб.брик.}} = \frac{M_{\text{доб.}}}{P};$$

де  $P$  – продуктивність валкового пресу, т/год.

Валковий прес для природної й техногенної сировини типу УНҚ зручний тим, що має доволіно компактний розмір при високій продуктивності. Ролики преса зроблені з особливо міцного сплаву, що збільшує термін їх служби. Вологість сировини повинна бути в межах 8-15 %. Брикети можуть мати діаметр 20мм; 25мм; 30мм; 35мм або 40мм. Модель УНҚ-290 має наступні технічні параметри. Діаметр ролика 290мм;

ширина ролика 200 мм, швидкість обертання 18 об/хв., потужність мотора 5,5 кВт/год.

Продуктивність валкового пресу (модель УНҚ-290) становить 1...2 т/год. Приймаємо 1 т/год.;

$$V_{\text{б.брик.}} = \frac{M_{\text{доб.брик.}}}{\gamma_{\text{нас.брик.}}};$$

де  $\gamma_{\text{нас.}}$  – насипна щільність брикетів кг/м<sup>3</sup>. Приймаємо 2000 кг/м<sup>3</sup> [31].

$$M_{\text{доб.брик.}} = \frac{42600}{1000} = 42600 \text{ кг/доб.};$$

$$V_{\text{б.о.}} = \frac{42600}{2000} = 21,3 \cong 25 \text{ м}^3.$$

Для змішування уловленого пилу зі зв'язуючими речовинами прийнятий барабанний змішувач типу СБ.

Для розсіювання брикетів після огрудкування використовують інерційні грохоти. Прийнятий грохот інерційного типу ГІС. Його область застосування:

- переробка різних рудних і будівельних матеріалів;
- переробка природної й техногенної сировини;
- переробка продуктів гірничо-хімічної промисловості.

Грохот інерційного типу ГІС 22 має наступні технічні характеристики. Продуктивність (в залежності від крупності розділення) – 0,1-25 т/год.; крупність поділу 0,1-30 мм; розміри поверхні, що просіює: довжина 2000 мм, ширина 1000 мм; кількість сит - 2, кут нахилу, 10-25°; амплітуда коливань 3...5 мм; частота коливань 16 Гц; потужність приводу 3 кВт.

На підставі проведеного аналізу, з урахуванням поставлених вимог, найбільш прийнятною прийнята схема «холодного» брикетування з використанням як зв'язки - вапна. Гашене вапно є порівняно дешевим, досить міцним і добре змішується сполучною і одночасно флюсом матеріалом. Для досягнення необхідної міцності брикетів її додають у кількості до 10% від маси шихти.

## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

### 4.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища

Основними шкідливими чинниками в цеху № 1 є виділення великих кількостей тепла, пилу і газів, а також шум [33]. Найбільша кількість тепла виділяється при виплавці і розливанні сталі, роздяганні зливків та очищенні газів від пилу.

Джерелами інтенсивних теплових випромінювань є пічний і розливний прольот а також відділення роздягання злитків. Із-за наявності в електросталеплавильному цеху великих кількостей надлишкового тепла відбувається значне підвищення температури повітря. Підвищена теплова дія на організм людини призводить до перенапруження його терморегуляторних функцій і може спричиняти порушення теплового балансу організму.

Несприятливий вплив високих температур повітря посилюється дією випромінюваного тепла. Потоки теплових випромінювань в електросталеплавильному цеху створюють в основному інфрачервоні промені довжиною хвилі до 10 мкм. Дії теплового опромінення на органи зору спричиняє, головним чином, тепловий ефект. При інтенсивності опромінення може виникнути катаракта очей.

Шкідливим чинником є наявність високих концентрацій пилу в повітрі робочої зони. Нетоксичний пил може також шкідливо діяти на організм людини, подразнюючи шкіру, очі, ясна, вуха. Проникаючи в легені, пил може викликати специфічні професійні захворювання, такі як силікоз, силікатоз, антракоз, асбестоз та ін. [34].

При виконанні деяких операцій сталеплавильного процесу виникає шум механічного, аеродинамічного і термічного походження (рух електромостових кранів, машин завалень, рух газових потоків по газопроводах і т.п.), що вимагає забезпечення захисту персоналу. Вібрацію

створюють ті ж агрегати, які є джерелами шуму. Тривала дія шуму може привести до зниження слуху, а інколи до глухоти. Шум негативно діє на серцево-судинну і центральну нервову систему.

Для робочого місця оператора електропечі відповідно до гігієнічної класифікації дана характеристика трудового процесу і оцінка чинників виробничого середовища, яка представлена в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Оцінка чинників виробничого трудового процесу оператора електропечі електросталеплавильного цеху

№ п/п	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови, характер праці			Тривалість дії чинника за зміну
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м <sup>3</sup> : <b>1 клас небезпеки</b> Ангідрид хромовий Марганцю оксид <b>2 клас небезпеки</b> <b>3 клас небезпеки</b> Сірководень Азоту діоксид Вуглецю оксид	0,01 0,05  10 2,0 20,0	0,07 0,39  10,8 5,5 5,0	   1,08р 2,75р		7р 7,8р	90
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>	4	18,4		4,6р		90
3	Шум, дБА	80	90		10		90
4	Вібрація (загальна), дБ	92	96		4		90
5	Мікроклімат в приміщенні (теплий період): Температура, °С. Швидкість руху повітря, м/с. Відносна вологість повітря %. Інфрачервоне випромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	15-26 0,2-0,6 40-60 140	42 0,71 39 2650	1,18		16	90
6	Тяжкість і напруженість праці	Категорія робіт - важка, III напружена					



Таким чином, проведений аналіз умов праці дозволяє зробити висновок, що робоче місце має в наявності 3 чинника I ступеню, 4 чинника II ступеню і 3 чинника III ступеню і є місцем з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці. Умови праці відносяться до III класу 3 ступеня.

#### **4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху**

Для поліпшення умов праці в цеху і захисту працюючих передбачені наступні заходи: природна і механічна вентиляція; аспірація пилу з місць її утворення і механізація виробничих процесів з герметизацією операцій, пов'язаних з просіюванням, змішуванням і транспортуванням сипких матеріалів; застосування засобів індивідуального захисту (ЗІЗ).

Для здійснення аерації пропонуємо влаштувати два ряди отворів в подовжніх стінах будівлі електросталеплавильного цеху: перший ряд – на рівні 2 м від підлоги, другий – на рівні підкранових балок –10 м. Проте за допомогою однієї аерації створити прийнятні мікрокліматичні умови в електросталеплавильному цеху неможливо [34].

Для боротьби з надмірним теплом пропонується застосовувати місцеву механічну припливну вентиляцію (подачу повітря до постійних робочих місць душуючими установками), а також витяжну вентиляцію: у пічному прольоті – за допомогою місцевих відсмоктувань (портальна камера, яка встановлена на склепінні печі) і механічної вентиляції з верхньої зони за допомогою витяжного зонту; у розливному прольоті – також місцеві відсмоктування і природна вентиляція з верхньої зони.

Для захисту виробничого персоналу від шуму електродвигунів їх повністю закривають герметично звукоізолюючим кожухом, який виготовляють зазвичай із сталевих листів завтовшки 2-3 мм, а внутрішні поверхні облицьовують звукопоглинальними матеріалами, такими як скловолокно. Звукоізолюючий кожух встановлюють на пружних прокладках.

Устаткування яке є джерелом вібрації ретельно віброізольовують від фундаменту, не допускаючи жорстких контактів між устаткуванням і кожухом. Отвори для циркуляції повітря і проходу комунікацій забезпечуються глушниками шуму або герметизуються сальниками [35].

Для зниження шкідливої дії тепла на організм людини стінки і колони мають бути теплоізолювані, а над печами мають бути влаштовані парасолі з витяжними трубами. З боків, а також на склепінні електропечей для захисту від променистого тепла мають бути влаштовані екрани у вигляді щитів з металевих листів і азбесту або сіток, безперервно зрошуваних водою [33].

### **4.3 Заходи з електробезпеки**

На ділянках електросталеплавильного цеху є велика кількість електродвигунів, панелей, електричних приладів, апаратура, комплектна трансформаторна підстанція (містить чотири трансформатори типу ТМЗ). Для роботи електроустаткування необхідна напруга 380 В. Електричний струм використовується також для освітлення приміщень; необхідна напруга 220 В. Таким чином, електросталеплавильний цех відноситься до категорії з підвищеною небезпекою поразки людей електричним струмом [36].

До основного електроустаткування дугових сталеплавильних печей відносяться автоматичні вимикачі потужності, пічні трансформатори, коротка мережа, автоматичні регулятори пересування електродів і електромагнітні перемішувачі металу.

Небезпека електричних поразок в електросталеплавильному цеху створює різне устаткування: електричний привід (включаючи пускорегулюючу апаратуру), електроустаткування підйомно-транспортних пристроїв, електрифікований внутрізаводський транспорт, зварювальні апарати, освітлювальні установки, електричний ручний інструмент і т.д.

Дугові печі могутні споживачі енергії, робоча напруга складає 400 – 600В, а сила струму може вимірюватися десятками тисяч ампер. Для

зменшення втрат потужності в живлячій лінії енергія подається до підстанції електросталеплавильного цеху напругою 100кВ. Все електроустаткування високої напруги розміщується поблизу печі в окремому вогнестійкому ізолюваному приміщенні пічної підстанції.

Яскріючі частини електродвигунів закривають пилонепроникними ковпаками. Розподільні пристрої укладають в закриті камери або пилонепроникні кожухи. У пожежонебезпечних приміщеннях використовують захищене електроустаткування.

В електросталеплавильному цеху застосовують чотирипровідну з глухозаземленою нейтраллю схему мереж трифазного струму (напругою 380/220 В). При цьому в чотирипровідній мережі заземлення нейтралі джерела струму (генератора, трансформатора) здійснюють з'єднанням її із заземлювачем безпосередньо або через малий опір (наприклад, через трансформатор струму) [36].

#### **4.4 Заходи з пожежної та техногенної безпеки**

У електросталеплавильному цеху можуть відбуватися вибухи і викиди рідкого металу в результаті завантаження в дугові печі вологого металобрухту (шихти). Викиди рідкого металу можуть відбуватися також і у тому випадку, коли в рідкий метал вводять вологі розкислювачі і легуючі матеріали. Окрім небезпеки викиду рідкого металу, існує також небезпека прогару футерування сталеплавильних агрегатів.

Певну пожежну небезпеку представляють машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). На МБЛЗ можливе виникнення пожежі біля рольгангів на ділянці видачі слябів при розриві гумових шлангів гідросистем з мастилом, що приводить до попадання мастила на розжарені сляби і моментального виникнення пожежі. Необхідно передбачити в районі рольгангів установку стаціонарної дренчерної системи пожежогасіння з ручним і дистанційним пуском.

Пожежна небезпека електросталеплавильного цеху також визначається наявністю кабельного господарства, пічних трансформаторів і трансформаторно-мастильних господарств.

Пічний прольот електросталеплавильного цеху, а також розливний прольот відносяться до приміщень по категорії пожежонебезпеки «Г», оскільки характеризуються наявністю матеріалу в гарячому, розплавленому стані, процес обробки якого супроводжується виділенням променистого тепла і полум'я. Підсобні приміщення цеху можна віднести до категорії «Д» (пожежонебезпечні), оскільки вони призначені для речовин, що не згорають, і матеріалів в холодному стані. Кабельні споруди незалежно від виду кабелів (мастилонаповнені чи ні), що прокладаються, по пожежній небезпеці відносяться до категорії В [37].

Камери трансформаторів необхідно виконувати з матеріалів з межею вогнестійкості не менше 0,5 год; покриття камери повинне мати таку ж межу вогнестійкості. Ворота трансформаторних камер, несучі конструкції покриттів (ферми, балки, прогони) над трансформаторами повинні мати межу вогнестійкості не менше 0,5 год [37].

Блискавкозахист електросталеплавильного цеху передбачено згідно вимог діючих норм [37], з використанням як заземлювачі в основному, залізобетонних фундаментів будівель і споруд. Як блискавкоприймач використовується сталева сітка, що накладається на покрівлю будівель.

Для гасіння пожеж в електросталеплавильному цеху слід застосовувати багатократну або високократну повітряно-механічну піну.

У камерах пічних трансформаторів обов'язково влаштовують автоматичну пожежну сигналізацію і стаціонарне (але не автоматичне) пожежогасіння.

Приміщення сушки трансформаторів і мастила необхідно забезпечити первинними засобами гасіння пожежі, телефонним зв'язком з пожежною частиною і пожежною сигналізацією. Не можна допускати нагріву мастила вище 105°C. Для гасіння пожеж застосовують хімічні пінні вогнегасники

ВХП-10 і вуглекислотні вогнегасники ВВ-2, ВВ-5 і ВВ-8, а також пересувні ВВ-25 і ВВ-80 [37].

У електросталеплавильному цеху у виробничих будівлях передбачені евакуаційні виходи, призначені для забезпечення безпечної евакуації людей, що перебувають в будівлі, у разі виникнення пожежі або аварії. Передбачено мінімум два евакуаційні виходи. Ширина всіх евакуаційних виходів (дверей) перевищує 0,8м, що відповідає нормам [37]. Двері відчиняються у напрямі виходу із приміщень і будівель. Сходові марші обладнані пристроями, призначеними для видалення диму, зниження температури і концентрації продуктів горіння в зоні пожежі і суміжних із ним приміщеннях з метою забезпечення необхідних умов для евакуації працівників і роботи пожежних підрозділів. Цими пристроями є вікна і шахти димовидалення.

Пропозиції по організації аварійно-рятувальних робіт та гасінню пожежі при виникненні надзвичайної ситуації (НС) (вибуху):

1) відповідальному за техніку безпеки необхідно:

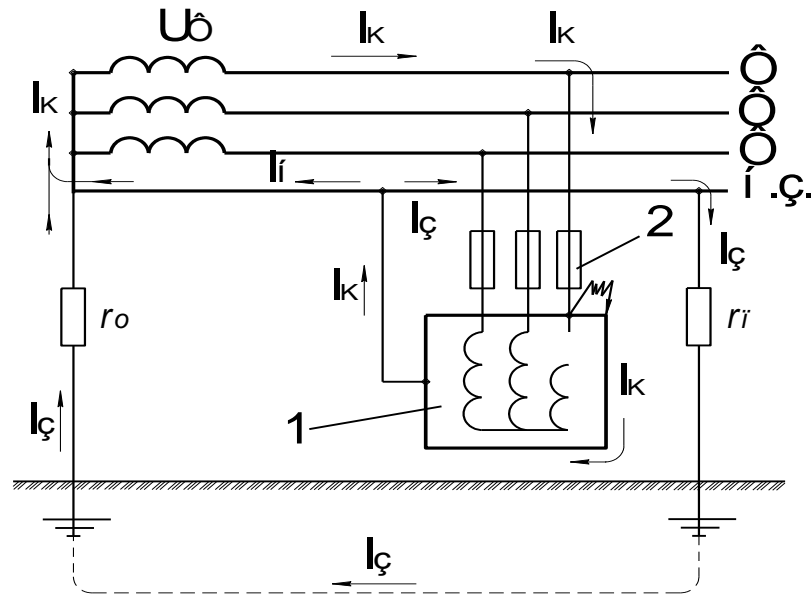
- забезпечення своєчасного виводу пожежних із небезпечної зони при загрозі руйнування конструкцій будинків, або вибуху установок та апаратів;
- дотримання заходів безпеки від ураження електричним струмом;
- надання сигналів сповіщення на відступ з бойових позицій при небезпеці подальшого руйнування;
- забезпечення безпеки пожежних при розробці уламків та витягнення з них постраждалих;

2) представнику об'єкта при штабі пожежегасіння визначити:

- можливість та місця безпечного вимкнення апаратів, що знаходяться під тиском, перекриття трубопроводів та ін.;
- можливість застосування стаціонарних систем пожежогасіння;
- можливість підвищення тиску у водопостачальній мережі об'єкту;
- залучення до проведення аварійно-рятувальних робіт техніки об'єкту;
- залучення до аварійно-рятувальних робіт та гасіння пожеж працівників об'єкту.

#### 4.5 Розрахунок захисного занулення та захисного відключення

При сполученні з металевими конструкціями, що опинилися під напругою, виникає небезпека поразки електричним струмом. Найбільш ефективною мірою захисту є захисне занулення, схема якого представлена на рисунку 4.1.



1 – трансформатор; 2 – апарати захисту від струмів КЗ (запобіжники);  $r_n$  – опір повторного заземлення нульового проводу;  $r_0$  – опір робочого заземлення нейтралі трансформатора;  $I_k$  – струм короткого замкнення;  $I_\phi$  – струм замкнення на землю;  $I_n$  – частина струму короткого замкнення, який тече через нульовий захисний провідник; Ф – фазні провідники; Н.З. – нульовий захисний провідник

Рисунок 4.1 – Принципова схема захисного занулення.

Захисне занулення влаштовують для того, щоб пробій на корпус перетворити на коротке замикання (КЗ) між фазним і нульовим дротами, викликати тим самим протікання великого струму через захист і швидко відключити пошкоджене устаткування від мережі.

На приведеній схемі видно, що при замиканні на корпус фаза виявиться сполученою накоротко з нульовим дротом, завдяки чому через захист (плавкий запобіжник або автомат) потече струм короткого замикання, який і викличе перегорання запобіжника або відключення автомата.

Щоб захист швидко спрацював, цей струм має бути достатньо великим. Правила вимагають, щоб він був в три рази більше номінального струму плавкої вставки найближчого запобіжника або расцепителя автоматичного включення. Ця вимога виявляється виконаною, якщо нульовий дріт має провідність не менше 50 % провідність фазного дроту. Як нульові проводи допустимо використовувати сталеві смуги, металеві оболонки кабелів, металоконструкції будівель, підкранові шляхи та інші.

Перевіримо, чи забезпечена відключаюча здатність занулення в мережі при нульовому захисному провіднику - мідному дроті перетином 14 мм<sup>2</sup>. Лінія 380/220В з мідними дротами 3×25 мм<sup>2</sup> живиться від трансформатора 400 кВА, 6/0,4 кВ з схемою з'єднання обмоток У/УН. В кінці лінії 380/220В є занулений споживач енергії (електродвигун машини завалень електродугової печі марки МА-36), який захищений запобіжником  $I_{ном}=75\text{А}$ ; коефіцієнт кратності струму для такого запобіжника дорівнює 3 ( $K=3$ ) [36].

Необхідно перевірити дотримання умов спрацювання захисту. Для цього необхідно визначити найменші допустимі умовами спрацювання захисту  $I_k$ :

$$I_k \geq KI_{ном},$$

де  $K$  – коефіцієнт кратності номінального струму;

$I_{ном}$  – номінальний струм плавкої вставки запобіжника, А.

Найменше допустиме значення струму короткого замкнення  $I_k$ :

$$I_k = 3 \cdot 75 = 225 \text{ А.}$$

З даних [36] знаходимо повний опір трансформатора  $z_T = 0,195 \text{ Ом}$ . Визначаємо опіри фазного і нульового захисного провідників  $R_\phi$ ,  $X_\phi$ ,  $R_{н.з}$ ,  $X_{н.з}$ ,  $X_\pi$  на ділянці лінії  $l = 200\text{м}$ .

Шуканий опір фазного провідника визначаємо по формулі:

$$R_{\phi} = \rho \cdot l / S_{\phi},$$

де  $\rho$  – питомий опір провідника, для міді дорівнює  $0,018 \text{ Ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$  [36];

$S_{\phi}$  – перетин фазного провідника,  $\text{мм}^2$ ;  $S_{\phi} = 25 \text{ мм}^2$ .

$$R_{\phi} = 0,018 \cdot 200 / 25 = 0,144 \text{ Ом}.$$

Оскільки фазний дріт мідний, то  $X_{\phi} = 0$ , для нульового захисного провідника також  $X_{н.з} = 0$  тому ними нехтуємо; коли фазний і нульовий провідники розташовані в безпосередній близькості один від одного, опір  $X_{п}$  невеликий і їм також можна знехтувати.

$$R_{н.з} = \rho \cdot l / S_{н.з},$$

де  $S_{н.з}$  – перетин нульового провідника,  $\text{мм}^2$ ;  $S_{н.з} = 14 \text{ мм}^2$  [36];

$$R_{н.з} = 0,018 \cdot 150 / 14 = 0,193 \text{ Ом}.$$

Знаходимо дійсне значення струму однофазного короткого замикання, який проходить по петлі фаза-нуль, при замиканні фази на корпус двигуна, по формулі:

$$I_{\kappa} = \frac{U_{\phi}}{\frac{z_m}{3} + \sqrt{(R_{\phi} + R_{н.з})^2 + (X_{\phi} + X_{н.з} + X_n)^2}},$$

де  $U_{\phi}$  – фазна напруга мережі, В;

$z_T$  – повний опір трансформатора, Ом.

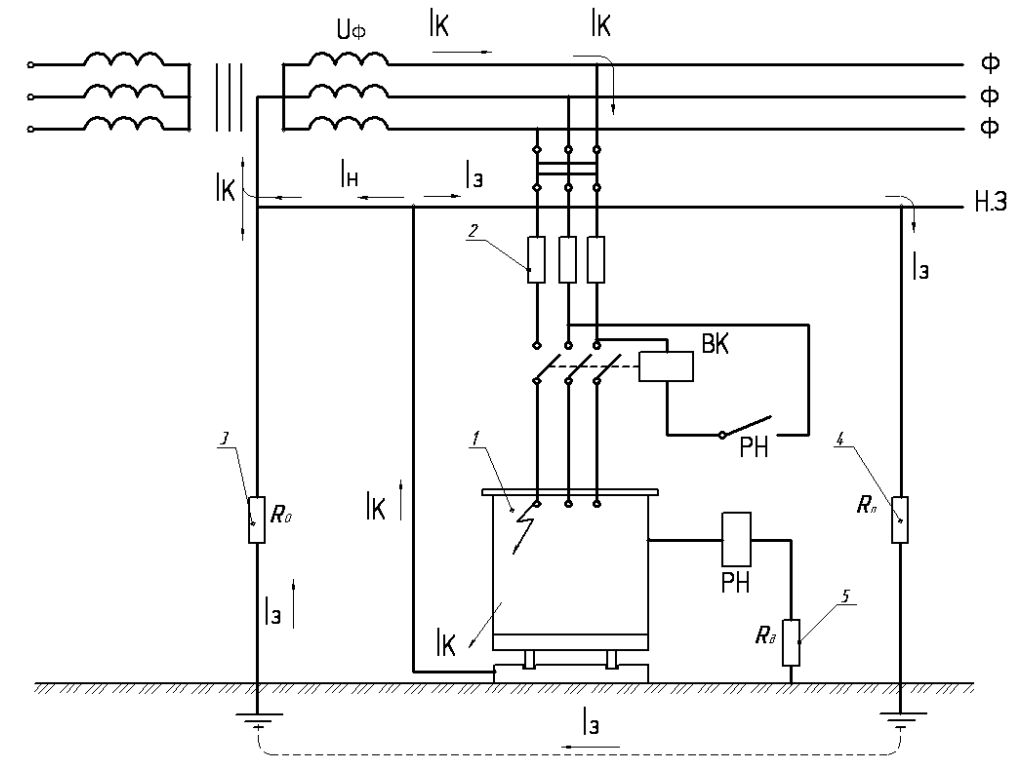
$$I_{\kappa} = \frac{220}{\frac{0,195}{3} + \sqrt{(0,144 + 0,193)^2}} = 547 \text{ А}.$$

Оскільки дійсне значення струму однофазного КЗ (547А) перевищує найменший допустимий за умовами спрацьовування захисту струм (225А), нульовий захисний провідник вибраний вірно, тобто відключаюча здатність системи занулення забезпечена.

Унаслідок віддаленості електродвигуна від живлячого трансформатора можливі випадки відмови занулення. Разом з тим за умовами безпеки потрібне безумовне відключення установки при замиканні фази на корпус, причому напруга дотику  $U_d$  не повинна перевищувати 42В. Для виконання



цих умов забезпечуємо установку захисного відключення (УЗВ), що реагує на потенціал корпусу (рис. 4.2). При цьому використовуємо реле напруги, у якої напруга спрацьовування  $U_c = 30\text{В}$ , активний опір обмотки  $R_p = 400\ \Omega$ , індуктивний опір  $X_p = 200\ \Omega$  [36].



1 – трансформатор; 2 – апарати захисту від струмів КЗ (запобіжники);  $R_{п}$  – опір повторного заземлення нульового проводу;  $R_0$  – опір робочого заземлення нейтралі трансформатору;  $R_{д}$  – опір допоміжного заземлення трансформатору;  $I_k$  – струм короткого замкнення;  $I_з$  – струм замкнення на землю;  $I_н$  – частина струму короткого замкнення, який тече через нульовий захисний провідник; ВК – відключаюча катушка автоматичного вимикача; РН – реле напруги;  $\Phi$  – фазні провідники; Н.З. – нульовий захисний провідник

Рисунок 4.2 – Принципова схема захисного відключення

Знайдемо опір допоміжного заземлення  $r_{в}$ , при якому УЗВ спрацьовуватиме, з рівняння напруги спрацьовування реле  $U_c$ :

$$U_c = U_o \frac{\sqrt{R_p^2 + X_p^2}}{\sqrt{(R_p + r_B)^2 + X_p^2}}$$

де  $R_p$  і  $X_p$  – активний і індуктивний опіри обмотки реле, Ом;

$U_d$  – допустима напруга дотику, В.

Підставляємо відповідні значення в рівняння напруги спрацьовування реле та отримуємо:

$$30 = 42 \cdot \frac{\sqrt{400^2 + 200^2}}{\sqrt{(400 + r_B)^2 + 200^2}};$$

$$1764 \cdot (400^2 + 200^2) = 900 \cdot [(400 + r_B)^2 + 40000];$$

Отже

$$r_B^2 + 800 \cdot r_B - 552000 = 0.$$

Звідки знаходимо опір допоміжного заземлення:

$$r_B = \frac{-800 + 1687,6}{2} = 444 \text{ Ом.}$$

Таким чином, якщо напруга дотику досягне 42 В, то пристрій захисного відключення спрацьовуватиме при опірі допоміжного заземлення  $r_B=444$  Ом.

## **5 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРОЕКТУ**

### **5.1 Організація роботи на ділянці очищення газів**

Для організаційної структури управління приймаємо лінійно-функціональну схему управління цехом. Виробничий майстер газоочисної установки (ГОУ) є адміністративно-технічним керівником робітників своєї ділянки, підпорядковується начальнику зміни і всі питання, що виникають у процесі виробництва, вирішує самостійно. Майстер ГОУ стежить за забезпеченням безперебійної ефективної роботи пилогазоуловлюючих установок цеху, контролює дотримання технологічних параметрів і процесів, виявляє і усуває причини і порушення, забезпечує повне завантаження і правильне використання обладнання, утримання його в справному стані, а також належний порядок і чистоту на робочих місцях і прилеглої до ділянки території.

Оператор ГОУ спостерігає за ходом технологічного процесу очищення газів, контролює показання приладів контролю і регулювання процесу [38].

### **5.2 Планування організації виробничого процесу**

Базовим варіантом є одноступінчата схема очищення, що складається з чотирьох труб Вентурі, чотирьох краплевловлювачів. Труби Вентурі типу ГВПВ-0,100-400 з горловиною діаметром 370 мм. Циклон – краплевловлювач типу (ВТІ). Як спонукачі тяги використовують вентилятори марки ВМ-75/1200-У. Вони служать для відсмоктування технологічних газів від печі і подачі їх на газоочистку. Вентилятор комплектується електродвигуном А-114-4м потужністю 320 кВт, числом оборотів 1480 об/хв. Вентилятори встановлені перед скруббером Вентурі. Початкова запиленість газів складає  $1,8 \text{ г/м}^3$ , кінцева запиленість складає  $0,072 \text{ г/м}^3$ . Ступінь очищення газів від тонкодисперсного пилу по такій схемі складає 96 %. Проте скрубери Вентурі

володіють великим гідравлічним опором (до 10 кПа і вище), тому вони відносяться до розряду високоенергоємних апаратів.

Проектний варіант передбачає комбінований відбір запилених газів зонтом, який встановлений над піччю, і від арки робочого вікна. Кількість газів, що відбираються від місць виділень, регулюється замочно-регулювальною арматурою. Запилене аспіраційне повітря за допомогою повітропроводів прямує у вузол входу «брудного» газу в рукавний фільтр ФРІР-2700 і після тонкого очищення за допомогою димаря викидається в атмосферу. Спонукачем тяги в системі є димотяги ДН-26. Димар металевий діаметром 2220 мм і заввишки 80,0 м. Уловлений в рукавному фільтрі пил при регенерації осідає в бункері, звідки за допомогою шлюзового живильника прямує в систему пилоприбирання. Початкова запиленість газу 1,8 г/м<sup>3</sup>, кінцева запиленість 18 мг/м<sup>3</sup>. Ефективність очищення по такій схемі 99 %.

Виробничі процеси ділянки газоочистки тісно пов'язані з виробничими процесами виплавки сталі.

Відповідно графіку поточних оглядів і капітальних ремонтів основного устаткування складається графік проведення оглядів і ремонтів устаткування газоочисної установки, з якого розраховується кількість днів і годин простою устаткування на огляди і для заміни деталей, що вийшли з ладу. Потім розраховується робота устаткування з урахуванням простоїв. Результати розрахунків зводимо в таблицю 5.1.

Ефективний фонд часу газоочисної установки, год:

$$T_{ef} = T_{кал} - T_{рем},$$

де  $T_{кал}$  – календарний фонд часу роботи газоочистки, год.;

$T_{рем}$  – простої на плановий ремонт, год [39].

Коефіцієнт використання установки у часі:

$$K_{вик} = \frac{T_{ef}}{T_{кал}}.$$

Таблиця 5.1 – Баланс робочого часу газоочисної установки

Показники	Одиниці виміру	Базовий варіант	Проектний варіант
Режим роботи газоочисної установки	—	Безперервний	Безперервний
Календарний час роботи, $T_{\text{кал}}$	дні години	365 $365 \cdot 24 = 8760$	365 $365 \cdot 24 = 8760$
Простої на плановий ремонт, $T_{\text{рем}}$	дні години	20 $20 \times 24 = 480$	15 $15 \times 24 = 360$
Ефективний фонд часу, $T_{\text{еф}}$	дні години	$365 - 20 = 345$ $345 \times 24 = 8280$	$365 - 15 = 350$ $350 \cdot 8 = 8400$
Коефіцієнт використання, $K_{\text{вик}}$	—	$\frac{345}{365} = 0,945$	$\frac{350}{365} = 0,959$

Таким чином, застосування сухого методу очищення дозволяє зменшити простої на планові ремонти і підвищити коефіцієнт використання газоочисної установки в часі на  $(0,959 - 0,945) = 0,014$  або на 1,4 %.

### 5.3 Планування виробничої програми

Річну виробничу потужність газоочисної установки визначасмо за формулою, м<sup>3</sup>/рік:

$$P = N \cdot T_{\text{еф}} \cdot n,$$

де  $N$  – технічна норма продуктивності основного агрегату очисної установки в одиницю часу, м<sup>3</sup>/год. (н. у.);

$T_{\text{еф}}$  – річний фонд ефективного часу роботи газоочисної установки, год.;

$n$  – кількість паралельно працюючих основних апаратів газоочисної установки [39].

По базовому варіанту технічна продуктивність кожної з чотирьох труб Вентурі складає  $41074,4 \text{ м}^3/\text{год}$  (за нормальних фізичних умов – НФУ).

$$P = 41074,1 \times 4 \times 8280 = 1360,375 \times 10^6 \text{ (м}^3/\text{год)}.$$

По проектному варіанту технічна продуктивність рукавного фільтру ФРІР-2700 складає  $245000 \text{ м}^3/\text{ч}$  (при НФУ), тоді

$$P = 250000 \times 8400 = 1380,091 \times 10^6 \text{ (м}^3/\text{год)}.$$

Визначимо розбіжність в продуктивності ділянки по порівнюваних варіантах:

$$\Delta P = \frac{P_{np} - P_{\sigma}}{P_{np}} \times 100 \% = \frac{(1380,091 - 1360,375) \times 10^6}{1380,091} \times 100 \% = 1,43 \%$$

Продуктивність ділянки газоочистки по порівнюваних варіантах не відрізняється більш ніж на 10 %, отже, варіанти можна порівняти.

Кількість уловленого пилу визначаємо з виразу, т:

$$Q = \frac{(Z_1 - Z_2) \times P}{10^6},$$

де  $Z_1$  – запиленість газу до очищення,  $\text{г}/\text{м}^3$ ;

$Z_2$  – запиленість газу після очищення,  $\text{г}/\text{м}^3$ .

По базовому варіанту кількість уловленого пилу дорівнює:

$$Q = \frac{(1,8 - 0,072) \times 1360,375 \times 10^6}{10^6} = 2350,728 \text{ (т)}.$$

По проектному варіанту кількість уловленого пилу дорівнює:

$$Q = \frac{(1,8 - 0,018) \times 1380,091 \times 10^6}{10^6} = 2459,321 \text{ (т)}.$$

У базовому варіанті пил у вигляді шламу не утилізувався.

У проектному варіанті пил утилізується. Приймаємо втрати уловленого продукту при утилізації 10%. Тоді кількість пилу, що утилізується, дорівнює:

$$Q_{ym} = 0,9 \times Q = 0,9 \times 2459,321 = 2213,389 \text{ (т)}.$$

Результати розрахунків зводимо в таблицю 5.2.

Таким чином, застосування сухого методу очищення дозволяє збільшити об'єм газів, що очищаються, в проектному варіанті, а також дозволяє збільшити кількість уловлюваного пилу (різниця між базовим і

проектним варіантом 108,593 т/год пилу), який можна повернути у виробництво. У проектному варіанті на газоочистку не використовується вода, тобто економляться кошти.

Таблиця 5.2 – Производственная программа

Показник	Одиниці виміру	Базовий варіант	Проектний варіант
Річна продуктивність газоочисної установки, $P$	млн. м <sup>3</sup>	1360,375	1380,090
Технічна норма продуктивності, $N$	нм <sup>3</sup> /год.	164296,5	164296,5
Початкова запиленість, $Z_1$	г/м <sup>3</sup>	1,8	1,8
Кінцева запиленість, $Z_2$	г/м <sup>3</sup>	0,072	0,018
Кількість вловленого пилу, $Q$	т	2350,728	2459,321
Кількість утилізованої пилу, $Q_{ум}$	т	–	2213,389
Витрата води на газоочистку, $Q_{від}$	тис. м <sup>3</sup> /рік	1088,3	

#### 5.4 Розрахунок балансу робочого часу та планового фонду оплати праці основних робітників

Графік роботи в базовому та проектному варіанті 3-х змінний ( $n_{зм}$ ) 4-х бригадний ( $n_{бр}$ ), тривалість робочого дня 8 годин.

Календарний фонд часу одного робітника становить

$$T_k = D = 365;$$

$$T_k^ч = D \cdot t_{зм} = 365 \cdot 8 = 2920 \text{ год.}$$

Кількість вихідних днів у році дорівнює:

$$T_{вих} = \frac{T_{кал} \cdot n_{вих}}{n_{бр}} = \frac{T_{кал} \cdot (n_{бр} - n_{зм})}{n_{бр}} = \frac{365 \cdot 1}{4} = 91,25 \cong 92 \text{ дня.}$$

Номінальний (режимний) фонд робочого часу визначається вирахуванням з календарного часу числа неробочих днів згідно з графіком змінності (вихідних):

$$T_{ном} = T_{кал} - T_{вих} = 365 - 92 = 273 \text{ днів};$$

$$T_{ном.}^ч = 273 \cdot 8 = 2184 \text{ год.}$$

Ефективний (корисний) фонд робочого часу визначаємо з виразу:

$$T_{еф} = T_{ном} - T_{невих},$$

де  $T_{невих}$  – невиходи на роботу у зв'язку з відпусткою, хворобою та іншими причинами.

Невихід на роботу:

- тарифна відпустка - 30 днів;
- хвороба - 5 днів;
- учнівська (студентська) відпустка - 0,5 днів;
- інші - 0,5 днів;

$$T_{невих} = 36 \text{ днів};$$

$$T_{еф} = 273 - 36 = 237 \text{ днів};$$

$$T_{еф}^ч = 237 \cdot 8 = 1896 \text{ год.}$$

Коефіцієнт списочності  $K_{сп}$  враховує резерв робітників, необхідних для заміни людей, що знаходяться у відпустці, хворіють, вчаться, які виконують державні обов'язки, і визначається діленням номінального часу роботи на ефективний:

$$K_{сп} = \frac{T_{ном}}{T_{еф}} = \frac{2184}{1896} = 1,152.$$

Результати розрахунків зводимо в таблицю 5.3.

Зробимо розрахунок чисельності основних робітників для проектного варіанту.

Розраховуємо кількість робочих для обслуговування рукавного фільтру, що складається з 16 секцій, і одного димотяга.



Таблиця 5.3 – Баланс робочого часу одного робітника

Елемент балансу	Одиниці виміру	Значення
Календарний час, $T_{кал}$	дні	365
	години	2920
Вихідні дні, $T_{вих}$	дні	925
	години	736
Номінальний час, $T_{ном}$	дні	273
	години	2184
Невиходи на роботу:		
- тарифна відпустка	дні	30
- учнівська відпустка	дні	0,5
- хвороби	дні	5
- інші невиходи	дні	0,5
Всього невиходів $T_{невих}$	дні	36
Ефективний час, $T_{эф}$	дні	237
	години	1896
Коефіцієнт списочності, $K_{сп}$	дні	1,152

Час обслуговування 1 умовної одиниці (однієї секції):  $t_0 = 1,2$  чол-год.

Оскільки апарат (рукавний фільтр) складається з декількох умовних одиниць (16 секцій), то в першу чергу визначаємо час обслуговування одного апарату, чол-год:

$$t = t_0 \cdot K_2,$$

де  $t_0$  – час обслуговування однієї умовної одиниці, чол-год;

$K_2$  – емпіричний коефіцієнт, що дорівнює [39]:

$$K_2 = 1,1^m,$$

де  $m$  – число умовних одиниць в апараті (секцій в рукавних фільтрів).

$$K_2 = 1,1^{16} = 4,595, \text{ тоді} \\ t = 1,2 \times 4,595 = 5,514 \text{ чол-год.}$$

При кількості однотипних агрегатів від двох до п'яти сумарне середньо змінний час обслуговування визначається за формулою:

$$T = t \cdot K_I;$$

де  $t$  – час обслуговування одного газоочисного апарата, чол-год;

$K_I$  – емпіричний коефіцієнт, що дорівнює [39]:

$$K_I = 1,2^n;$$

де  $n$  – кількість апаратів.

Визначаємо сумарний середньо змінний час обслуговування агрегатів:

- для рукавного фільтра

$$T_{p.\phi.} = 5,514 \times 1,2^1 = 6,617, \text{ чол-год/зм.},$$

- для димотяга:

$$T_{\text{дим}} = t \cdot 1,2^n = 0,9 \cdot 1,2^1 = 1,080, \text{ чол-год/зм.},$$

Визначаємо сумарний середньо змінний час обслуговування установки:

$$T_{\text{уст}} = T_{p.\phi.} + T_{\text{дим}}, \text{ чол-год/зм.}$$

$$T_{\text{УСТ}} = 6,617 + 1,080 = 7,697 \text{ чол-год/зм.}$$

Змінне загальну явочну чисельність обслуговуючого персоналу визначаємо за формулою:

$$Ч_{\text{яв}} = \frac{T_{\text{уст}}}{l} \cdot \frac{S}{L}, \text{ чол-год/зм},$$

де  $l$  – задана тривалість зміни, год.;

$S$  – тривалість тижневого циклу роботи обладнання, год.;

$L$  – тривалість робочого тижня, год. [39].

При безперервному 3-х змінному 4-х бригадному графіку:

$$S = 7 \text{ дн} \cdot 24 \text{ год} = 168 \text{ год},$$

$$L = 7 \text{ дн} \cdot 3 \text{ см} \cdot 8 \text{ год} = 168 \text{ год}, \text{ тоді}$$

$$Ч_{\text{яв}} = \frac{7,697}{8} \cdot \frac{168}{168} = 0,962 \text{ чел-ч/см.}$$

Приймаємо  $Ч_{\text{яв}} = 1$  чоловік в зміну.

Добовий склад, чол.:

$$Ч_{\text{доб}} = Ч_{\text{яв}} \cdot n_{\text{зм}},$$

де  $n_{\text{зм}}$  – кількість робочих змін на добу.

$$Ч_{доб} = 1 \cdot 3 = 3, \text{ чол.}$$

Штатний склад основний робочих ділянки газоочистки дорівнює, чол.:

$$Ч_{шт} = Ч_{яв} \cdot (n_{зм} + n_{вих}),$$

де  $n_{зм}$  – кількість працюючих бригад на добу;

$n_{вих}$  – кількість непрацюючих бригад.

$$Ч_{шт} = 1 \cdot (3 + 1) = 4 \text{ чол.}$$

Списочний склад основний робочих ділянки газоочистки становить, чол.:

$$Ч_{сп} = Ч_{шт} \cdot K_{сп}.$$

$$Ч_{СП} = 4 \cdot 1,151 = 4,604 \text{ чол.}$$

Приймаємо  $Ч_{сп} = 5$  чоловік.

Отже, в проектному варіанті в одну зміну працює один оператор ГОУ.

Результати розрахунків зводимо в таблицю 5.4.

Визначаємо плановий фонд оплати праці на рік, грн./рік:

$$\Phi ОП_{пл.} = ЗП_{см} \cdot Ч_{сп} \cdot 12 = 6484,23 \cdot 5 \cdot 12 = 389\,089,8 \text{ грн.}$$

Визначаємо нарахування на заробітну плату. Єдиний соціальний внесок на заробітну плату складає 36,3 %. Тоді:

$$Н_{ФОП} = \Phi ОП_{пл.} \cdot \frac{36,3}{100} = 389\,089,8 \cdot 0,363 = 141\,239,60 \text{ грн./рік.}$$

Таблиця 5.4 – Штатний розклад робочих ділянки газоочистки

Професія	Розряд	Годинна тарифна ставка, грн./год.	Графік роботи	Тривалість зміни, год.	Розстановочний штат, чол.				Резервний склад, чол.	Списочний склад, чол.	
					Бригади						Усього
					1	2	3	4			
Оператор ГОУ	10	15,96	Безперервний	8	1	1	1	1	4	1	5
Всього				8	1	1	1	1	4	1	5

## 5.5 Розрахунок капітальних витрат на очищення газу

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

У загальному вигляді капітальні вкладення включають в себе такі статті витрат:

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

Капітальні вкладення по базовому і проектному варіантам приймаємо з урахуванням технічних рішень газоочистки.

Всі дані по капітальних вкладеннях наведені в таблиці 5.5.

Вартість установки і монтажу нового обладнання приймаємо в розмірі 30% від вартості основного обладнання.

Вартість монтажу комунікацій приймаємо в розмірі 15% від вартості основного обладнання.

Питомі капітальні вкладення, віднесені до 1000 м<sup>3</sup> газів, що очищаються, грн./1000 м<sup>3</sup>:

$$C_{\kappa}^B = 49925600 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 36,7 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

$$C_{\kappa}^{\text{II}} = 59785,615 \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} = 43,32 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

## 5.6 Розрахунок експлуатаційних витрат на очищення газу і уловлювання пилу

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

Таблиця 5.5 – Капітальні вкладення в газоочисні установки

№ п/п	Показники	Базовий варіант			Проектний варіант		
		Кількість, шт.	Ціна за од., грн.	Сума, тис. грн.	Кількість, шт.	Ціна за од., грн.	Сума, тис. грн.
1	Вартість обладнання:			25500			30950
	- труба Вентурі	4	150000	1400	-		
	- краплевлловлювач	4	600000	2400	-		
	- рукавний фільтр	-	-		2	11000 000	22000
	- газоходи (всього)		480000	480		480000	480
	- система подачі зрошувальної рідини		4000000	4000			
	- димососи	2	500 000	1000	2	500000	1000
	- обладнання для шламового господарства			15000			
	- ділянка утилізації вловленого пилу						6250
	- димар	2	610 000	1220	2	610000	1220
- КВП			6387,5			7737,5	
РАЗОМ				31887,5			38687,5
2	Вартість монтажу обладнання	-	-	9566,25			11606,25
3	Вартість монтажу комунікацій	-	-	4783,125			5803,125
4	Витрати на будівлю	-	-	3688,740			3688,740
Всього капітальних вкладень				49925,6			59785,615
Всього капітальних вкладень на 1000 м <sup>3</sup> газу			36,70			43,32	

Річні експлуатаційні витрати на очищення газу визначаються за формулою:

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

де  $\sum_{i=1}^n C_i$  - сума витрат за статтями калькуляції, грн.

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

де  $C_1$  - витрати на основні і допоміжні матеріали;

$C_2$  - витрати на електроенергію, що витрачається на виробничі потреби;

$C_3$  - амортизаційні відрахування від вартості основних фондів;

$C_4$  - основна і додаткова зарплата виробничих робітників;

$C_5$  - відрахування на соціальні заходи;

$C_6$  - витрати на поточний ремонт та утримання основних фондів;

$C_7$  - загальновиробничі витрати.

1) Витрати на основні матеріали, грн.:

$$C_1 = Q_m \cdot C \cdot T_{\text{еф}},$$

де  $Q_m$  - витрата матеріалів на очищення газу;

$C$  - ціна матеріалів, грн.;

$T_{\text{еф}}$  - ефективний фонд часу роботи газоочистки, год. [39].

Витрати на основні матеріали включають в себе всі витрати, пов'язані з очищенням газу. У скрубєрі Вентурі в базовому варіанті зрошення проводиться оборотної технічною водою, тому витрати на очищення в скрубєрі обчислюються, виходячи з витрати води:

$$C^B = K^B \cdot \frac{1000}{P^B} \cdot C,$$

де  $K^B$  – витрата технічної води на рік, м<sup>3</sup>;

$P^B$  – газова виробнича потужність газоочистної установки, м<sup>3</sup>;

$C$  – ціна за 1 м<sup>3</sup> оборотної води, грн.,  $C = 5,227$  грн.;

$$C^B = 1088300 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} \cdot 5,227 = 4,18 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}.$$

Витрати на очищення газу в рукавних фільтрах пов'язані з використанням стисненого повітря і витратами на заміну тканини.

Витрати на використання стисненого повітря:

$$C_{\text{сж.в}}^{\text{п}} = K \cdot \frac{1000}{P^{\text{п}}} \cdot C_{\text{сж.в}}$$

де  $K$  – витрата стисненого повітря на рік,  $\text{м}^3$ ;

$P^I$  – газова постійна потужність газоочисної установки на рік,  $\text{м}^3$ ;

$C_{\text{ст.н}}$  – ціна за  $1 \text{ м}^3$  стисненого повітря, грн,  $C_{\text{ст.н}} = 1,725$  грн;

$$C_{\text{сж.в.}}^I = (280 \cdot 8400) \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} \cdot 1,725 = 2,93 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$$

Витрати на тканину визначаються залежно від вартості  $1 \text{ м}^2$  застосовується для виготовлення рукавів тканини.

Тканина для рукавного фільтра (заміна 1 раз на 5 років) за ціною  $300 \text{ грн./м}^2$ :

$$C_m^n = \left( \frac{2700 + 2700}{5} \right) \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} \cdot 750 = 0,59 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$$

$$C_{\text{мат}}^n = 2,93 + 0,59 = 3,52 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$$

**Розрахунок енергетичних витрат.** Енергетичні витрати на експлуатацію скрубберів Вентурі (базовий варіант) включає в себе витрати на транспортування газу, на подачу зрошувальної води і витрати на освітлення шламової води.

Енергетичні витрати на транспортування газу, віднесені до  $1000 \text{ м}^3$  газу, що очищається,  $\frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$ :

$$C_{\text{тр.б.е}}^B = T_{\text{еф.б.}} \cdot r \cdot l \cdot N^B,$$

де  $T_{\text{еф}}^B$  – ефективний час роботи газоочисної установки, г;

$r$  – вартість електроенергії;  $r = 3,397 \frac{\text{грн}}{\text{кВт} \cdot \text{ч}}$ ;

$l$  – коефіцієнт, враховуючий зміст обслуговуючого персоналу,  $l = 1,1$ ;

$N^B$  – потужність електродвигуна:  $N^B = 1000$  кВт;

$P^B$  – річна виробнича потужність газоочисної установки,  $\text{м}^3$ .

$$C_E^{mp^B} = 8280 \cdot 3,397 \cdot 1,1 \cdot 1000 \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 22,74 \frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$$

Енергетичні витрати на подачу зрошувальної води, віднесені до  $1000 \text{ м}^3$  газу,  $\frac{\text{грн}}{1000 \text{ м}^3}$ :

$$C_{op.B.}^e = \frac{r \cdot l_1 \cdot K_3 \cdot \Delta P_{ж.} \cdot m}{3,6 \cdot 10^6 \cdot \eta_H}$$

де  $l_1$  – коефіцієнт, враховуючий витрати на зміст насосного господарства,  $l_1 = 1,05$ ;

$K_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $K_3 = 1,2$ ;

$\Delta P_{ж.}$  – тиск зрошувальної рідини,  $\Delta P_{ж.} = 300000$  Па;

$\eta_H$  – коефіцієнт корисної дії насосу,  $\eta_H = 0,9$ ;

$m$  – питома витрата зрошувальної води,  $m = 1$  л/м<sup>3</sup>;

$$C_E^{зрB} = \frac{3,397 \cdot 1,05 \cdot 1,2 \cdot 300000}{3,6 \cdot 10^6 \cdot 0,9} \cdot 1 = 0,396 \frac{грн}{1000 м^3}$$

Енергетичні витрати на освітлення шламової води розраховуються у наступному порядку:

- кількість води, яка витікає з газоочисного апарата, м<sup>3</sup>/Г;

$$Q_B^{OC} = \frac{Q_0 \cdot z_2}{\varepsilon \cdot \chi} \cdot 10^{-3} \cdot T_{ef},$$

де  $Q_0$  – витрата газу, що проходить очистку при н.у.,  $Q = 250000$  м<sup>3</sup>/Г;

$z_2$  – кількість пилу в газі після очистки, г/м<sup>3</sup>;

$\varepsilon$  – коефіцієнт ступення;  $\varepsilon = 0,7$ ;

$\chi$  – допустимий зміст твердої фази у воді подаваної на зрошення, приймаємо  $\chi = 0,2$  кг/м<sup>3</sup>.

$$Q_B^{OC} = \frac{250000 \cdot 0,072}{0,7 \cdot 0,2} \cdot 10^{-3} \cdot 8280 = 1064571,43 \text{ м}^3/\text{Год.}$$

Вартість освітлення цієї кількості води, грн.:

$$C_{oc}^B = Q_{oc}^{OC} \cdot C_{oc},$$

де  $C_{oc}$  – тариф за освітлення 1 м<sup>3</sup> води;  $C_{oc} = 0,9$  грн.;

$$C_{oc}^B = 1064571,43 \cdot 0,9 = 958114,29 \text{ грн.}$$

Витрати на освітлення шламової води, віднесені до 1000 м<sup>3</sup> очищених газів,  $\frac{грн}{1000 м^3}$ :



$$C_{oc}^{1B} = 958114,29 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 0,7 \frac{грн}{1000м^3}.$$

Загальні енергетичні витрати на очистку у скрубєрі Вентурі,  $\frac{грн}{1000м^3}$ :

$$C_{\mathcal{E}}^B = C_E^{mp.B} + C_{зр}^B + C_{oc}^{1B};$$

$$C_E^B = 22,74 + 0,396 + 0,7 = 23,836 \frac{грн}{1000м^3}.$$

Витрати на експлуатацію рукавного фільтра включає в себе витрати на транспортування газу, віднесені до 1000 м<sup>3</sup> очищених газів, :  $\frac{грн}{1000м^3}$

$$C_E^{\Pi} = T_{ef}^{\Pi} \cdot r \cdot l \cdot N^{\Pi} \cdot \frac{1000}{\Pi^n},$$

де  $N^{\Pi}$  – потужність електродвигуна,  $N^{\Pi} = 1000$  кВт;

$$C_E^{\Pi} = 8400 \cdot 3,397 \cdot 1,1 \cdot 1000 \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} = 22,74 \frac{грн}{1000м^3}.$$

### **Амортизаційні відрахування від вартості основних фондів.**

Амортизаційні відрахування визначаються множенням вартості основних фондів на відповідні норми амортизаційних відрахувань.

Амортизаційні відрахування від вартості будівель складають (при нормі амортизації 5%):

- за базовим варіантом:

$$A_{\text{вд.}}^B = 3688,740 \cdot 0,05 = 184,437 \text{ тис. грн};$$

- за проектним варіантом:

$$A_{\text{вд.}}^{\Pi} = 3688,740 \cdot 0,05 = 184,437 \text{ тис. грн.}$$

Амортизаційні відрахування від вартості КВП складають (при нормі амортизації 25%):

- за тривалим варіантом:

$$A_{\text{КВП}}^B = 6387,5 \cdot 0,25 = 1596,88 \text{ тис. грн};$$

- за проектним варіантом:

$$A_{\text{КВП}}^{\Pi} = 7737,5 \cdot 0,25 = 1934,375 \text{ тис. грн.}$$

Амортизаційні відрахування становлять від вартості обладнання (апарата очищення, насоса, димотяга та бункерів) при нормі амортизації 15%:

$$A_{оф}^B = 25500 \cdot 0,15 = 3825 \text{ тис. грн};$$

$$A_{оф}^П = 30950 \cdot 0,15 = 4642,5 \text{ тис. грн.}$$

Сумарні амортизаційні відрахування, грн. .:

$$\sum A = A_{б\text{уд.}} + A_{КВ\text{П}} + A_{оф};$$

$$\sum A^B = 184,437 + 1596,88 + 3825 = 5606,32 \text{ тис. грн};$$

$$\sum A^П = 184,437 + 1934,375 + 4642,5 = 6761,312 \text{ тис. грн.}$$

Амортизаційні відрахування, віднесені до 1000 м<sup>3</sup> очищеного газу:

$$\sum A^B = 5606320 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 4,12 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3};$$

$$\sum A^П = 6761312 \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} = 4,89 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

### **Витрати на оплату праці та соціальне страхування працівників цеху.**

1) Основна заробітна плата працівників:

$$C_{зп.осн}^B = C_{зп.осн}^П = 221,028 \text{ тис. грн};$$

$$C_{зп.осн.уд}^B = C_{зп.осн.уд}^П = 0,160 \text{ грн}/1000\text{м}^3;$$

2) Додаткова заробітна плата працівників:

$$C_{зп.дод}^B = C_{зп.дод}^П = 168,062 \text{ тис. грн.}$$

$$C_{зп.дод.уд}^B = C_{зп.дод.уд}^П = 0,122 \text{ грн}/1000\text{м}^3;$$

3) Відрахування на соцстраховку:

$$C_{соц}^B = C_{соц}^П = 141,239 \text{ тис. грн.}$$

$$C_{соц.уд}^B = C_{соц.уд}^П = 0,102 \text{ грн}/1000\text{м}^3.$$

**Витрати на ремонт та експлуатацію основних засобів.** Витрати на ремонт та експлуатацію основних засобів становлять 15% від величини сумарних амортизаційних відрахувань від вартості основних фондів, грн:

$$C_{т.р.} = 0,15 \cdot \sum A;$$

$$C_{р.}^B = 0,15 \cdot 5606320 = 840,95 \text{ тис. грн};$$

$$C_{P.}^n = 0,15 \cdot 6761312 = 1014,1968 \text{ тис. грн.}$$

Витрати на ремонт, віднесені до  $1000 \text{ м}^3$  очищеного газу  $\frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}$ :

$$C_{T.P.} = C_{T.P.} \cdot \frac{1000}{\Pi};$$

$$C_{T.P.}^B = 840950 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 0,62 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3};$$

$$C_{T.P.}^n = 10141968 \cdot \frac{1000}{1380,090 \cdot 10^6} = 0,73 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

**Інші витрати.** Інші витрати складаються з витрат на різного роду послуги та допоміжні матеріали.

Інші витрати становлять 25% від суми витрат на ремонт і сумарних амортизаційних відрахувань від вартості основних фондів:

$$C_{\epsilon} = 0,25 \cdot (\sum A + C_{T.P.});$$

$$C_{\epsilon}^B = 0,25 \cdot (5606,320 + 840,95) = 1611,82 \text{ тис. грн};$$

$$C_{\epsilon}^n = 0,25 \cdot (6761,312 + 1014,1968) = 1943,877 \text{ тис. грн.}$$

Інші витрати, віднесені до  $1000 \text{ м}^3$  очищеного газу:

$$C_{\epsilon}^B = 1611820 \cdot \frac{1000}{1360,375 \cdot 10^6} = 1,18 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3};$$

$$C_{\epsilon}^n = 1943877 \cdot \frac{1000}{1380,09 \cdot 10^6} = 1,40 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

**Економія від утилізації пилу.** Розрахунок економії від утилізації пилу в процесі очистки газів виконується тільки по проектному варіанту, так як в базовому не передбачена утилізація вловленого пилу. Розрахунок здійснюється на підставі обсягу утилізованих продуктів на рік і відпускних цін, грн:

$$\mathcal{E}_{ym} = Q_{ym} \cdot \mathcal{C},$$

де  $Q_{ym}$  – кількість утилізованого пилу,  $m$ ;

$\mathcal{C}$  – відпускна ціна за  $1 m$ ,  $\mathcal{C} = 925$  грн;

$$\mathcal{E}_{\text{ум}}^{\text{II}} = 2213,389 \cdot 925 = 2047,384 \text{ тис. грн.}$$

Економія від утилізованого пилу, віднесена до 1000 м<sup>3</sup> очищених газів:

$$C_{\text{ум}}^{\text{II}} = 2047384 \cdot \frac{1000}{1380,09 \cdot 10^6} = 1,48 \frac{\text{грн}}{1000\text{м}^3}.$$

Результати заносимо у таблицю 5.6.

Таблиця 5.6 – Витрати на очистку 1000 м<sup>3</sup> газу

№ п/п	Найменування статей витрат	Варіант			
		Базовий		Проектний	
		Величи- на на 1000м <sup>3</sup> газу, грн.	Величи- на на весь об'єм, тис.грн	Величи- на на 1000м <sup>3</sup> газу, грн	Величи- на на весь об'єм, тис.грн
1	Матеріальні витрати	4,18	5686,368	3,52	4857,917
2	Електроенергія	23,836	32425,898	22,74	31383,247
3	Заробітна плата робітників				
	– основна	1,160	221,028	1,160	221,028
	– додаткова	0,122	168,062	0,122	168,062
4	Відрахування на соцстраховку	0,102	141,239	0,102	141,239
5	Амортизаційні відрахування від вартості основних фондів	4,12	5606,320	4,89	6761,312
6	Витрати на ремонт та утримання основних фондів	0,62	840,95	0,73	1014,1968
7	Інші виробничі витрати	1,18	1611,82	1,4	1943,877
8	Разом витрат	<b>35,32</b>	<b>46701,69</b>	<b>34,664</b>	<b>46490,88</b>
9	Економія від утилізації пилу	-	-	1,48	2047,384
10	Разом витрат з урахуванням економії	<b>35,32</b>	<b>46701,69</b>	<b>33,184</b>	<b>44443,496</b>

## 5.7 Техніко-економічне обґрунтування проекту очищення технологічних газів електросталеплавильного цеху

Економічне обґрунтування доцільності прийнятих рішень зводиться до розрахунку і порівнянні техніко-економічних показників за варіантами. Економія на витратах з очищення виходить за допомогою запропонованих рішень та рекомендується як першорядного чинника для обґрунтування ефективності заходів.

Економічне обґрунтування доцільності прийнятих рішень зводиться до розрахунку і зіставлення техніко-економічних показників по варіантах.

Річний економічний ефект [39]:

$$\mathcal{E}_z = [(C_{y\partial}^{\text{б}} + E_n \cdot K_{y\partial}^{\text{б}}) - (C_{y\partial}^{\text{п}} + E_n \cdot K_{y\partial}^{\text{п}})] \cdot P^{\text{п}}, \text{ грн},$$

де  $C_{y\partial}^{\text{б}}$  і  $C_{y\partial}^{\text{п}}$  – витрати на 1000 м<sup>3</sup> газу, що очищається, відповідно по базовому і проектному варіантам, грн.;

$K_{y\partial}^{\text{б}}$  і  $K_{y\partial}^{\text{п}}$  – відповідно питомі капітальні вкладення по базовому і проектному варіантам, грн.;

$E_n$  – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень, грн./грн.;

$P^{\text{п}}$  – річна виробнича потужність газоочисної установки по проектному варіанту, м<sup>3</sup>

$$\mathcal{E}_z = [(35,32 + 0,18 \cdot 36,70) - (33,184 + 0,18 \cdot 43,32)] \cdot 1380,09 \cdot 10^6 / 1000 = 1302,804 \text{ тис. грн}$$

Розрахунковий термін окупності визначається по формулі:

$$T_{\text{ок.р.}} = \frac{K^{\text{п}}}{(C_{y\partial}^{\text{б}} - C_{y\partial}^{\text{п}}) P^{\text{п}}}, \text{ роки.}$$

$$T_{\text{ок.р.}} = \frac{(59785,615 - 49925,6) \cdot 1000 \cdot 1000}{(35,32 - 33,184) \cdot 1380,09 \cdot 10^6} = 3,34 \text{ років.}$$

Коефіцієнт економічної ефективності капітальних вкладень рівний:

$$E_p = \frac{1}{T_{\text{ок}}} = \frac{1}{3,34} = 0,29 \frac{\text{грн}}{\text{грн}}.$$

Пропонований проект є економічно вигідним, оскільки розрахункові показники знаходяться в межах нормативних.

В результаті розрахунку отримані наступні техніко-економічні показники, які приведені в таблиці 5.7.

Таблиця 5.7 – Основні техніко-економічні показники роботи газоочисної установки електросталеплавильного цеху

№ п/п	Найменування Показника	Одиниці виміру	Варіант	
			Базовий	Проектний
1	Річна виробнича потужність установки	млн. м <sup>3</sup>	1360,375	1380,090
2	Вміст пилу в газі: - до очищення - після очищення	г/м <sup>3</sup>	1,8 0,072	1,8 0,018
3	Капітальні вкладення	тис. грн.	49925,6	59785,615
4	Витрати на очищення 1000 м <sup>3</sup> газу	грн	35,32	34,664
5	Економія від утилізації пилу на 1000 м <sup>3</sup> газу	грн.	—	1,48
6	Витрати на очищення 1000 м <sup>3</sup> газу з урахуванням економії	грн.	35,22	33,184
7	Річний економічний ефект	тис. грн	—	1302,804
8	Термін окупності додаткових капітальних вкладень	років	—	3,34
9	Економічна ефективність капітальних вкладень	$\frac{\text{грн}}{\text{грн}}$	—	0,29

## ВИСНОВКИ

1. У дипломному проекті проаналізована технологія виплавки сталі в електродугових печах з точки зору утворення і виділення шкідливих речовин.

2. На основі характеристики пилогазових викидів електродугової печі, їх кількості і складу, обрано систему очищення газів від пилу сухим способом з використанням рукавного фільтру типа ФРІР-2700 з імпульсною регенерацією рукавів. Ефективність вловлювання складає за результатами розрахунків 99%. Проведено аеродинамічний розрахунок газоочисного тракту, опір якого склав 4040,48 Па, а також вибрано димотяг марки ДН–26.

3. В результаті запропонованих заходів щодо очищення газів електросталеплавильного цеху можливо отримати річний економічний ефект у розмірі 1302,804 тис. грн. Додаткові капітальні вкладення підприємство окупить за 3,34 роки за рахунок зниження експлуатаційних витрат. Коефіцієнт економічної ефективності капітальних вкладень за результатами розрахунку склав 0,29, що вище нормативного. Таким чином, запропоновані заходи є економічно ефективними і доцільними.

4. Розглянуті потенційно небезпечні і шкідливі чинники виробничого середовища електросталеплавильного цеху і дана оцінка чинників виробничого середовища робочого місця сталевару пічного прольоту, виконані технічні рішення по виробничій санітарії, розглянуті заходи щодо техніки електробезпеки, пожежної та техногенної безпеки. Виконаний розрахунок захисного занулення електродвигуна машини завалень електродугової печі та захисного відключення установки при замиканні фази на корпус.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Осипенко В.Д., Егоричев А.П., Максимов Б.Н. Отвод и обеспыливания газов дуговых сталеплавильных печей. М. : Metallurgiya, 1985. 104с.
2. Тимонин А.С. Инженерно-экологический справочник. Т. 1. Калуга : Издательство Н. Бочкаревой, 2003. 917 с.
3. Старк С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве. М. : Metallurgiya, 1990. - 400 с.
4. Алиев Г.М. Техника пылеулавливания и очистки промышленных газов: Справочник. М. : Metallurgiya, 1986. 312 с.
5. Денисов С.И. Улавливание и утилизация пылей и газов (на предприятиях черной металлургии). Київ : Вища школа, 1992. 333 с.
6. Белоконь К. В., Остафійчук О.А., Зануда Т. О., Плахотня К. О. Аналіз методів очистки газів в умовах електросталеплавильного виробництва. V Міжнародна науково-практична конференція студентів, магістрантів та аспірантів «Галузеві проблеми екологічної безпеки» Харків : ХНАДУ, 2019. С. 186-189.
7. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М. : ИКЦ «Академкнига», 2005. 767 с.
8. Воденніков С.А., Галицький Ю.П., Воденнікова О.С. Теорія та технологія електросталеплавильних процесів : навчально-методичний посібник для студентів спеціальності 6.090401 «Металургія чорних металів». Запоріжжя : ЗДІА, 2008. 1241 с.
9. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в основных дуговых печах. З. : ОАО Днепроспецсталь, 1990. 586 с.
10. Чуйко Н.М., Чуйко А.Н. Теория и технология электроплавки : учебное пособие. Донецк : Вища школа, 1983. 248 с.
11. Поволоцкий Д.Я., Роцин В.Е. Электрометаллургия стали и ферросплавов. М. : Metallurgiya, 1984. 488 с.



12. Горобец В.Г., Гаврилова В.Н. Производство стали в дуговой печи. М. : Metallurgia, 1986. 204 с.
13. Никольский А.Е., Зинуров И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов : учебное пособие для вузов. М. : Metallurgia, 1993. 272 с.
14. Самохвалов Г.В., Черныш Г.И. Электрические печи черной металлургии : уч. пособие для вузов. М. : Metallurgia, 1984. 232с.
15. Технический каталог оборудования и услуг. Запорожье : ООО Научно-производственное Предприятие «Днепроэнергосталь», 2002. 52 с.
16. Белоконь К. В., Остафійчук О. А. Проект системи сухої очистки газів електросталеплавильного виробництва з утилізацією вловленого пилю. XXIV Науково-технічна конференція студентів, магістрантів, аспірантів, молодих вчених та викладачів. Проблеми сучасного будівництва, екологічної безпеки та охорони праці. Запоріжжя: П ЗНУ, 2019. Т. 2 С. 127.
17. Осипенко В.Д., Безбабный С.Г., Манидин В.С. Технические решения по проектированию газоочистных установок малотоннажных технологических агрегатов по переработке вторичного сырья. *Чёрная металлургия*. Бюллетень научно-технической и экономической информации, 2006. Выпуск 10 (1282), с. 79-83.
18. Коузов П.А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельчённых материалов. Л. : Химия, 1971. 280 с.
19. Теверовский Б.З. Расчеты устройств для очистки промышленных газов от пыли : учеб. пособие. К. : УМК ВО, 1991. 92 с.
20. ООО НПП «Днепроэнергосталь». СПЦ-1. Газоочистка установок ЭП №1,2. Пояснительная записка. Запорожье, 2008г. 52с.
21. Мочан С.И. Аэродинамический расчёт котельных установок (нормативный метод). Л. : Энергия, 1977 256 с.
22. Донецкий завод вентиляционного оборудования. Каталог, 2007 г. ЗАО ЗВО «Донвентилятор. 271с.
23. Беренда Н.В., Рыжков В.Г. Механика жидкости и газа.

Методические указания к курсовой работе для студентов ЗГИА специальности МЧМ специализации «Охрана труда и экология металлургического производства» дневной формы обучения. Запорожье : ЗГИА, 2004. 54 с.

24. Юрьев А.С. Справочник по гидравлическим расчётам вентиляционных систем. С.-Пб., АНО НПО «Мир и семья», 2001. 1154 с.

25. 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.

26. Павлюк Ю.С. Методичні вказівки до розрахунку газового тракту газоочисної системи в курсових проектах спецдисциплін і дипломному проектуванні для студентів денної та заочної форми навчання спеціальності 7.090409. Запоріжжя, 2002. 21с.

27. Гудим Ю.А., Голубев А.А. Безотходная утилизация побочных продуктов электросталеплавильного производства.

28. <http://www.uran.donetsk.ua/~masters/2009/fizmet/silchenko/library>.

29. [http://emchezgia.ru/ekologiya/15\\_pererabotka\\_staleplavilnoi\\_pyli.php](http://emchezgia.ru/ekologiya/15_pererabotka_staleplavilnoi_pyli.php).

30. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. М. : «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. 528с.

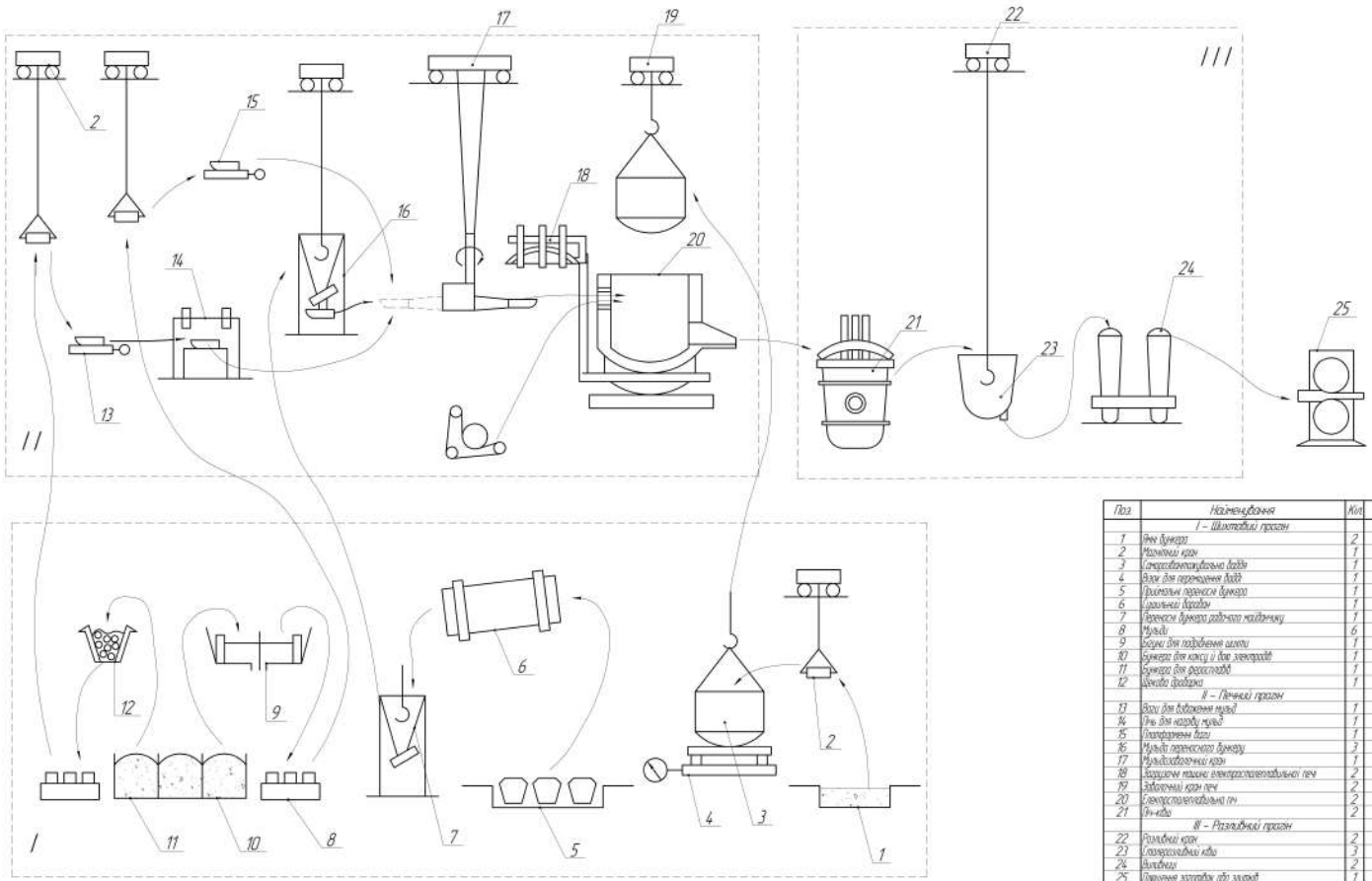
31. Гребеник В.М., Иванченко Ф.К., Ширяев В.И. Расчёт металлургических машин и механизмов. Киев : Выща школа, 1988. 448 с.

32. Корж А.Т., Голубов А.Ф. Особенности технологии подсушки шламов известью. Чёрная металлургия : Бюл. ЦНИИЧермет. 1971 № 5. С. 49-50.

33. Ефанов П.Д., Берг И.А. Охрана труда и техника безопасности в сталеплавильном производстве. М. : Металлургия, 1987. 230с.

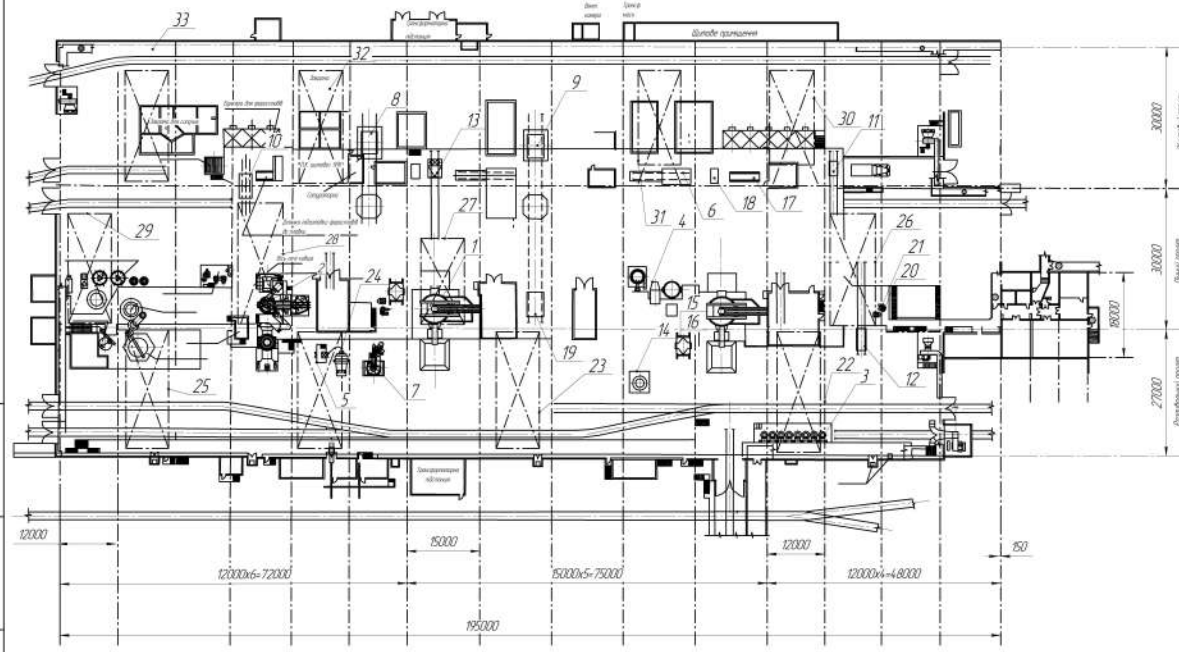
34. Трахтенберг А.М., Коршун М.М., Чебанова О.В. Гигиена труда и производственная санитария. К. : Киев, 1997. 462с.

35. Кузнецов Б.В. Электробезопасность при эксплуатации электроустановок. Мн. : Беларусь, 1987. 479 с.
36. Аханченко А.Г. Пожарная безопасность в черной металлургии. М. : Металлургия, 1991. 132с.
37. Єгупов Ю.А. Організація виробництва на промисловому підприємстві. Навчальний посібник. К. : Центр навчальної літератури, 2006. 488 с.
38. 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.
39. Іващенко О.В. Методичні рекомендації до виконання організаційно-економічної частини дипломного проекту для студентів ЗДІА спеціальності 7.090401. Запоріжжя, 2004. 32 с.



Поз.	Наименование	Кол.	Примеч.
<b>I - Шихтовый процесс</b>			
1	Ванн бункера	2	
2	Раздаточный кран	1	
3	Саморазравнивающий диск	1	
4	Ванн для переключения диска	1	
5	Раздаточный переключатель бункера	1	
6	Средний бункер	1	
7	Горелочный бункер для подачи топлива	1	
8	Уплотнитель	6	
9	Бункер для подачи топлива	1	
10	Бункер для подачи топлива	1	
11	Бункер для подачи топлива	1	
12	Уплотнитель бункера	1	
<b>II - Личный процесс</b>			
13	Ванн для подачи топлива	1	
14	Ванн для подачи топлива	1	
15	Уплотнитель диска	1	
16	Уплотнитель переключателя	2	
17	Уплотнительный кран	1	
18	Уплотнительный кран	2	
19	Уплотнительный кран	2	
20	Уплотнительный кран	2	
21	Уплотнительный кран	2	
<b>III - Раздаточный процесс</b>			
22	Раздаточный кран	2	
23	Уплотнительный кран	3	
24	Уплотнитель	2	
25	Уплотнитель для заливки	1	

ФБЦ Д.2. 180221. 100 СХ				Лист 1		Из всего 11	
Исполн.	Провер.	Дата	Место	Проект	Система	Срок	Статус
Д.2	Д.2	Д.2	Д.2	Техническая система	Система	Срок	Статус
Д.2	Д.2	Д.2	Д.2	Техническая система	Система	Срок	Статус
Д.2	Д.2	Д.2	Д.2	Техническая система	Система	Срок	Статус



№	Наименование	Количество	Прим.
1	ФБЦ Д.2. 180221.201 Электроустановка гн Д07-50	2	
2	ФБЦ Д.2. 180221.202 Гн-щиты	1	
3	ФБЦ Д.2. 180221.203 Дилка разбивки стая у дилдичи	1	
4	ФБЦ Д.2. 180221.204 Дилка позитивной сработки стая	1	
5	ФБЦ Д.2. 180221.205 Дилка негативного парарубаня	1	
6	ФБЦ Д.2. 180221.206 Гн для прокаривания ферослабд	2	
7	ФБЦ Д.2. 180221.207 Гнет сдичи по дистанционного газаруби кобий	1	
8	ФБЦ Д.2. 180221.208 Ваги №1	1	
9	ФБЦ Д.2. 180221.209 Ваги №2	1	
10	ФБЦ Д.2. 180221.210 Ваок моторный шенсробд	1	
11	ФБЦ Д.2. 180221.211 Ваок	1	
12	ФБЦ Д.2. 180221.212 Ваок передаточный	1	
13	ФБЦ Д.2. 180221.213 Спржичба кибдична машина	1	
14	ФБЦ Д.2. 180221.214 Заградична машина	1	
15	ФБЦ Д.2. 180221.215 Букер для вагча	2	
16	ФБЦ Д.2. 180221.216 Пастачент	2	
17	ФБЦ Д.2. 180221.217 Сленак для мульд	1	
18	ФБЦ Д.2. 180221.218 Ваги для мульд	2	
19	ФБЦ Д.2. 180221.219 Ваги диддичи	2	
20	ФБЦ Д.2. 180221.220 Сленак для забичуданя електродд	2	
21	ФБЦ Д.2. 180221.221 Сленак для захички електродд	2	
22	ФБЦ Д.2. 180221.222 Кран електромагнетоды 100/20т	1	
23	ФБЦ Д.2. 180221.223 Кран електромагнетоды 100/20т	1	
24	ФБЦ Д.2. 180221.224 Кран електромагнетоды 10т	1	
25	ФБЦ Д.2. 180221.225 Кран електромагнетоды 100/20т	1	
26	ФБЦ Д.2. 180221.226 Кран електромагнетоды 75/20т	1	
27	ФБЦ Д.2. 180221.227 Кран електромагнетоды 50/12,5т	1	
28	ФБЦ Д.2. 180221.228 Кран електромагнетоды мульдзобичанны 5/20т	1	
29	ФБЦ Д.2. 180221.229 Кран електромагнетоды 75/20т	1	
30	ФБЦ Д.2. 180221.230 Кран електромагнетоды мульд-мезичны 100/20т	1	
31	ФБЦ Д.2. 180221.231 Кран електромагнетоды мезичны 10т	1	
32	ФБЦ Д.2. 180221.232 Кран електромагнетоды мезично-дресичерны 10/10т	1	
33	ФБЦ Д.2. 180221.233 Кран електромагнетоды мезично-дресичерны 10/10т	1	

ФБЦ Д.2. 180221.200.38

№	Имя	Место	Дата
1	Иванов И.И.	Инженер	14.07
2	Петров П.П.	Инженер	
3	Сидоров С.С.	Инженер	

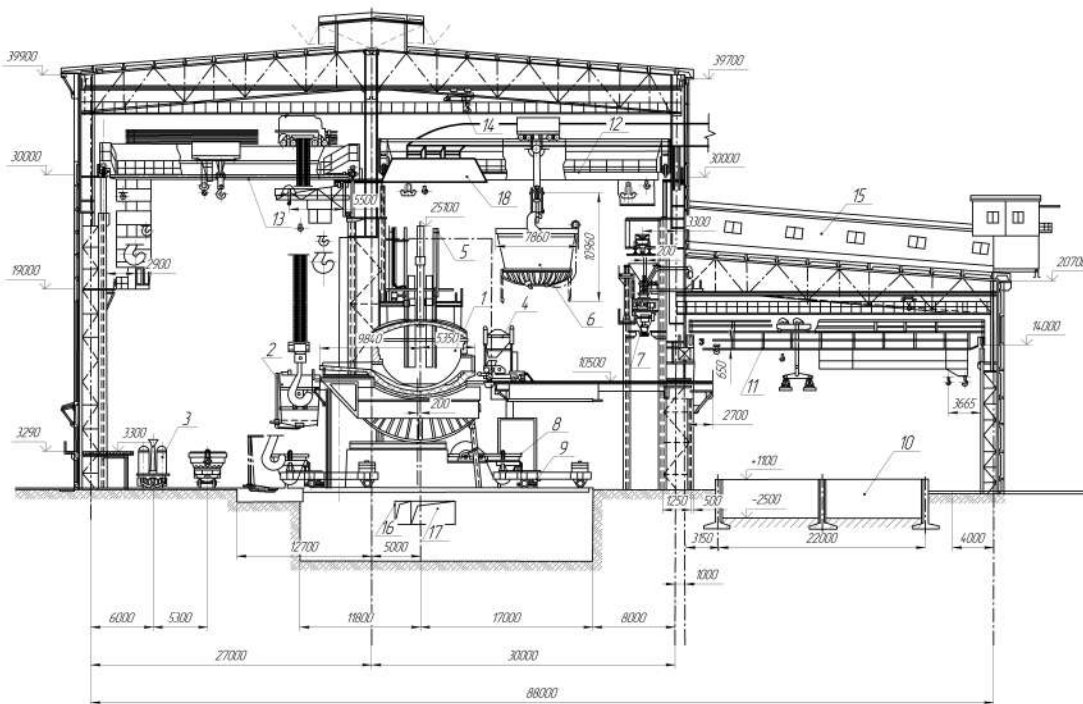
Итого: 14.07

Исполнитель: [Signature]

Место: [Signature]

Дата: 14.07.2021

ФБЦ Д.2.180221.300.38

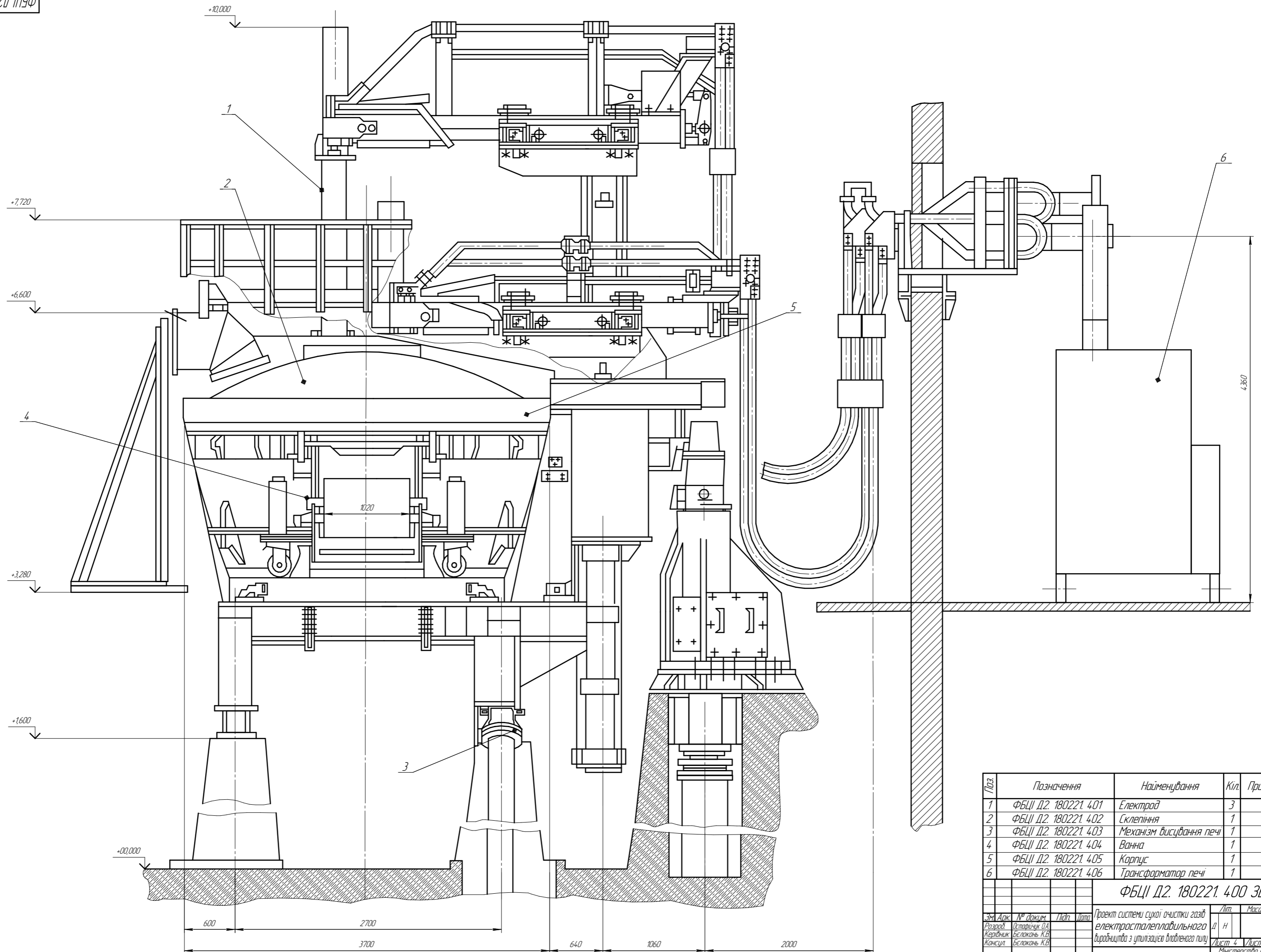


Поз.	Позначения	Наименования	Кол.	Прим.
1	ФБЦ Д.2.180221.301	Электродрова пч ДП-25	2	
2	ФБЦ Д.2.180221.302	Клиш	2	
3	ФБЦ Д.2.180221.303	Узелки сиромого дозавана	2	
4	ФБЦ Д.2.180221.304	Машина для забаватания металов	2	
5	ФБЦ Д.2.180221.305	Установка для Меденна кисти в пч	2	
6	ФБЦ Д.2.180221.306	Корина для забаватания шмота	2	
7	ФБЦ Д.2.180221.307	Электровагон-вази	2	
8	ФБЦ Д.2.180221.308	Шкафовый киби	2	
9	ФБЦ Д.2.180221.309	Ванн для пробирания шмота	2	
10	ФБЦ Д.2.180221.310	Загора для металов шмота	4	
11	ФБЦ Д.2.180221.311	Машинно-траверсный кран	2	
12	ФБЦ Д.2.180221.312	Мульдзавалочный кран	2	
13	ФБЦ Д.2.180221.313	Разливальный кран	2	
14	ФБЦ Д.2.180221.314	Тельфер	2	
15	ФБЦ Д.2.180221.315	Панельное дозаво + Аббана ступичи металов на цепу обжигу вагона	1	
16	ФБЦ Д.2.180221.316	Кабельный тачень	1	
17	ФБЦ Д.2.180221.317	Шинный тачень	1	
18	ФБЦ Д.2.180221.318	Полнришный зонит	2	

ФБЦ Д.2.180221.300.38

ФБЦ Д.2.	Код	Имя	Место	Имя	Место	Имя	Место
ФБЦ Д.2.	1200	Имя	Место	Имя	Место	Имя	Место

Имя Место Имя Место Имя Место Имя Место

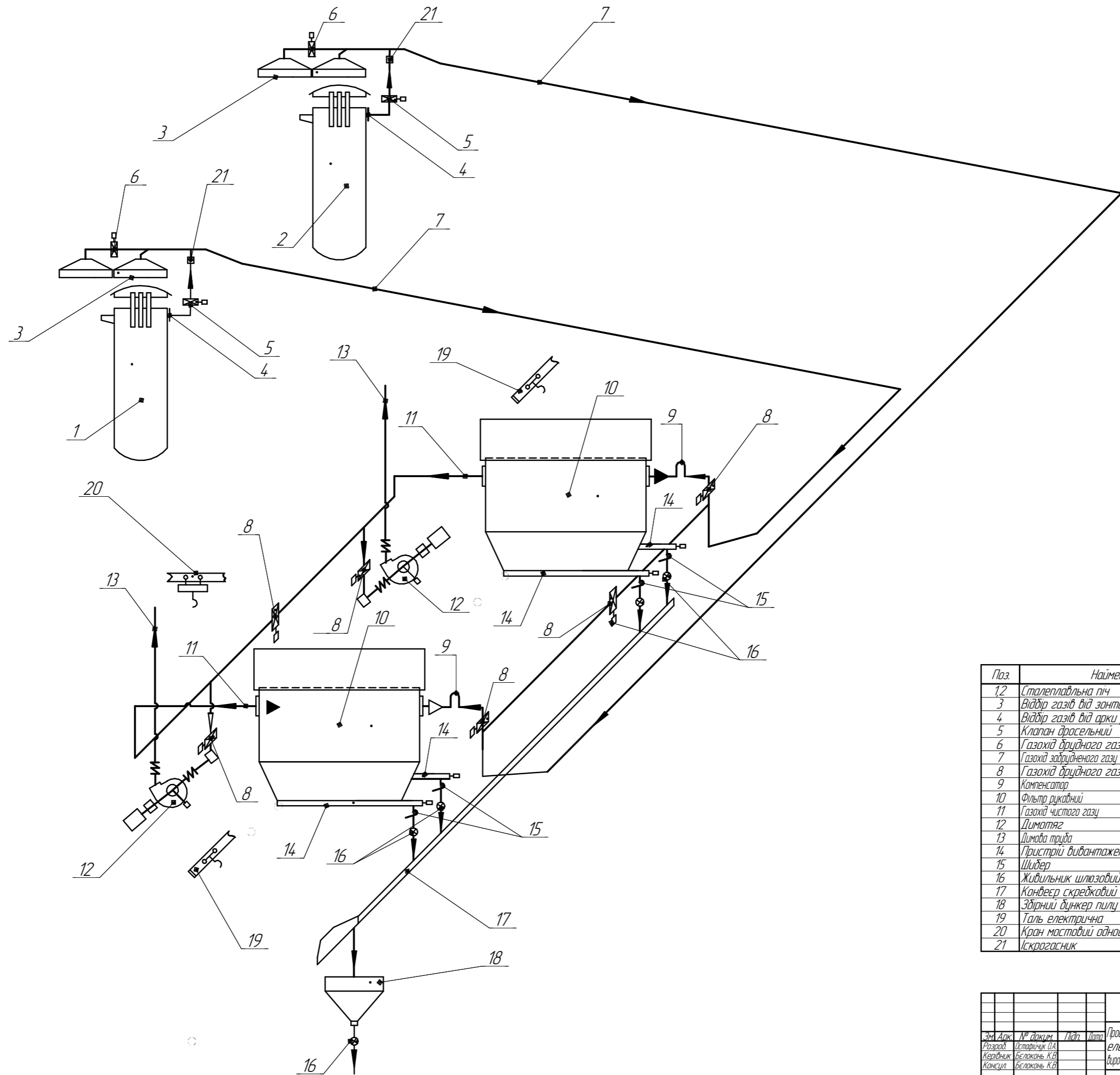


Поз.	Позначення	Найменування	Кіл.	Примітка
1	ФБЦІ Д2. 180221.4.01	Електрод	3	
2	ФБЦІ Д2. 180221.4.02	Склепіння	1	
3	ФБЦІ Д2. 180221.4.03	Механізм висцвянення печі	1	
4	ФБЦІ Д2. 180221.4.04	Ванна	1	
5	ФБЦІ Д2. 180221.4.05	Корпус	1	
6	ФБЦІ Д2. 180221.4.06	Трансформатор печі	1	

<b>ФБЦІ Д2. 180221.4.00 ЗВ</b>			
ЗМ. Арк.	№ док.м.	Підп.	Дата
Розроб.	Остаричук ДА		
Керівник	Белогань КВ		
Консульт.	Белогань КВ		
Начальник	Рижков ВГ		
Затв.	Кожаняк ГВ		
Проект системи сухої очистки газів електросталеплавильного виробництва з утилізацією доведеного пилу			Лист 4 / Листів 10
Електрощитова пнч ДСП-25			Міністерство освіти і науки України, ІІ ЗНУ, кафедр. ПЕОІТ та. ЕНХ-18-1мв
			Формат А1

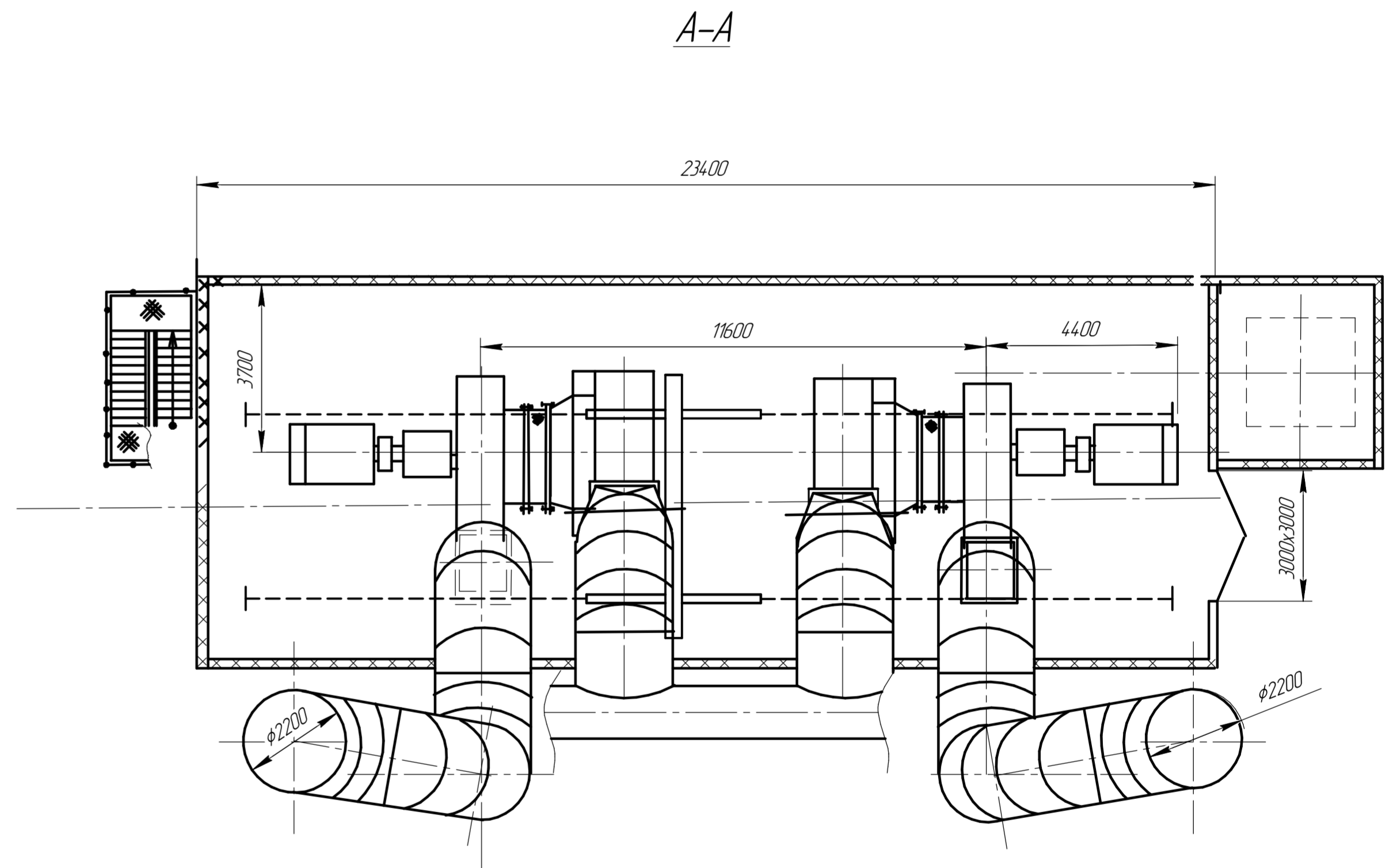
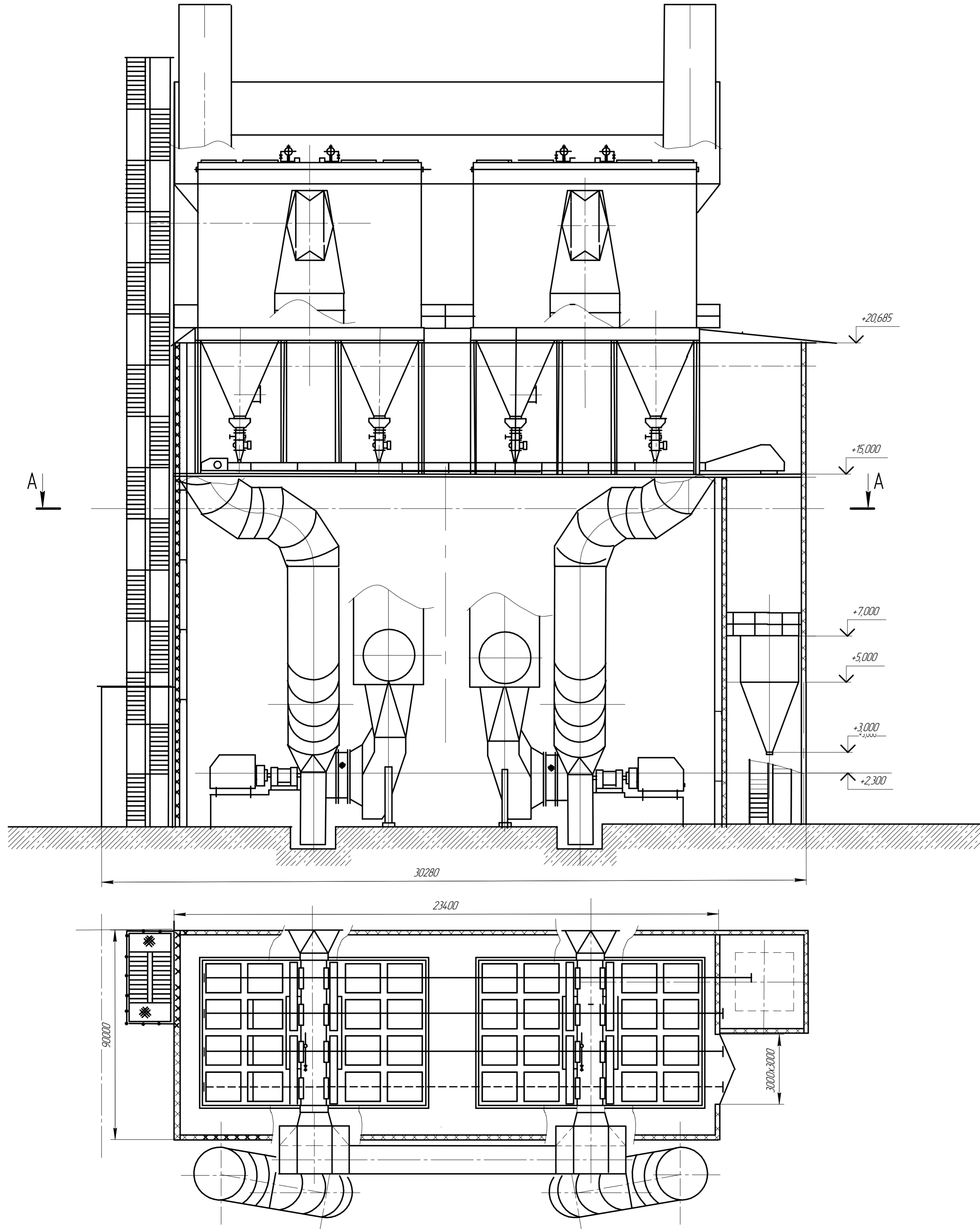
Лист № 4  
Титул і дата  
Всес. шиф. №



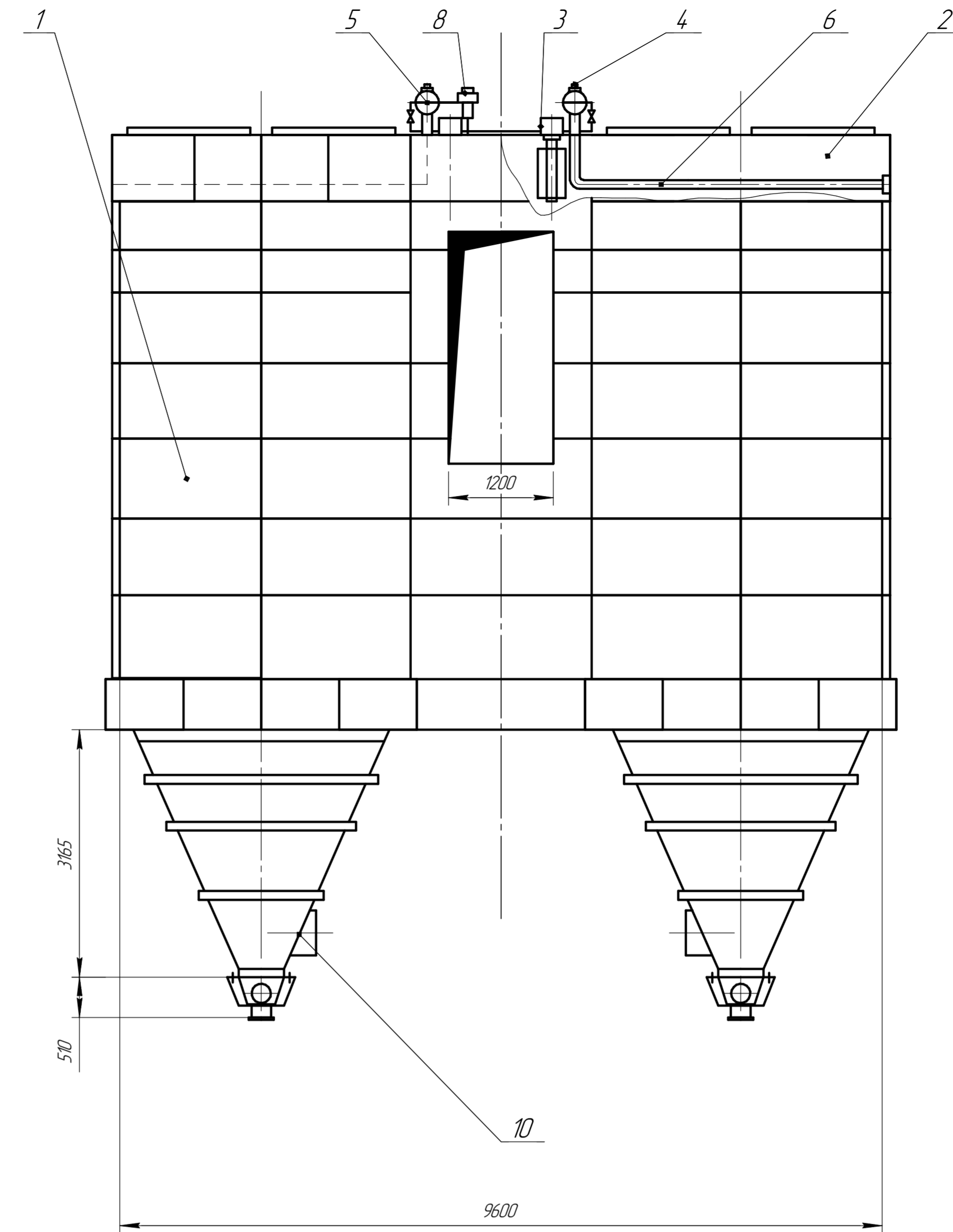
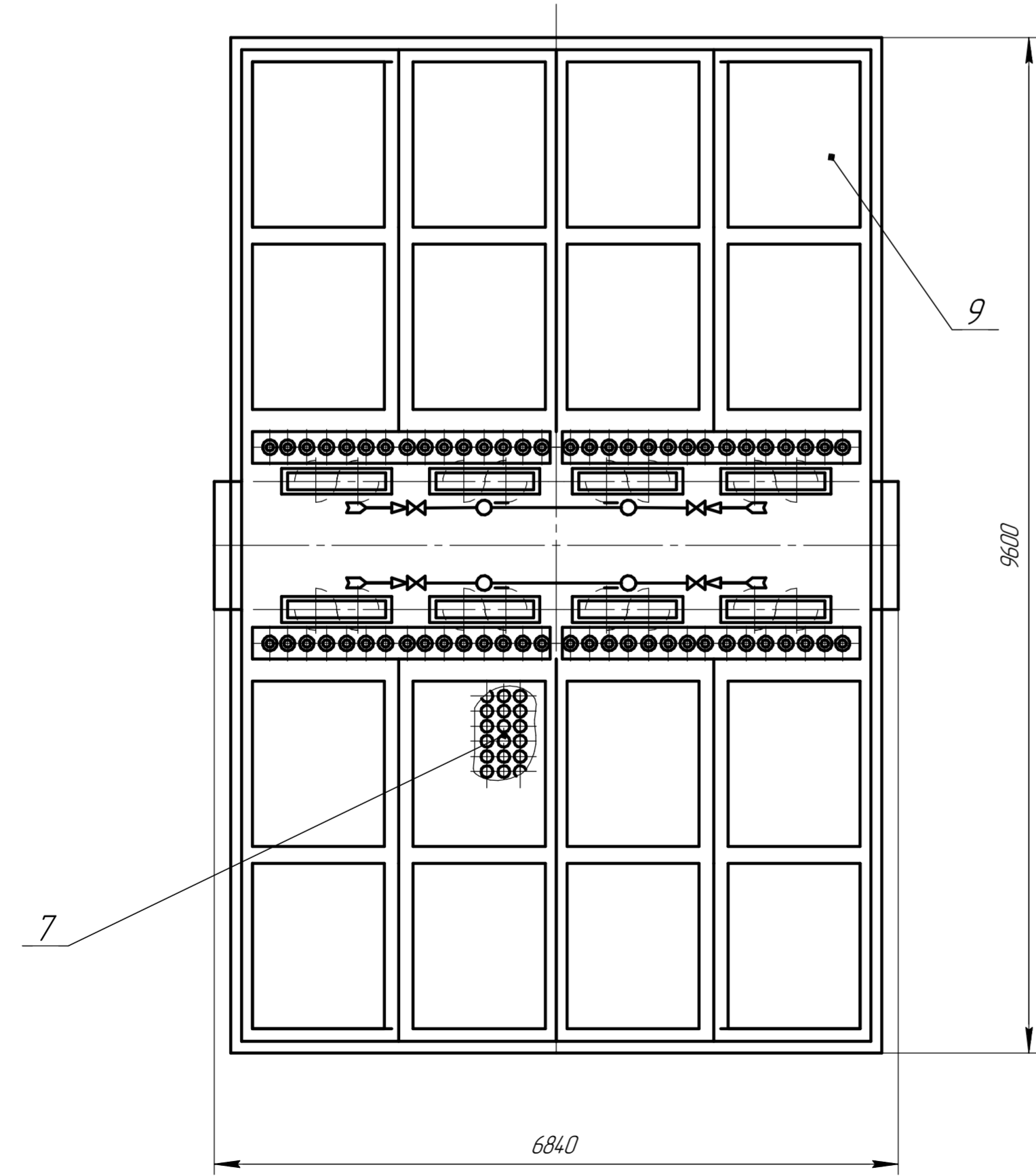
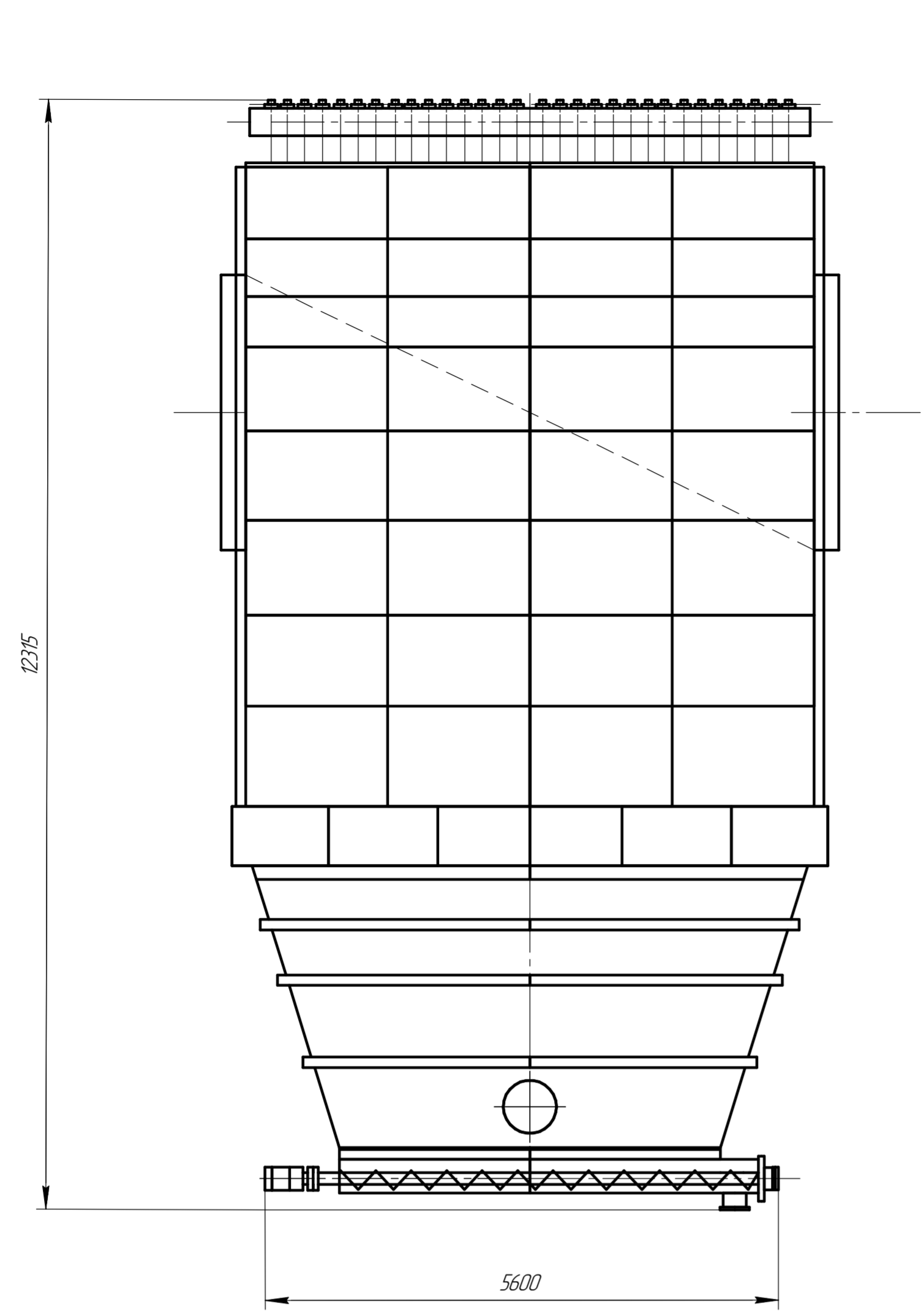
Поз.	Найменування	Кіл.	Примітка
1,2	Сталеплавильна піч		
3	Віддір газів від зонти	1	
4	Віддір газів від арки робочого вікна	1	
5	Клапан дросельний	1	
6	Газохід брудного газу	1	
7	Газохід забрудненого газу	1	
8	Газохід брудного газу	1	
9	Компенсатор	1	
10	Фільтр рукавний	1	
11	Газохід чистого газу	1	
12	Димотяг	1	
13	Димова труба	1	
14	Пристрій вивантаження пилу	1	
15	Шийдер	1	
16	Живильник шлюзовий	1	
17	Конвеєр скребоквий	1	
18	Збірний дункер пилу	1	
19	Таль електрична	1	
20	Кран мастовий однобалачний	1	
21	Іскрогасник	1	

ФБЦІ Д2. 180221.500 СХ				Лист	Маса	Маштаб
Зм. Арк.	№ док.	Підп.	Лист	Лист 5		1:1
Розроб.	Відом.	Беложань К.В.	Беложань К.В.	Міністерство освіти і науки України, ІІ ЗНУ		
Канц.	Беложань К.В.			код ДІЕОІІ. за. ЗНУ-18-1мд		
Начинт.	Рижков В.Г.					
Затв.	Кожухови Г.Б.					





ФБЦ Д2. 180221.600.ЗВ				Лит.	Маса	Маштаб
ЗМ	Арх.	№ док.	Підп.	Дата	Проект системи сухої очистки газів електростатетлавліального виробництва з утилізацією довленого пилю	
Розроб.	Остаричук ОА				Лист	6 / Листів 10
Керівник	Беложань КВ				Міністерство освіти і науки України, ІІ ЗНУ, каф. ТЕОПТ, доц. ЗНЧ-ІВ-Імд	
Консул.	Беложань КВ				Формат А1	
Начальник	Рижко В.Г.				Розріз системи газочистки	
Заліз.	Хоженяк Г.В.					



Поз.	Позначення	Найменування	Кіл.	Примітка
1	ФБЦІ Д2. 180221. 701	Корпус фільтра	1	
2	ФБЦІ Д2. 180221. 702	Камера чистого газу	1	
3	ФБЦІ Д2. 180221. 703	Клапан відсичний	1	
4	ФБЦІ Д2. 180221. 704	Клапан продувний	1	
5	ФБЦІ Д2. 180221. 705	Накопичувач стислого повітря	1	
6	ФБЦІ Д2. 180221. 706	Колектор, що роздає	1	
7	ФБЦІ Д2. 180221. 707	Фільтрувальний елемент	1	
8	ФБЦІ Д2. 180221. 708	Система регулювання стислого повітря	1	
9	ФБЦІ Д2. 180221. 709	Кришка	1	
10	ФБЦІ Д2. 180221. 710	Люк	1	

				ФБЦІ Д2. 180221. 700 ЗВ			
ЗМ	Арк.	№ док.	Підп.	Дата	Лист	Маса	Маштаб
Розроб.	Остаришук ОА				1		150
Керівник	Белокань КВ						
Консульт.	Белокань КВ						
Начальник	Рижко В.Г.						
Затверд.	Лохемяков Г.В.						

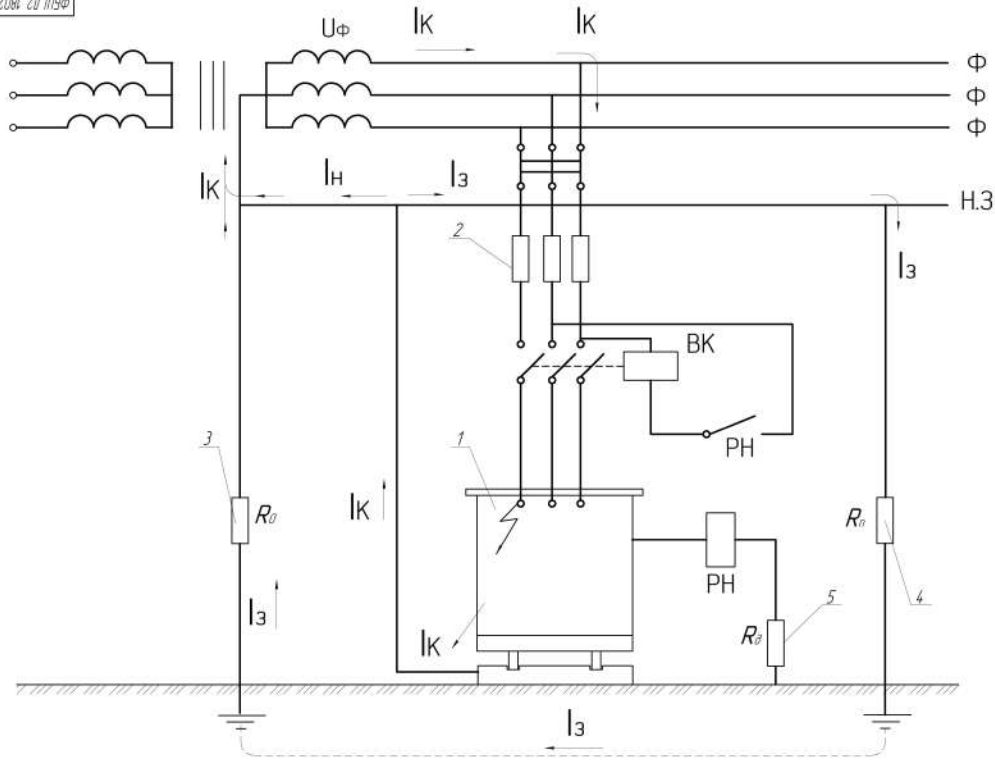
Проект системи сухої очистки газів електростатичного виду з утилізацією вловленого пилу

Рукавний фільтр ФРІР-2700

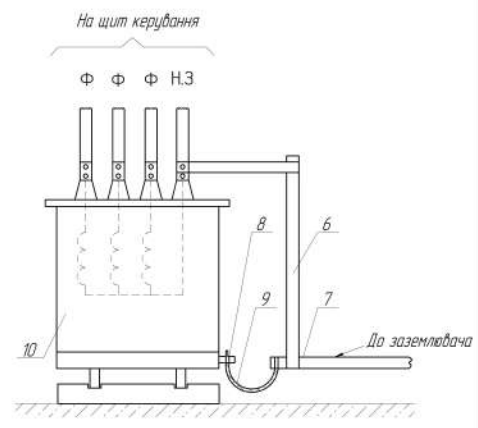
Міністерство освіти і науки України, ІІ ЗНУ, каф. ТЕОІТ, за. ЗНУ-18-Ам

Формат А1





Поз. 1 (збільшена)



УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ	
Позначення	Найменування
$R_n$	Опір повторного заземлення нульового провідника
$R_0$	Опір робочого заземлення нейтралі трансформатора
$I_k$	Струм короткого замикання
$I_z$	Струм заземлення на землю
$I_n$	Частина струму короткого замикання, який тече через нульовий захисний провідник
$\Phi$	Фази провідники
Н.З.	Нульовий захисний провідник
ВК	Відключачка катушка автоматичного вимикача
РН	Реле напруги

Поз.	Найменування	Кол.	Примітка
1	Трансформатор	1	
2	Апарат захисту від струму короткого замикання	3	
3	Опір заземлення апарату	1	
4	Опір повторного заземлення нульового захисного провідника	1	
5	Опір діючого заземлення	1	
6	Захисний провідник	1	
7	Мастерське заземлення	1	
8	З'єднання долу на корпус трансформатора	1	
9	Лучка керування для заземлення корпусу трансформатора	1	
10	Катушка трансформатора	1	

ФБЦ Д2. 180221. 009 ЗВ			
Розробив	І. С. Сидоренко	Лист	1
Перевірив	І. С. Сидоренко	Вид	1
Затвердив	І. С. Сидоренко	Масштаб	1:1
Дата	18.02.21	Місце	Харків

# Основні техніко-економічні показники роботи газоочисної установки електросталеплавильного цеху

№ п/п	Найменування показника	Од. вим.	Варіант	
			базовий	проектний
1	Річна виробнича потужність установки	млн. м <sup>3</sup>	1360,375	1380,090
2	Вміст пилу в газі: - до очищення - після очищення	г/м <sup>3</sup>	1,8 0,072	1,8 0,018
3	Капітальні вкладення	тис. грн	49925,6	59785,615
4	Експлуатаційні витрати на очищення 1000 м <sup>3</sup> газу	грн	35,32	34,664
5	Економія від утилізації пилу на 1000 м <sup>3</sup> газу	грн	--	1,48
6	Витрати на очищення 1000 м <sup>3</sup> газу з урахуванням економії	грн	35,32	33,184
7	Річний економічний ефект	тис. грн	--	1302,804
8	Термін окупності додаткових капітальних вкладень	років	--	3,34
9	Економічна ефективність капітальних вкладень	грн/грн	--	0,29