

РОЗДІЛ 8

ЦИФРОВА ТРАНСФОРМАЦІЯ ДИФЕРЕНЦІЙОВАНИХ АСПІРАЦІЙНИХ СИСТЕМ ЯК ЧИННИК ЗМІЦНЕННЯ ТЕХНОГЕННОЇ ТА ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ



(к.т.н., доц. Румянцев В. Р., к.фарм.н., доц. Шаранова Т. А.)

- 8.1 Визначення аспірації та її особливості.
- 8.2 Особливості роботи димотяга в технологічному процесі.
- 8.3 Аспірація доменного виробництва.
 - 8.3.1 Особливості відводу газів від доменної печі.
 - 8.3.2 Аеродинамічний розрахунок газового тракту газоочисної системи.
- 8.4 Аспірація при виробництві сталі.
 - 8.4.1 Аспіраційні системи конвертерної плавки.
 - 8.4.2 Особливості видалення газів від мартенівських печей.
 - 8.4.3 Причини і джерела шкідливих викидів при виплавці електросталі.
- 8.5 Аспірація коксохімічного виробництва.
 - 8.5.1 Причини і джерела утворення шкідливих викидів при виробництві коксу.
- 8.6 Аспіраційні системи агломераційного виробництва.
 - 8.6.1 Характер утворення шкідливих викидів та джерела їх виділення при агломерації.

Висновки

Список використаних джерел

8.1 ВИЗНАЧЕННЯ АСПІРАЦІЇ ТА ЇЇ ОСОБЛИВОСТІ

Аспірація (лат. *aspiratio* – «подих») призначена для видалення дрібних сухих частинок з під укриття транспортно-технологічного обладнання та робочої зони, використовуючи метод їх засмоктування з потоком повітря (повітря використовується як середовище-носії) в трубопроводі системи аспірації, по якому частинки з потоком повітря досягають місця

призначення (фільтра, відстійника) і збираються в будь-яку тару. Для усунення пиловидалення використовуються системи аспірації з розгалуженою мережею повітроводів і газоочисним обладнанням [1].

На відміну від вентиляції, де робота системи зосереджена на управлінні безпосередньо потоками повітря, в аспірації повітря використовується лише у якості носія, а робота системи зосереджена на видаленні дрібних сухих частинок шкідливих і небезпечних газів [2].

Призначення системи аспірації є запобігання поширенню шкідливих викидів від джерела в повітря робочої зони. Пристрій аспірації, як правило, потрібний на різних підприємствах легкої та важкої промисловості, де технологічний процес відбувається з виділенням шкідливих речовин.

Основною відмінністю даного типу вентиляції від інших є великий кут нахилу повітроводів для запобігання утворенню застійних зон та висока швидкість повітряного потоку.

Ефективність системи оцінюється по співвідношенню видалених шкідливостей до шкідливостей, що потрапили в повітря робочої зони через різні нещільності в мережі повітроводів і недостатню продуктивність витяжного агрегату.

Існує два види систем аспірації – це моноблокові та модульні.

До переваг моноблокових систем відносять мобільність та автономність. Моноблоковість дозволяє розмішувати установку поблизу від джерела виділення шкідливостей і забезпечує простоту підключення до магістралі центральних систем аспірації. Моноблоковий агрегат складається з вентилятора, сепаратора (фільтра) і місткості для відходів, і може бути мобільного чи стаціонарного виконання. Такі системи доцільно встановлювати на невеликі об'єкти зі шкідливими виділеннями та розташованими на значній відстані один від одного, наприклад в межах одного цеху.

Модульна система аспірації є більш ефективною, може використовуватися для агрегатів з великим об'ємом викидів (металургійні печі, агломашини, електролізери, коксові батареї й т. п.). Аспірація проектується і монтується виходячи з параметрів викидів, допустимої концентрації шкідливих речовин в повітрі робочої зони, вимог утилізації корисних елементів викидів або вторинних енергоресурсів. Є можливість забезпечити повну сумісність характеристик створеного пристрою з особливостями конкретного технологічного процесу.

Основні елементи й вузли цієї системи:

- вентилятори, димосмоки, екстаустери, повітроводки;
- повітроводи;
- сепаратори;
- повітряні фільтри (наявне газоочисне обладнання).

Системи аспірації знайшли своє застосування в таких галузях як:

- машинобудування та важка промисловість;
- виробництво порошків та сипучих матеріалів;
- харчова промисловість.

Істотна частка продуктивності знижується шляхом наявності нещільностей в системі, які створюють втрати в 5–10 %. Дане явище часто не розглядається при проведенні експертизи систем аспірації, які вже експлуатуються, або створенні проєкту. Підбір вентиляторного агрегату проводиться внаслідок збільшення потужності вентилятора з необхідним запасом.

В останній час широко використовуються аспіраційні установки фільтрувального способу знепилення пилоповітряних потоків. Досвід їх практичного застосування не вказує на складності забезпечення раціонального режиму роботи аспіраційних приймачів, що регламентуються нормативними документами [3; 4]. Недоліком відомих методів розрахунку аспіраційних мереж є відсутність обліку аеродинамічного впливу на систему регенерації фільтрувальних рукавів. Особливо актуальна дана проблема є для фільтрів, регенерація яких відбувається вентиляторами високого тиску. Представляє інтерес графоаналітичний метод розрахунку з урахуванням аналізу впливу регенераційного вентилятора (компресора) на робочі режими аспірації).

Основні етапи його реалізації зводяться до наступної послідовності дій:

- визначається аеродинамічна схема руху пилоповітряних потоків;
- складається система рівнянь руху потоків;
- в системі координат (повний тиск – H , витрата повітря – Q) встановлюється взаємозв'язок аеродинамічних характеристик аспіраційного пилоповітряного потоку вентиляційної установки, повітряного потоку, який очищується в фільтрувальних рукавах, і сумарного повітряного потоку системи знепилення;
- проводиться вибір аспіраційного вентилятора необхідної аеродинамічної характеристики (H, Q).

На рис. 8.1 приведена аеродинамічна схема руху пилоповітряних потоків рукавного фільтра.

Основні аеродинамічні характеристики: витрата повітря відбору для приймачів – Q_{ia} (де $i = (1; k)$ – номер приймача), H_{ia} – втрати тиску в i -му приймачі; сумарна витрата повітря приймачів – Q_a , втрати тиску в відборах – H_a , а в мережі магістральних повітроводів – H_{ac} , для фільтрувальних рукавів – Q_{foi} ; H_{foi} – витрата повітря і втрати тиску при знепилюванні одного рукава, Q_{fo} ; H_{fo} – витрата повітря і втрати тиску в групі знепилювальних рукавів; (Q_{fri} ; H_{fri}); (Q_{fr} ; H_{fr}), відповідно витрата повітря і втрати тиску в окремо взятому рукаві і групі рукавів регенерації.

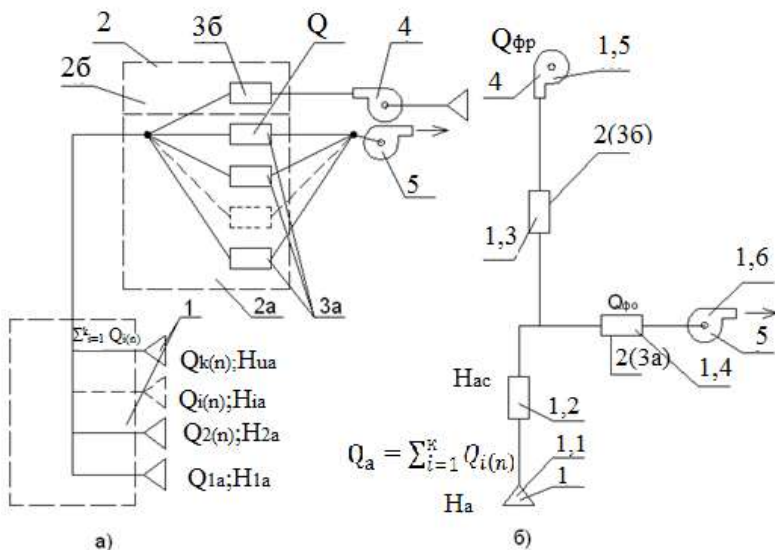


Рисунок 8.1 – Схема пилоповітряних потоків аспіраційної установки

З умов рівності втрат тиску в вузлах злиття і поділу пилоповітряних потоків, а також суми втрат тиску послідовно розташованих опорів математична модель потоків може бути представлена системою рівнянь:

$$H_a + H_{ac} = H_{фр} - H_{вр} f(Q), \quad (8.1)$$

$$H_a + H_{ac} = H_{фо} - H_{во} f(Q), \quad (8.2)$$

$$H_{фр} - H_{вр} f(Q) + H_{фо} = H_{во} f(Q), \quad (8.3)$$

$$Q_a + Q_{фр} = Q_{фо} = Q_{во}, \quad (8.4)$$

$$Q_a = \sum_{i=1}^K Q_{i(n)}; \quad Q_{фо} = \sum_{i=1}^p Q_{i(фо)}; \quad Q_{фр} = \sum_{i=1} Q_{i(фр)}. \quad (8.5)$$

У представлений системі перше рівняння визначає втрати тисків магістрального аспіраційного потоку в знепилювальних приймачах; H_a , втрат

на його переміщення мережею повітроводів в корпус фільтра – H_{ac} ; втрат тиску повітряного потоку що регенерує фільтрувальні рукави – $H_{фр}$ за вирахуванням повного тиску, що розвивається повітродувною зворотною продувкою – $H_{вр}$.

Друге рівняння характеризує відповідність втрат тиску пилоповітряного потоку, що переміщується по трасі – магістральний аспіраційний потік – $H_a + H_{ac}$, відділення знепилювання фільтра – $H_{фо}$ повному тиску, що розвивається мережевим вентилятором – $H_y \cdot \sum_{i=1}^k Q_{i(n)}$.

Третє рівняння являє нерівність втрат тиску повітряних потоків, що переміщуються за схемою: відділення регенерації фільтра (в різниці втрат тиску регенераційної частини – $H_{фр}$ і тиску, що розвивається повітродувкою – $H_{фр}$) відділення знепилювання фільтра – $H_{фо}$ повного тиску, що розвивається мережевим вентилятором.

Четверте рівняння являє собою баланс пилоповітряних потоків, які переміщуються в відділення знепилювання фільтра:

– Q_a – сумарна витрата повітря, що відбирається аспіраційними приймачами технологічного обладнання:

$$Q_a = \sum_{i=1}^k Q_{i(n)}; \quad (8.6)$$

– сумарна витрата повітря забезпечує регенерацію з – фільтрувальними рукавами:

$$Q_{фр} = \sum_{i=1} Q_{i(фр)}; \quad (8.7)$$

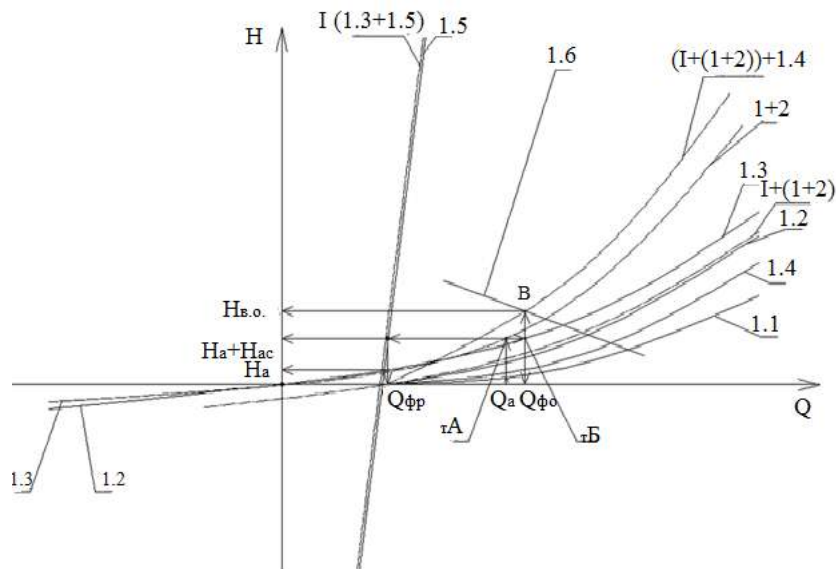
– витрата повітря, забезпечує знепилення р – фільтрувальними рукавами:

$$Q_{фо} = \sum_{i=1} Q_{i(фо)}. \quad (8.8)$$

Замикає систему узагальнені значення витрат повітря, що переміщується до – аспіраційних приймачів, р – фільтрувальними рукавами відділення знепилювання, з – фільтрувальними рукавами відділення регенерації.

У моделі 1 втрати тиску приймачів – H_a , в магістральній мережі повітроводів, – у фільтрувальних рукавах відділення регенерації – $H_{фр}$ і відділення знепилювання представляються квадратичною залежністю виду $H = KQ^2$, де коефіцієнт К представляється як місцеві втрати, так і втрати подовжені для турбулентних режимів руху. Функціональні залежності $H_{вр}(Q)$; $H_y f(Q)$. Залежності повного тиску, що розвивається від витрати повітря, яке розвивається повітродувкою регенерації та мережевого вентилятора визначаються маркою повітродувної машини і її паспортною характеристикою для певного числа обертів.

Використовуючи положення накладення аеродинамічних характеристик графоаналітичним методом, розробленого в [3], система рівнянь (1) може бути представлена у вигляді взаємопов'язаних функціональних кривих типу $H = f(Q)$, що визначають сукупності режимів роботи аеродинамічної системи рис.1. області ефективного знепилювання технологічного обладнання ежекційних пилоповітряних джерел пиловиділення. На рис. 8.2 показано використання графоаналітичного підходу для фіксованих характеристик:



l – аеродинамічні характеристики, відповідно: $1,1H = H_{\pi}f(Q^2)$ аспіраційного приймача; $1,2H = H_f(Q^2)$ – опір аспіраційної мережі; $1,3 - H = K_{\pi}f(Q^2)$ – опір відділення регенерації; $1,4 - H = K_f(Q^2)$ – опір фільтрувальних рукавів відділення знепилювання; $1,5 - H_{вр}f(Q)$ аеродинамічна характеристика регенераційної повітрорудки; $1,6 - H_f(Q)$ – аеродинамічна характеристика мережевого вентилятора

Рисунок 8.2 – Схема визначення раціональних характеристик аспіраційної мережі фільтрувального способу знепилювання

$$H_a = K_a Q_a^2; H_{ac} = K_{ac} Q_a^2; H_{фв} = K_{фв} Q_{фв}^2; H_{фр} = K_{фр} Q_{фр}^2; H_{вр} f(Q); H_{во} f(Q) \quad (8.9)$$

Схема, що наведена на рис.1.2 дозволяє при заданих значеннях параметрів (1.9) аспіраційних приймачів Q_a ; H_a , й регенерації повітрорудки $H_{вр} f(Q)$ визначити (вибрати) режими роботи необхідного мережевого

вентилятора. Безпосередньо перетину абсциси + Q_a з кривою 1 + 2 (крива характеризує сумарні втрати аспіраційних приймачів і мережі магістральних повітроводів). А визначає втрати тиску на вході в відділенні фільтрування – ($H_a + H_{ac}$). Своєю чергою, перетин ординати А з кривою I + (1 + 2) (крива представляє співвідношення H і Q для вузла злиття аспіраційного потоку з потоком повітря, що переміщується з відділення регенерації, фіксує т. Б. з кривою (I + (1 + 2)) + 1 і характеризує робочу точку системи – т. В. Її абсциса визначає сумарну витрату повітря установки – $Q_{фo}$, а ордината – повні втрати тиску – H_y .

Далі в залежності від характеристик можливого коливання величини тиску, витрати повітря в аспіраційних приймачах (режими роботи ежекційних джерел пиловиділення) проводиться вибір мережевого вентилятора (аеродинамічна характеристика числа оборотів). Що, своєю чергою, дозволяє вирішити завдання мінімізації енергомисткості аспіраційних установок.

8.2 ОСОБЛИВОСТІ РОБОТИ ДИМОТЯГА В ТЕХНОЛОГІЧНОМУ ПРОЦЕСІ

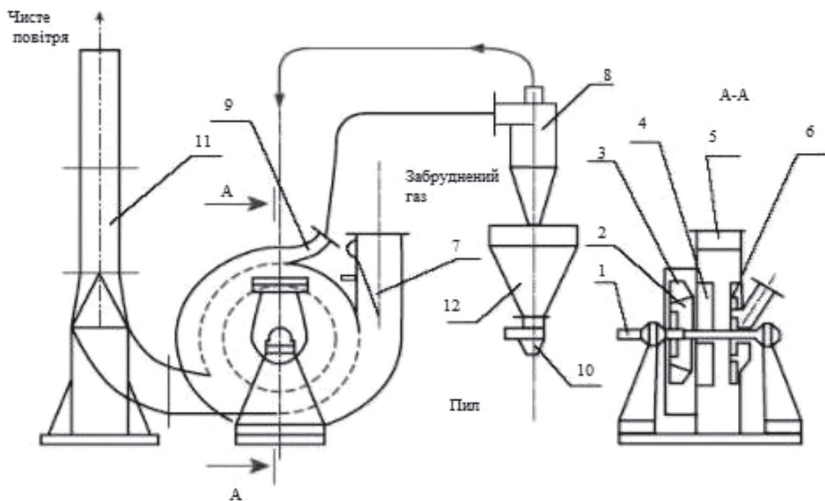
Димотяг – нескладний в конструктивному відношенні пристрій. Він складається з декількох вузлів, кожен з яких має своє призначення. Типовий димотяг включає наступні елементи:

1. Корпус.
2. Всмоктувальний патрубок або всмоктувальну кишеню димотяга.
3. Напрямний апарат. Може бути правого і лівого обертання, що визначається напрямом лопаток вентилятора.
4. Робоче колесо.
5. Рама.
6. Електродвигун.

Схема роботи димотяга представлена на рисунку 8.3.

Корпус виконаний у вигляді «равлика», що забезпечує необхідне завихрення повітря, що надходить в агрегат. Виготовлений з жароміцної сталі, покритий тепловою ізоляцією.

Напрямний апарат димотяга розташований на всмоктувальному патрубку, дозволяє здійснювати регулювання напору повітря за допомогою поворотного механізму, що об'єднує лопатки вентилятора. Кожна лопатка вигнута, що дозволяє забезпечувати обертання потоку повітря в тому ж напрямку, в якому крутиться ротор. За допомогою поворотного механізму можна перекривати просвіт патрубка тою чи іншою мірою.



- 1 – приводний вал; 2 – колесо; 3 – равлик чистого газу; 4 – патрубок;
 5 – вхідний равлик; 6 – додаткова крильчатка; 7 – регулювальна заслінка;
 8 – циклон; 9 – патрубок; 10 – пиловий затвор; 11 – димова труба; 12 – бункер

Рисунок 8.3 – Схема пристрою димотяга і його роботи в технологічному циклі

Робоче колесо димотяга – вузол, на якому розташовані лопатки вентилятора. Вони приєднуються до нього за допомогою зварювання або заклепок. У центральній частині колеса при його обертанні створюється розріджена атмосфера. З цієї причини сюди втягується повітря, що поступає. Аналогічним чином працюють такі малогабаритні апарати, як димотяг для камінів.

Стикувальний вузол колеса може бути розташований на валу двигуна або проміжному валу, в залежності від конструкції агрегату. Якщо це пиловловлювальне обладнання, в пристрій включені спеціальні фільтри з абсорбентами. Таким чином оснащені всі агрегати пожежного типу. У конструкцію апаратів для котелень можуть бути включені золовловлювачі. Конструкція димотяга визначає його призначення.

На робочому колесі можуть бути розташовані отвори, необхідні для фіксації лопатей в заданому положенні. Балансування може здійснюватися вручну або електричним виконавчим механізмом. Розрізнити напрямок обертання лопатень вентилятора можна, якщо дивитися на агрегат з боку його електродвигуна. Осьовий напрямний апарат димотяга забезпечує поворот лопатень, незалежно від їх кількості та напрямку ухилу, під кутом від 0 до 90°.

8.3 АСПІРАЦІЯ ДОМЕННОГО ВИРОБНИЦТВА

8.3.1 Особливості відводу газів від доменної печі

Доменний процес являє собою сукупність механічних, фізичних явищ, що протікають в доменній печі. Процес є відновно-окисним, однак, його прийнято називати відновним, тому що ціль його складається у відновленні окислів заліза до чавуну.

Агрегатом для здійснення доменного процесу служать печі шахтного типу. Отримання чавуну здійснюється в доменній печі. Доменна піч – протилежно поточний агрегат. Зверху в піч завантажують сирі матеріали (залізна руда, паливо й флюси), а в нижню частину через фурми подають нагріте повітря й рідке газоподібне або пилоподібне паливо. Отримані від спалювання палива гази проходять через стовп шихти й віддають їй свою хімічну й теплову енергію. Рудна шихта, що опускається, нагрівається, відновлюється й плавиться. Основним продуктом доменного процесу є чавун, що направляється частково в сталеплавильні печі, частково на розливні машини. Виплавка чавуну в доменних печах неминує супроводжується одержанням значної кількості доменних шлаків й утворенням доменного газу, що є побічними продуктами. Шлаки утворюються в доменній печі з флюсів, золи коксу, порожньої породи руди й агломерату. Ще донедавна доменні шлаки не знаходили широкого застосування. Зараз їх широко застосовують як сировину для виробництва різних будівельних матеріалів: цементу, жужільної вати, будівельних панелей і блоків [9; 10].

Доменний газ складається з CO , CH_4 , H_2 , C_2 й N_2 . Горючими компонентами в газі є CO , H_2 , CH_4 . Після очищення від пилу, газ використовують як паливо: у повітрянагрівачах доменної печі, у сталеплавильному цеху, на аглофабриці, у прокатних цехах для нагрівання зливків, у котлах ТЕЦ.

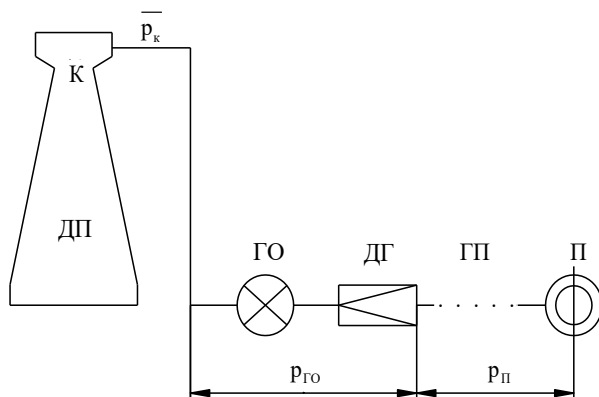
Колошниковий пил направляється на аглофабрику як вихідна сировина для виробництва агломерату. Виплавка чавуну в доменних печах відбувається при високих температурах у результаті відновлення окисів заліза, марганцю, кремнію й інших елементів, що містяться в рудах, і наступного насичення сплаву вуглецем. Для виплавки чавуну в доменних печах використовують залізну руду (агломерат), що містить залізо й інші елементи у вигляді окисів; марганцеву руду, що містить окиси марганцю й інші елементи. Паливо – кокс, що служить для отримання тепла й газу, що необхідні для протікання відновних процесів. Флюси (вапняки), служать для перевodu порожньої породи й золи палива в шлаки. Майже вся

добута руда перед доменною плавкою проходить спеціальну підготовку. У процесі плавки чавуну в домні утворюється надмірна кількість горючих газів. На українських підприємствах тиск доменного газу на колошниках печей p_k становить $0,18 \div 0,34$ МПа (середнє значення $\bar{p}_k = 0,26$ МПа), на закордонних печах $p_k \leq 0,5$ МПа.

Аспірація газу з колошника печі відбувається природним шляхом без використання димосмоків (рис. 8.4).

З урахуванням необхідного тиску для очищення, транспортування й використання доменного газу у споживачів з'являється нереалізований надлишковий тиск.

Відповідно до балансу тиску доменного газу нереалізований надлишковий тиск складе [9]:



ДП – доменна піч; ГО – газочистка; ДГ – дросельна група для підтримки заданого тиску на колошнику К; ГП – заводський газопровід; П – споживач

Рисунок 8.4 – Схема аспірації доменного газу

$$p_{\text{надл.}} = p_k - (p_{\text{го}} + p_{\text{п}}) = 0,26 - (0,02 + 0,01) = 0,23 \text{ МПа} \quad (8.10)$$

де $p_{\text{го}}$ – втрати тиску на газочистці ($p_{\text{го}} = 0,02$ МПа);

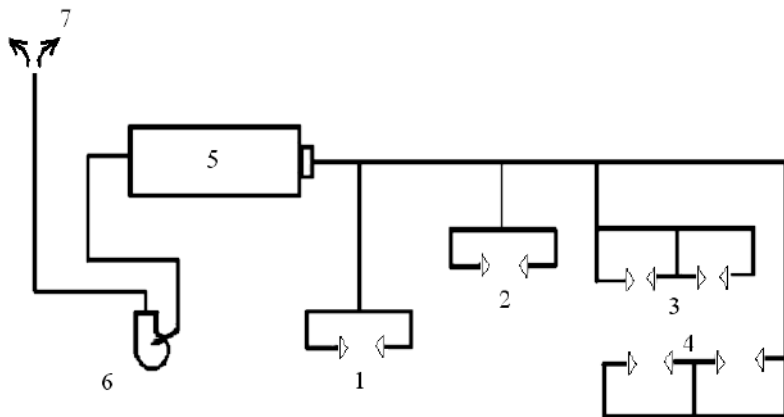
$p_{\text{п}}$ – тиск, необхідний для транспортування доменного газу до споживача і використання газу у споживача ($p_{\text{п}} = 0,01$ МПа).

Нереалізований надлишковий тиск доменного газу використовують для виробництва електроенергії в ГУБТ – газові утилізаційні безкомпресорні турбіни.

Однак велика кількість неорганізованих викидів відбувається на ливарному дворі печей, які істотно забруднюють робочий простір

і становлять загрозу здоров'ю працівників, створюючи особливо небезпечні та шкідливі умови праці.

Система аспірації ливарного двору використовується для видалення й очищення запиленних газів. При роботі доменної печі продукти плавки транспортними жолобами прямують на хитні жолоби для чавуну і шлаку. З хитних жолобів продукти плавки потрапляють в чавуновозні та шлаковозні ковші. З моменту початку випуску чавуну і шлаку основним джерелом виділень є леткі речовини доменної печі. Поблизу льоток встановлена витяжка, яка видаляє гарячі запилені гази. У напрямку руху чавуну від льотки відбувається взаємодія повітря з рідким металом, в результаті чого додатково виникають запилені гази. Для запобігання їх виділення в робочий простір ливарного двору, головний жолоб від льотки до скімера на період випуску чавуну накривається місткими укриттями. В кінці головного жолоба на скімері відбувається поділ чавуну і шлаку. Гази, які утворилися при цьому процесі усуваються аспірацією. Відвід газів від хитних жолобів, отвори яких покриті рухомими кришками, відбувається за допомогою двох забірних пристроїв. Від чавунних і шлакових льоток, хитних жолобів зливу чавуну, шлаку; гази, що виділяються зі скімерів направляються в збірний колектор [12]. Принципова схема аспіраційної системи ливарного двору ДП-2 наведена на рисунку 8.5.



1 – хитний жолоб № 1 зливу чавуну; 2 – хитний жолоб № 2 зливу шлаку;
3 – річка № 2 випуску шлаку і скімер головного жолоба № 2; 4 – річка № 1
випуску чавуну і скімер головного жолоба № 1; 5 – рукавний фільтр;
6 – димосмок; 7 – димова труба

Рисунок 8.5 – Принципова схема аспіраційної системи ливарного двору

За вказаними газоходами повітря подається на очищення в рукавний фільтр ФРІР. Очищений газ з фільтра по загальному газоходу направляється в роздатковий колектор і потім на вхід димосмоків, звідки викидається в атмосферу через димову трубу з діаметром гирла $D_y = 2,2$ м і висотою $H = 38$ м [7]. Для типової печі місткістю 1513 м^3 отримані наступні параметри викидів забруднених газів [11].

- хиткий жолоб № 1 зливу чавуну – $Q_{н.у.} = 280\,000 \text{ м}^3/\text{год}$;
- хиткий жолоб № 2 зливу шлаку – $Q_{н.у.} = 126\,000 \text{ м}^3/\text{год}$;
- річка № 2 випуску шлаку і скімер головного жолоба № 2 – $Q_{н.у.} = 187\,200 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- льотка № 1 випуску чавуну і скімер головного жолоба № 1 – $Q_{н.у.} = 187\,200 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Відповідно до почергового випуску шлаку і чавуну передбачено два варіанти відсмоктувачів:

I варіант – при відсмоктувачах, що працюють від хитного жолоба № 1 зливу чавуну і від скімера головного жолоба № 1 і льотки № 1 випуску шлаку: $Q_{н.у.}^I = 280\,000 + 187\,200 = 467\,200 \text{ м}^3/\text{год}$;

II варіант – при відсмоктувачах, що працюють від хитного жолоба № 2 зливу чавуну і від скімера головного жолоба № 2 і льотки № 2 випуску чавуну: $Q_{н.у.}^2 = 126\,000 + 187\,200 = 313\,200 \text{ м}^3/\text{год}$.

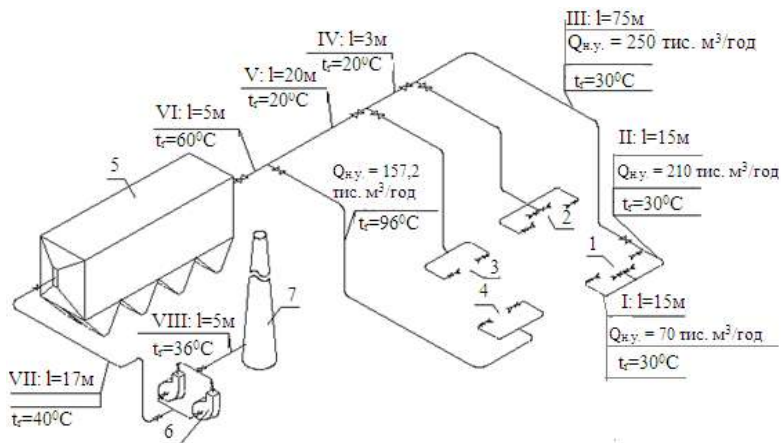
Таким чином, система відсмоктувачів працює або при зливі чавуну (I варіант відсмоктувачів), або при зливі шлаку (II варіант відсмоктувачів), а значить і газ на очищення надходить поперемінно $467,2$ тис. $\text{м}^3/\text{год}$ або $313,2$ тис. $\text{м}^3/\text{год}$.

8.3.2 Аеродинамічний розрахунок газового тракту газоочисної системи

За основу для розрахунків доцільно приймати перший варіант відсмоктувачів, тому, що в цьому випадку на очищення надходить більша кількість газів. Також з точки зору аеродинамічного розрахунку газового тракту I варіант відсмоктувачів є більшою мірою прийнятним, оскільки ця ділянка є найбільш віддаленою ділянкою аспіраційної системи від хитного жолоба № 1 зливу чавуну.

Розрахунок газового тракту полягає в визначенні діаметрів і опорів його ділянок, що своєю чергою визначає характеристики вентилятора.

Розрахункова схема аспіраційної системи ливарного двору ДП-2 (місткістю 1513 м^3 , комбінат «Запоріжсталь»), розбита по ділянках, представлена на рисунку 8.6.



1 – хитний жолоб № 1 зливу чавуну; 2 – хитний жолоб № 1 зливу шлаку;
3 – скімер головного жолобу № 2 і льотка № 2 зливу шлаку; 4 – скімер головного жолобу № 1 і льотка № 1 зливу чавуну; 5 – рукавний фільтр; 6 – димосмок;
7 – димова труба $t_r = 20^\circ\text{C}$

Рисунок 8.6 – Схема аспіраційної системи ливарного двору доменного цеху для аеродинамічного розрахунку

Вихідні дані для розрахунку (за заводськими даними):

1) Витрата газів:

- на першій ділянці при н. у., $Q'_{ol} = 70$ тис. $\text{м}^3/\text{год.}$;
- на другій ділянці при н. у., $Q'_{ол} = 210$ тис. $\text{м}^3/\text{год.}$;
- на третій ділянці сумарна витрата газу від хитного жолоба № 1 зливу чавуну при н. у., $Q_{олш} = 280$ тис. $\text{м}^3/\text{год.}$;
- від скімеру головного жолобу № 1 і льотки № 1 випуску чавуну при н.у., $Q_{o4} = 187,2$ тис. $\text{м}^3/\text{год.}$

2) Температура газу:

- на першій, другій і третій ділянці $t_{r1} = t_{r2} = t_{r3} = 30^\circ\text{C}$;
- на четвертій і п'ятій ділянці, $t_{r4} = t_{r5} = 20^\circ\text{C}$;
- від скімеру головного жолобу № 1 і льотки № 1 випуску чавуну, $t_{r6} = 95^\circ\text{C}$;
- перед рукавним фільтром:

$$t_{p.ф.} = \frac{Q_{олш} \cdot t_5 + Q_{o4} \cdot t_6}{Q_{олш} + Q_{o4}} = \frac{280 \cdot 20 + 187,2 \cdot 95}{280 + 187,2} = 50^\circ\text{C};$$

- на сьомій ділянці (перед димотягом), $t_{r7} = 40^\circ\text{C}$;
- на восьмій ділянці (перед димовою трубою), $t_{r8} = 35^\circ\text{C}$.

- 3) Барометричний тиск, $B = 98$ кПа.
- 4) Розрідження газів на вході в ділянку I, $P_r = -0,5$ Па.
- 5) Опір рукавного фільтру, $\Delta P_\phi = 2000$ Па.
- 6) Склад газу[10]:

Компоненти	CO_2	CO	H_2	N_2
Вміст по об'єму, %	18,8	22,3	9,0	49,9

В якості димосмоків (ексгаустерів) застосовують відцентрові вентилятори високого тиску. Їх основними елементами є розміщений в равлику ротор з лопатками, вихлопний патрубок та патрубок що всмоктує, а також поворотні заслінки чи напрямний апарат на всмоктування, які регулюють продуктивність машин. Димосмоки, що випускаються мають одну або дві постійні частоти обертання; перехід на більш низьку частоту обертання забезпечує зниження продуктивності і споживаної ексгаустером потужності в міжпродувочні періоди (табл. 3.1).

Димотяги розміщують в окремому приміщенні, щоб виключити вібрацію головної будівлі цеху і знизити рівень шуму.

Таблиця 8.1 – Характеристика ексгаустерів деяких типів

Показник	Тип ексгаустера			
	3500-14-1 (3500-15-1)	6500-12-1 (6500-12-2)	7500-11-1 (7500-11-3)	8500-11-1
Продуктивність, м³/хв	3500	4200/2100	7500	8650
Створюване розрідження, кПа	13,0	13,0/0,32	13,0	18,8
Частота обертів ротору, хв ⁻¹	1500	1475/730	1500	1475
Потужність електродвигуна, кВт	1500	1500/400	2500	5000

Примітка: Без дужок – для ексгаустерів з литими корпусами, в дужках – зі зварними корпусами. Чисельник – при більшій, знаменник – при меншій частоті обертів ротору.

8.4 АСПІРАЦІЯ ПРИ ВИРОБНИЦТВІ СТАЛІ

Для визначення складу і кількості можливих газоподібних викидів доцільно розглянути особливості технології процесу. Процес включає кілька послідовних етапів [13; 14]:

1. Шихтування плавки та організація завантаження. Шихтування, тобто визначення витрати на плавку чавуну і брухту, шлакоутворювальних, феросплавів та інших матеріалів, в сучасних цехах проводять за

допомогою комп'ютерної програми (АСУ ТП) на підставі даних про склад чавуну та інших шихтових матеріалів; температуру чавуну, параметри виплавленої сталі. На підставі розрахунку теплового балансу плавки визначається витрата брукхту, який не тільки визначає склад майбутньої сталі, але й охолоджує плавку при необхідності. Збільшуючи або зменшуючи витрати брукхту можна отримати задану температуру металу в кінці продувки, а змінюючи витрату вапна забезпечується необхідна основність шлаку (2,7–3,6).

2. Лом завантажують в конвертер совками об'ємом 20–110 м³; їх заповнюють ломом в шихтовому відділенні цеху і доставляють до конвертерів рейковими візками. Завантаження ведуть (рис. 8.7, а) через отвір горловини конвертера, перекидаючи совок 3 за допомогою напівпортальної машини 2, або мостового крана, або підлоги (переміщується по робочому майданчику цеху) машини. Завантаження триває 2–4 хв. Іноді з метою прискорення шлакоутворення після завантаження брукхту або перед ним в конвертер вводять частину вапна, що витрачається на плавку.

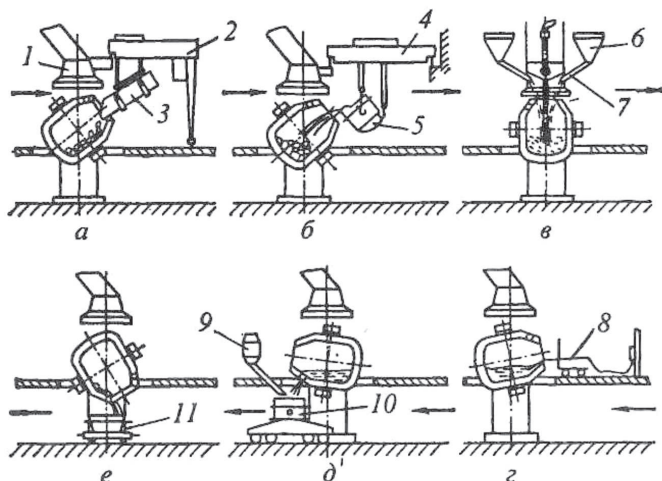
Конвертер при завантаженні нахилений приблизно на 45° з тим, щоб шматки брукхту, що завантажуються ковзали по футерівці, а не падали б зверху, руйнуючи її. При цьому частково стирається футерування і виділяється пил, який видаляється за допомогою зонта газовідводу 1.

3. Рідкий чавун заливають (рис. 8.7, б) в нахилений конвертер через отвір горловини за допомогою мостового крана 4 з заливного ковша 5, який зазвичай вміщує всю порцію заливного чавуну (до 300 т й більше). Заливка відбувається при температурі чавуну від 1300 до 1450 °С протягом 2–3 хв. Заливальні ковші з чавуном доставляють до конвертерів з міксерного або переливного відділень. Під час заливки виділяється гаряче повітря з пилом, який також необхідно вловлювати для уникнення забруднення робочої зони.

4. Ще більше виділень відбувається при завантаженні в конвертер сипучих шлакоутворюючих матеріалів, яке проводиться з бункерів 6 за допомогою індивідуальної автоматизованої системи.

5. Найбільш інтенсивно відбувається газоутворення і виділення в процесі продувки. Після заливки чавуну конвертер повертають у вертикальне робоче положення, вводять зверху фурму і включають подачу кисню, починаючи продування (рис. 8.7, в). Фурму на початку продувки для прискорення шлакоутворення встановлюють у верхньому положенні (на відстані до 4,8 м від рівня ванни в спокійному стані), а через 2–4 хв її опускають до оптимального рівня (1,0–2,5 м залежно від місткості конвертера та особливостей технології).

Протягом першої третини тривалості продувки в конвертер двома-трьома порціями завантажують вапно з бункера 9; разом з першою порцією вапна, що вводиться після початку продувки, додають плавиковий шпат, іноді інші флюси (залізну руду, окатки, боксит та ін.). Витрату вапна розраховують так, щоб шлак виходив з основністю від 2,7 до 3,6. Зазвичай витрата вапна становить 6–8 % від маси сталі.



Завантаження брухту (а), заливка чавуну (б), початок продувки (в), вимір температури (г), злив металу (д), злив шлаку (е)

Рисунок 8.7 – Технологічні операції конвертерної плавки

Продування триває 12–18 хв до отримання заданого вмісту вуглецю в металі. Тривалість продувки залежить від дієвої в цеху інтенсивності подачі кисню, зазвичай $2,5\text{--}5 \text{ м}^3 / (\text{т} \cdot \text{хв})$.

Протягом продувки протікають наступні основні металургійні процеси, утворюючи шкідливі газоподібні виділення підвищеної температури:

а) окислення складових рідкого металу киснем, що вдувається; окислюється надлишковий вуглець, а також весь кремній, близько 70 % марганцю і трохи (1–2 %) заліза. Газоподібні продукти окислення вуглецю (CO і не багато CO_2) видаляються з конвертера через горловину (відходять конвертерні гази), інші оксиди переходять в шлак;

б) шлакоутворення з продуктів окислення складових металу (SiO_2 , MnO , FeO , Fe_2O_3) і вапна, що в них розчиняється (CaO), а також з оксидів, що вносяться міксерним шлаком, іржею сталевого брухту і футерівкою,

що розчиняється. Основність шлаку по ходу продувки зростає в міру розчинення вапна, досягаючи 2,7–3,6;

в) дефосфорація і десульфурція забезпечує видалення частини шкідливих домішок шихти – до 90 % фосфору і до 30 % сірки;

г) нагрівання і розплавлення металу до необхідної перед випуском температури (1600–1660 °C) забезпечується теплом, що виділяється при протіканні екзотермічних реакцій окислення складових рідкого металу. Температура контролюється введенням термопар 8 (рис. 8.7, г);

д) побічний і небажаний процес випаровування заліза в підфурменній зоні через високі температури (2000–2600 °C) і винесення окислювальних парів, що відходять з конвертера з газами, що в свою чергу викликає втрати заліза і забруднює конвертерні гази пилом [15; 16].

6. Виділення газу і тепла відбувається частково при відборі проб, вимірах температури коригування процесу. Продувку закінчують, коли вуглець окислюється до потрібного вмісту згідно марки сталі, що виплавляється. До цього часу метал повинен нагрітись до необхідної температури, а фосфор і сірка видалені до допустимих меж.

7. Випуск металу проводиться в сталерозливний ківш 10 через річку без шлаку; це досягається завдяки тому, що в нахиленому конвертері (рис. 8.7, д) у лютки розташовується більш важкий метал, який перешкоджає потраплянню до неї шлаку, який знаходиться зверху. Такий випуск виключає перемішування металу зі шлаком в ковші та перехід зі шлаку в метал фосфору та FeO . Випуск триває 3–7 хв.

8. Випуск шлаку проводиться в шлаковий ківш 11 (рис. 8.7, е).

У процесі випуску сталі в ківш з бункерів 9 вводять феросплави для розкислення і легування сталі. В кінці випуску в ківш потрапляє трохи (1–2 %) шлаку, який оберігає метал від швидкого охолодження. Для проведення позапічної обробки металу, в ківш вводять сплави, які містять елементи, що слабо окислюються (Mn, Cr і іноді Si), після чого ківш транспортують на установку позапічної обробки, де в процесі вони усереднюються продуванням аргоном. Вводять також елементи, що володіють високою спорідненістю до кисню (Si, Al, Ti, Ca та ін.), що зменшують їх чад. В цьому випадку в момент зливу з конвертера останніх порцій металу роблять «відсічення» шлаку, перешкоджаючи його потраплянню в ківш. Конвертерний шлак містить фосфор, який може переходити в метал. Оксиди заліза, які будуть окислять вводяться в метал в процесі позапічної обробки. У ковші для захисту металу від охолодження та окислення створюють шлаковий покрив, завантажуючи, наприклад, гранульований доменний шлак, вермикуліт, вапно і плавиковий шпат.

Практично всі етапи технологічного процесу, включаючи завантаження металобрухту, рідкого чавуну, сипучих шлакоутворювальних, продування і випуск металу і шлаку, супроводжуються інтенсивним виділенням пилю і нагрітих газів. Для їх аспірації застосовуються різні системи укріття і витяжки. Їх розрахунок залежить від обсягу виділених газів в одиницю часу, який пов'язаний безпосередньо з особливостями прийнятої на підприємствах технології плавки.

8.4.1 Аспіраційні системи конвертерної плавки

Така технологія застосовується в разі недостатнього для споживача ступеня очищення вихідних газів від пилю і виключення забруднення атмосфери вуглекислим газом [17].

Для цього між горловиною конвертера і кесоном котла – утилізатора встановлюється проріз, через який відсмоктується повітря в кількості, достатній для повного згоряння газу, що видаляється. Температура конвертерних газів підіймається до 2000 °С, тому газ проходить через котел утилізатор, де отримують гарячу воду і пар. Перед очищенням від пилю температура газу знижується до 300 °С (рис. 8.8).

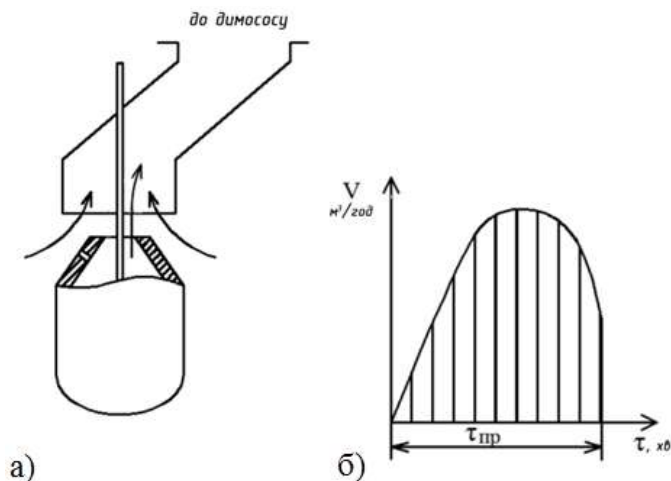


Рисунок 8.8 – Принципова схема конвертера з повним допалюванням вихідних газів

Потужність витяжного вентилятора (димотяга):

$$N_{\text{дв}} = m \rho g H / 1000 \eta; \quad (8.11)$$

де m – коефіцієнт запасу, $m = 1,05\text{--}1,2$, причому m збільшується зі зростанням потужності приводу; ρ – щільність забрудненого газу, кг/м^3 ; Q – продуктивність насоса, $\text{м}^3/\text{год}$; g – прискорення, м/с^2 ; η – коефіцієнт корисної дії (ККД) приводу і насоса.

При розрахунку продуктивності насоса вибирається з урахуванням збільшення об'єму газів внаслідок надходження повітря і реакції горіння. Для зручності розрахунків можна використовувати графік (рис. 8.8, б) і приймати усереднене значення об'єму V .

Зменшення тепломісткості газів внаслідок зниження температури відповідає кількості теплоти, використаної для вироблення пари в охолоджувачі конвертерних газів (ОКГ). Випаровування води, яка поступає з барабана через колектор і циркуляційні насоси в випарні поверхні нагрівання, відбувається одночасно в радіаційних випарних поверхнях нагріву (скранах) і у двох конвективних випарних секціях. Пароперегрівач відсутній, тому споживачам видається тільки насичена пара. При тиску одержуваної пари, наприклад, 4 МПа, температура води в процесі пароутворення проходить такі зміни: в економайзері температура живильної води зростає від 100 °С (при атмосферній деаерації) до температури насичення при вказаному тиску (250 °С), а пара, що надходить з барабана до споживача, має відповідно температуру насичення (250 °С). Вироблення пари в ОКГ відбувається періодично, відповідно до нерівномірності виходу конвертерного газу, що створює проблеми використання пари. Така періодичність виходу конвертерного газу виключає можливість перегріву пари. Складність експлуатації таких ОКГ створюють також конвективні поверхні нагрівання, які забиваються пилом, що призводить до додаткових газодинамічних опорів в тракті. Забруднення поверхонь нагріву пилом знижує тепловіддачу від газів до води та зменшує ефективність поверхонь нагріву. У зв'язку з цим, при відведенні газу з конвертера без допалювання, тобто коли використовується тільки фізична теплота газу, яка не перевищує 20 % від загальної енергії газу, конвективні поверхні нагрівання в ОКГ не встановлюють. Принципова схема радіаційного ОКГ без конвективних поверхонь представлена на рисунку 8.9. Проблема періодичності вироблення пари тут вирішується шляхом акумуляції пари в тепловому акумуляторі. Схема використання пари в цьому випадку передбачає наступні стадії його перетворення:

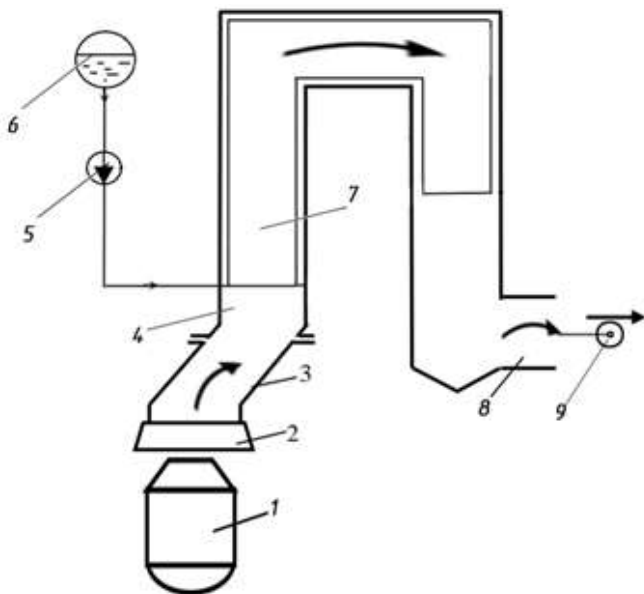
а) періодична зарядка акумулятора парою 4 МПа, що виходить з барабана котла в час виходу конвертерного газу, тобто в період генерації пари;

б) безперервна видача пари з теплового акумулятора в пароперетворювачі, яка досягається шляхом дроселювання пари з 4МПа до 2МПа;

в) випаровування дросельованою парою 2МПа в пароперетворювачі живильної води тиском 1,2 МПа. В результаті виходить насичена пара 1,2 МПа, яка направляється до споживача. При необхідності стабілізації витрати пари, що надходить до споживача, подається додатковий стабілізуювальний потік пари від стороннього джерела;

г) конденсат використаної в пароперетворювачі пари ОКГ після деаерації направляється в барабан котла як живильна вода.

Технологія плавки без допалювання вихідних газів. Наявність укриття горловини конвертера (рис. 8.9) дозволяє виключити контакт горючого газу з повітрям і зменшити об'єм вихідних газів та відповідно потужність димотягів [15].



- 1 – конвертер; 2 – ущільнювач прорізу між горловиною конвертера і кесоном;
3 – кесон; 4 – газохід котла-утилізатора; 5 – циркуляційний насос;
6 – барабан-сепаратор; 7 – радіаційні випарні поверхні; 8 – газохід до
газоочистки; 9 – димотяг

Рисунок 8.9 – Принципова схема радіаційного ОКГ і теплова схема, що стабілізує вироблення пари

При їх розрахунку необхідно враховувати експериментальні дані замірів об'єму V вихідних газів за годину на робочому конвертері (рис. 8.10). За допомогою аспірації виникає можливість зібрати й використати після очищення від пилу фізичну і теплову енергію конвертерного газу (CO) для підігрівання шихти, або як паливо в ТЕЦ.

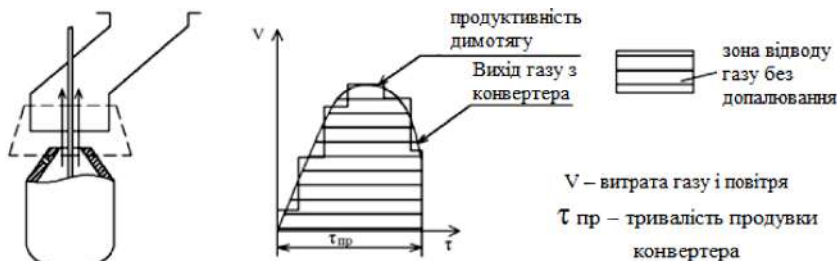


Рисунок 8.10 – Дослідження характеру утворення забруднених газів у процесі продувки

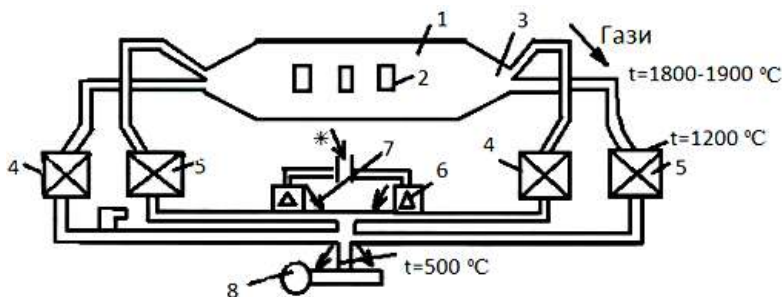
При установці за конвертерами котлів-утилізаторів обов'язкові димотяги. Для конвертерів місткістю 100 т продуктивність димотягів повинна досягати 400 000 м³/рік, при створенні тиску до 12 кН/м². Приводом для них служить електродвигун потужністю до 2000 кВт год. Кисень для продувки конвертерів надходить з кисневої мережі.

8.4.2 Особливості видалення газів від мартенівських печей

Мартенівська піч – агрегат реверсивної дії, у якому напрямок руху вихідних газів у печі періодично змінюється. Гази, що відходять з печі мають температуру $t = 1800\text{--}1900$ °С. Вони, проходячи через насадки, нагрівають повітря й газ до $t = 1000\text{--}1200$ °С і охолоджуються до температури 500 °С. Після охолодження насадок регенератора до температури, що унеможливує нагрів газу, проводять перекидання клапанів і гарячі вихідні газы направляються на холодну насадку [10; 21].

Для визначення характеру і джерел газових виділень доцільно розглянути основні етапи технологічного процесу типової мартенівської печі (рис. 8.11).

Технологічний процес отримання сталі в мартенівських печах включає кілька періодів: заправку печі, завалку шихти, заливку чавуну, плавлення шихти, доведення плавки, розкислення, легування і випуск сталі з печі.



1 – піч; 2 – завантажувальні вікна; 3 – головка печі; 4 – повітряний регенератор; 5 – газовий регенератор; 6 – перекидний клапан; 7 – повітряний і газовий шибер; 8 – димар

Рисунок 8.11 – Конструкція мартенівської печі

Заправка. Після випуску піч оглядають і виправляють помічені неполадки. За час плавки ті частини задньої та передньої стінок, а також укосів печі, які стикалися зі шлаком, часто піддаються його впливу і частково руйнують футерівку у вигляді різних за розміром заглиблень («ям»). Перед заправкою (ремонт футерівки) з виявленого поглиблення стисненим повітрям видують шлак який там накопичився.

Природньо, при цьому виділяється хмара пилу в гарячому повітрі, яку необхідно видаляти, щоб не забруднювати робоче середовище.

За допомогою заправних машин через завалювальне вікно подається струмінь з вогнетривких матеріалів (доломіт або магнезит), розплавляючись вони наварюють необхідний шар для вирівнювання поверхні стінки. Горби на подині видаляють («стравлюють») і закидають на ці місця матеріали, котрі вступають у взаємодію з матеріалами подини й знижують температуру їх плавлення. Операція заправки печі в залежності від стану подини, розмірів печі та умов проведення операції триває від 10 до 30 хв.

Завалка шихти. Подача металошихти та сипучих матеріалів проводиться стандартним складом. До складу шихти входить її неметалічна частина – залізна руда та вапняк, і металева – залізний лом і рідкий чавун. Заливка чавуну проводиться «під факел» через два жолоби, що встановлені в крайні завалювальні вікна. Тривалість заливки не більше 25 хвилин. Всі тверді шихтові матеріали подають до печі в мульдах. В процесі завалювання виділяється пил від сипучих матеріалів і гаряче повітря при заливці чавуну, які змішуються і викидаються через завалювальні вікна у великих обсягах. Для печі місткістю 500 т завалку проводять трьома складами.

Під час продування ванни киснем завалка шихти займає більше часу, оскільки вона проводиться послідовно в кілька операцій в наступному порядку: на подину завалюється легкий брухт, потім вапняк, пакети, скрап і «козли», обріз слябів і бій зливків. Шихта завалюється рівномірно по ванні. Тим самим, збільшуються обсяги й час впливу забруднених газів на робочий простір.

Завалку всіх шихтових матеріалів необхідно проводити якомога швидше при максимальному тепловому навантаженні без зниження температури зводу печі нижче 1500 °С. Для забезпечення швидкої заливки чавуну з подальшим енергійним протіканням реакцій в ванні й спуском шлаку необхідний обов'язковий прогрів шихти без її спікання і місцевого розплавлення. Тривалість завалювання всієї твердої шихти на великовантажних печах становить 2–2,5 години.

Плавлення шихти. Після повного зливу чавуну в піч починається продувка ванни киснем. На початку продувки кисневі фурми опускають обережно, щоб уникнути пошкоджень. У міру проплавлення шихти та зниження рівня ванни фурми опускають ще нижче. Під час продувки вихідні сопла головок фурм знаходяться на 50–100 мм нижче рівня розділу шлак-метал. Через 10–15 хвилин після зливу всього чавуну в піч починається спуск шлаку. Своєчасне видалення шлаку – найважливіша умова отримання шлаку необхідної основності до моменту розплавлення, максимального видалення сірки й фосфору з металу і мінімальних втрат заліза зі шлаком, що збігає. Оптимальна тривалість спуску шлаку 30–40 хвилин. Спуск шлаку здійснюється через поріг середнього завалювального вікна.

У процесі продувки відбувається активне газоутворення з пилом, парами металу й шлаку. За допомогою димосмоків гарячий газ подається на регенератори підігріву повітря й газу.

Доведення плавки. Операцію, при якій в результаті підсадок залізної руди або продувки починається енергійне кипіння ванни, яке часто називають «поліруванням». В результаті скачування шлаку з ванни видаляється фосфор, по ходу полірування внаслідок підсадок вапна поступово формується високо основний шлак і підвищується температура ванни. Це створює сприятливі умови для видалення сірки.

На печах, які працюють з продуванням ванни киснем, початок періоду чистого кипіння визначається утворенням сформованого шлаку. Тривалість періоду чистого кипіння має бути 30–60 хвилин.

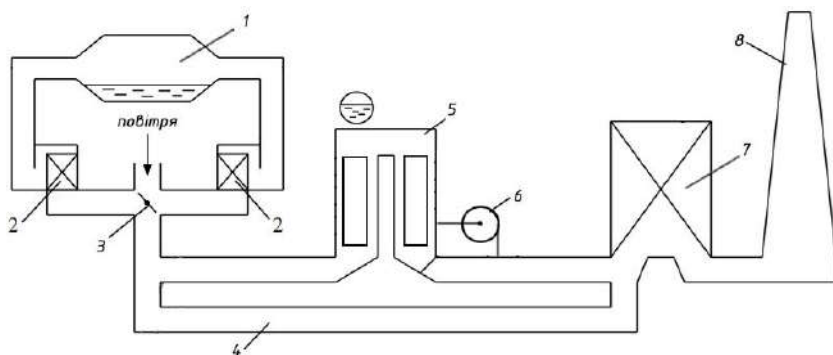
Розкислення і легування. Кипіння ванни припиняється в момент введення в неї розкиснювача і легувальних добавок. Введені в піч і ківш розкиснювачі повинні бути сухими. Процес газоутворення відносно спокійний і менший за об'ємом.

Випуск сталі. Існує два способи розливання металу. Перший – найпростіший і дешевий – *розливання зверху*, коли сталь з ковша надходить безпосередньо в виливницю. Ківш з металом перевозиться розливним краном від однієї виливниці до іншої й встановлюється над виливницею так, щоб струмінь металу надходив у виливницю чітко по центру.

Другий спосіб розливання – *сифонне розливання* полягає в наступному. На одній масивній чавунній плиті – піддоні, що має канали, встановлюють кілька виливниць. Розлив відбувається більш спокійно, заповнюючи одночасно виливниці знизу-вгору і створюючи оптимальні умови для підйому шлаку і шкідливих включень в верхню частину зливка.

Той чи інший спосіб розливання вибирають в залежності від призначення металу, ваги зливків, їх кількості на одній плавці, практики роботи цеху. Виділені гази підіймаються вгору, ускладнюючи роботу розливників і кранових машиністів.

Схема аспірації виділених газів і їх очищення представлена на рисунку 8.12.



1 – мартенівська піч; 2 – регенератор; 3 – перекидний клапан; 4 – газоходи;
5 – котел-утилізатор; 6 – димотяг; 7 – газоочистка; 8 – димова труба

Рисунок 8.12 – Схема утилізації газів, що виділяються з мартенівської печі

Особливості видалення газів двохованих мартенівських печей. Двохованні печі, або двохованні сталеплавильні агрегати (ДСА) запропоновані для вдосконалення мартенівського процесу.

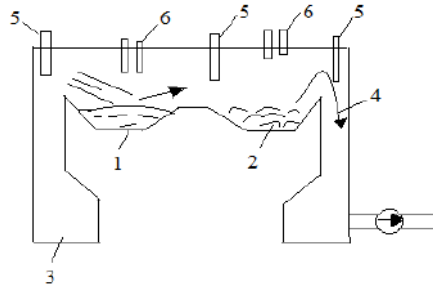
Недоліки звичайної мартенівської печі:

- наявність регенераторів, які забиваються пилом при нагріванні відхідними газами, що значно знижує теплопередачу від насадок;
- ремонт і заміна регенераторів – складаний та громіздкий процес.

У двохванної печі немає регенераторів. Тепло гарячих вихідних газів з першої ванни використовується в другій додатковій ванні для нагрівання шихти. Устрій ДСА представлено на рисунку 8.13.

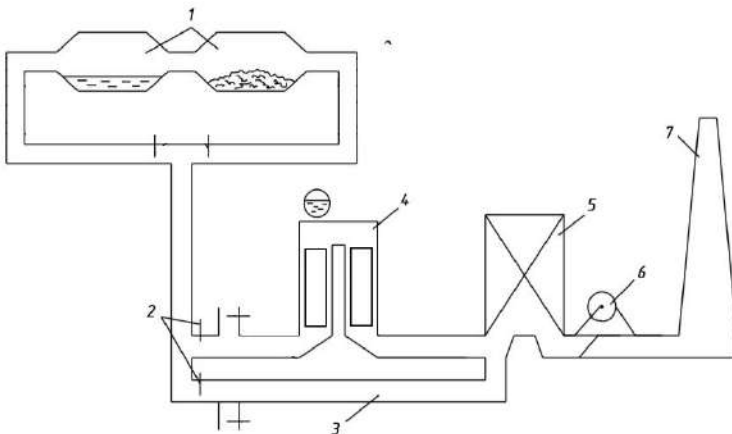
Технологія процесу заснована на тому, що газ, які відходять з ванни 1 нагрівають тверду шихту в ванні 2. Після здійснення циклу процес повторюється у зворотному порядку.

Переваги печі: висока продуктивність; менша трудомісткість ремонтів; можливість розміщення нових печей в наявних габаритах.



1, 2 – ванни печі; 3 – шлаковик; 4 – головка; 5 – паливно-кисневі пальники;
6 – кисневі фурми

Рисунок 8.13 – Технологічний процес у двованній печі



1 – сталеплавильні ванни; 2 – клапани; 3 – газоходи; 4 – котел-утилізатор;
5 – газоочистка; 6 – димотяг; 7 – димова труба

Рисунок 8.14 – Видалення вихідних газів двованної мартенівської печі

Процес видалення вихідних газів регулюється системою клапанів, що дозволяє об'єднати дві ванни до одного газоходу (рис.8.14). Послідовно: гарячий газ за допомогою димотягу проходить для охолодження через котел – утилізатор, потім очищення від пилу в газоочистці та подається в димову трубу і розсіюється в атмосфері до прийнятної концентрації.

8.4.3 Причини і джерела шкідливих викидів при виплавці електросталі

Виплавка сталі в електричних печах є процесом сталеплавильного виробництва, що найбільш динамічно розвивається. Високі техніко-економічні показники виробництва і можливість отримання металу з найширшими властивостями призвело до безперервного підвищення ролі електрометалургії в сталеплавильному виробництві. Середні темпи зростання електросталеплавильного виробництва значно вищі загальних темпів зростання інших видів виробництва сталі. Основна причина полягає в широкій технологічній гнучкості, менших капіталовкладеннях в будівництво і розвиток, а також в зменшенні (майже у два рази) загальних витрат енергії в порівнянні зі схемою доменна піч – конвертер. Крім того, важливим фактором є відносно прості схеми уловлювання газоподібних шкідливих викидів, що пояснюється компактністю устрою печей (рис. 8.15) [10; 18].

Для визначення причини та джерел шкідливих викидів при виплавці електросталі доцільно розглянути особливості технології процесу.

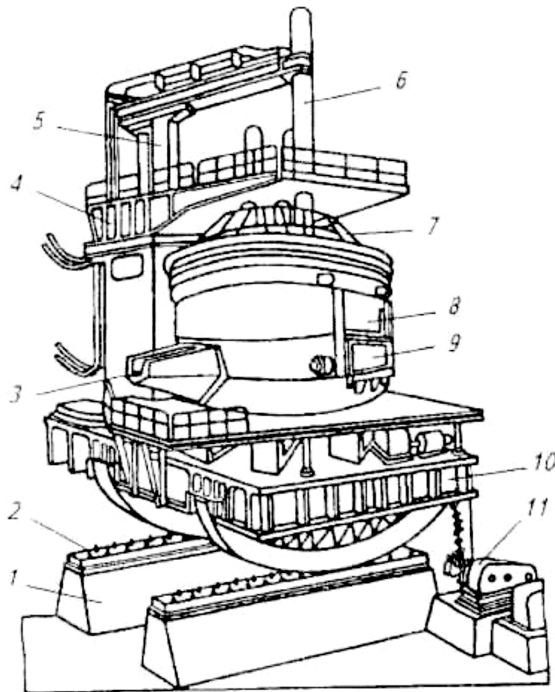
В основі сучасного способу виплавки сталі в дугових електропечах лежить високотемпературний фізико-хімічний процес, при якому отримують розчин вуглецю, марганцю, кремнію, хрому та ряду інших елементів в розчині заліза в чітко заданих пропорціях.

Плавку сталі ведуть в робочому просторі; на більшості печей він має склепіння і стінки, виконані з вогнетривкого матеріалу. Зверху робочий простір обмежений куполоподібним склепінням, знизу сферичним подом та з боків стінками. Вогнетривка кладка поду та стін поміщена в металевий кожух. Знімне склепіння набране з вогнетривких цеглин, що спираються на опорне кільце.

Через три, симетрично розташовані, в склепінні отвори в робочий простір введені струмопідвідні електроди, які за допомогою спеціальних механізмів можуть переміщатися вгору та вниз. На піч подається трифазний змінний струм.

Струм підводиться гнучкими кабелями та водоохолоджуваними мідними трубами. Піч спирається на два опорні сектори, які перекочуються

по станині, нахил печі у бік випуску й у бік основного робочого вікна здійснюється за допомогою рейкового механізму.



1 – фундамент; 2 – фундаментна балка; 3 – зливний жолоб; 4 – напівпортал;
5 – телескопічна стійка; 6 – електрод; 7 – склепіння; 8 – корпус печі; 9 – робоче
вікно; 10 – люлька; 11 – привід механізму нахилу

Рисунок 8.15 – Дугова сталеплавильна піч місткістю 200 т (ДСП-200)

Шихту завантажують зверху за допомогою бадді. Для відкриття плавильного простору склепіння печі, що підвішена на ланцюгах, підіймають до порталу. Портал зі склепінням і електродами відвертається у бік зливного жолоба за допомогою візка. Передбачено обертання кожуха і печі на кут 40° в обидві сторони механізмом повороту корпусу. Піч має пристрій для електромагнітного перемішування рідкого металу. Статор пристрою встановлений під днищем печі в центральному отворі люльки.

Весь процес плавки включає кілька етапів, які відрізняються технологічними операціями, що виконуються: заправка печі, завантаження

шихти, плавлення, скачування окисненого шлаку, коксування, розкислення, доведення до заданого хімічного складу [19].

У період заправки шляхом засипки магнезитового і доломітового порошоків на найбільш пошкоджені ділянки подини й стін відбувається випаровування зношених ділянок футерування і винос дрібних фракцій у вигляді гарячого повітря з пилом. Заправка проводиться в мінімально короткий час, щоб уникнути надмірного охолодження футерівки, тому кількість викидів пилу в цей період незначне.

Завантаження шихти в піч проводиться за допомогою спеціальної бадді або кошика при відкритому робочому просторі. Як правило, шихта містить горючі матеріали, такі як кокс, які відразу ж після зіткнення з гарячою подиною і стінами, запалюються, утворюючи дим. Оскільки робочий простір відкритий, то дим виділяється в атмосферу. Кількість цього диму залежить від вмісту мінеральних речовин в шихті.

Після завантаження піч закривається склепінням, електроди опускаються в робочий простір і включається електричний струм. Під дією тепла електричних дуг відбувається плавлення шихти, рідкий метал стікає вниз і накопичується на подині.

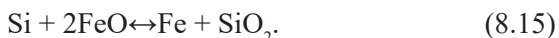
В першу чергу вступає у взаємодію з киснем повітря залізо, не покрите в період плавки шлаком [18]:



Оксид заліза утворюється також внаслідок взаємодії з залізом діоксиду заліза (III):



За час плавлення кремній майже цілком окислюється:



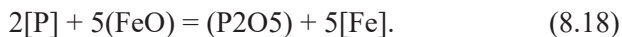
Вуглець в період плавлення окислюється значно повільніше через низьку температуру металу:



Реакція окислення марганцю протікає більш енергійно за рахунок з'єднання з оксидами кремнію:



Фосфор розчинений в рідкому металі у вигляді фосфіду заліза. При наявності кисню в сталі, фосфор окислюється по реакції:



Фосфорний ангідрид (з'єднання нестійке) не розчиняється у металі, а переходить в шлак, вступаючи в міцні з'єднання з вільним оксидом кальцію:



Необхідною умовою зниження вмісту фосфору в металі є збільшення вмісту кисню (оксиду заліза) в металі і оксиду кальцію в шлаку.

Такі оксиди, як SiO_2 , MnO , P_2O_5 практично не розчиняються в рідкому металі, а підіймаються на його поверхню, утворюючи шлак. Для утворення необхідної кількості шлаку в піч додають вапно [19].

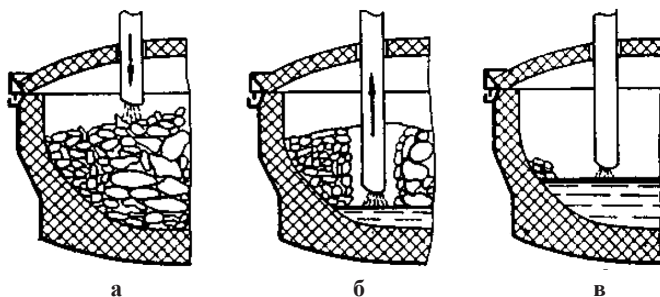
Оксиди також утворюються внаслідок окислення металу повітрям, що надходить в піч через нещільності. Шкідливі гази, що утворилися виділяються в робочу зону через склепінні отвори, які надзвичайно складно ущільнювати.

Період плавлення є найбільш енергомістким процесом, залежно від місткості та сортаменту сталі він складе 1/3–1/2 загального часу виплавлення сталі в печі. Велике «теплосприйняття» холодної шихти дозволяє працювати трансформатору на максимальній потужності, проте спочатку, коли електроди знаходяться над шихтою, велика напруга, а, відповідно, і потужність, приводять до перегріву бічних стінок і склепіння печі. Відбувається руйнування футерівки бічних стінок і склепіння печі, тому максимальний ступінь включається тільки після проплавлення колодязів під електродами (рис. 8.16). У процесі плавлення максимальна напруга ще необхідна для того, щоб понизити втрати мережі. Лише на самому початку плавлення, коли дуги електродів відкриті та розташовані високо (рис. 8.16, а), випромінювання довгих дуг може привести до перегріву футерівки склепіння і стін, тому в перші хвилини рекомендується застосовувати нижчу напругу.

В процесі плавлення кожна дуга електроду пропалює колодязь діаметром на 30–40 % більше власного за 30–40 хв. У середній частині колодязя відбувається максимальний теплообмін. В міру опускання електроду дуга стає коротшою, крім того, дуга може діяти на подину (рис. 8.16, б) [20].

Тому електроди підіймаються, і піч повертається. Проте, після пропалення колодязів залишаються «мости». Великі шматки шихти можуть відколюватися і при бічному ударі сколювати електрод. Для усунення «мостів» застосовують два види кисневих пальників:

- в бічній поверхні печі тангенціально розташовані три водоохолоджувані пальники під кутом 30° до дотичної (рис. 8.16, а);
- в склепінні, вертикально розташовані пальники (рис. 8.16, б).



а – початок плавлення; б – проплавлення колодязя; в – кінець плавлення

Рисунок 8.16 – Стадії плавлення шихти

Можливе використання пальників, що вводяться через робоче вікно. Використання кисневих пальників дозволяє зменшити тривалість плавки на 15–20 %, на 10 % зменшити витрату електродів, матеріалів футерівки, хоча загальна витрата енергії збільшується.

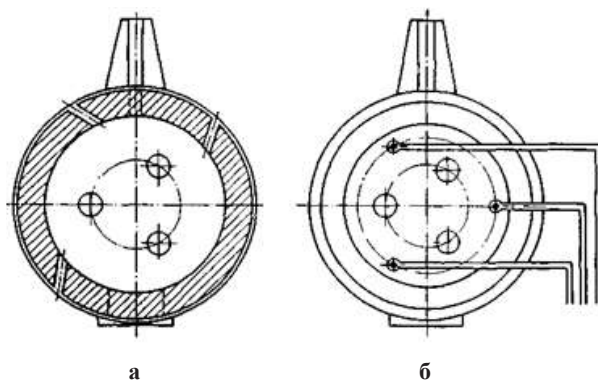


Рисунок 8.17 – Схема розташування бічних (а) і склепінних (б) газово-кисневих пальників

Пиловиділення в період розплавлення дуже нестабільне і залежить від багатьох технологічних і випадкових факторів. До технологічних факторів належать: сила струму і напруга, що подається в піч, спосіб інтенсифікації плавлення, щільність шихти, марка сталі, що виплавляється і т. п.

Випадкові фактори – це непередбачені обвали шихти при нерівномірному її плавленні, коротке замикання між шихтою та електродами, ламання електродів і та інше.

Газовиділення в період розплавлення невелике, що пояснюється малою швидкістю окислення вуглецю у ванні печі. В основному виділення оксиду вуглецю відбувається в зоні дуги, де температура металу максимальна.

Після повного розплавлення шихти зливають 60–70 % шлаку і відбирають першу пробу металу для визначення вмісту вуглецю, марганцю, фосфору, хрому, нікелю. Починається окислювальний період плавки, в ході якого відбувається інтенсивне кипіння ванни в результаті окислення вуглецю, що міститься в металі, внаслідок подачі в піч залізної руди або газоподібного кисню.

Протягом усього окислювального періоду відбувається дефосфорація металу, для чого разом з рудою в піч подають вапно і застосовують газоподібний кисень для інтенсифікації зневуглицювання.

У цей період плавки пилогазові викиди найбільші (з печі йде густий бурий дим) з виділенням значного обсягу оксиду вуглецю і тепла. Температура металу в реакційній зоні значно перевищує температуру випаровування металів, що й обумовлює наявність пилу в газах [20]. Рафінування є останнім періодом плавки. Під час нього видаляється кисень з металу, доводиться хімічний склад сталі до необхідного, проводиться видалення сірки та нагрівання металу до температури, необхідної для розливання.

Після отримання металу заданого хімічного складу і досягнення певної температури виробляють кінцеве розкислення шляхом присадки в ванну алюмінію і готують метал до випуску. Відновлювальний період плавки проводять на низьких ступенях напруги та потужності.

Пилогазові викиди в цей період незначні. В основному виділяється оксид вуглецю з малим вмістом пилу.

Характеристика забруднень виробничого середовища при виплавці електросталі. Основними елементами, що утворюють газову фазу викидів дугових електроплавильних печей є вуглець, що міститься в шихті та електродах, а також азот і кисень, що потрапляють у робочий простір печі з атмосферним повітрям. У невеликих кількостях в газовій фазі присутній водень, який виходить в результаті дисоціації водяної пари повітря і вологи, що потрапляє в піч з шихтою і легуючими добавками.

Вуглець і азот при високих температурах вступають в реакцію з киснем, утворюючи оксид і діоксид, а, з'єднуючись між собою, виділяються у вигляді ціністих з'єднань. Крім того, в газах дугових

електросталеплавильних печей в залежності, від марки сталі, що виплавляється, є оксиди сірки й фториди. Загальна кількість газів, що утворюються і їх хімічний склад значно відрізняється від плавки до плавки та залежать від електричного режиму плавки, способу її інтенсифікації, характеристики вихідної шихти, марки сталі, що виплавляється. Висока температура у ванні й робочому просторі зумовлює утворення різних летючих з'єднань. Найбільш шкідливими є оксиди вуглецю та азоту. Крім того, вони виділяються в значних кількостях (табл. 8.2) [20].

Як бачимо, гази дугових електросталеплавильних печей містять значну кількість шкідливих хімічних сполук. Наявність в них окису вуглецю і водню робить ці гази горючими та вибухонебезпечними, тому при проєктуванні установок з уловлювання та очищення цих газів слід враховувати даний фактор, щоб уникнути ударів і вибухів.

Таблиця 8.2 – Середній хімічний склад газів у робочому просторі дугової електросталеплавильної печі за періодами плавки

Значення	Складові, %				
	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	N ₂
Розплавлення					
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
Продувка киснем					
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
Рафінування					
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

Температура газів, що відходять залежить від характеру протікання плавки та коливається від 1000 °до 1900 °С, але в більшості випадків гази мають температуру, однакову з металом, тобто близько 1600 °С. Крім того, температура газів залежить від способу відбору газів з печі, ступеня і місця допалювання оксиду вуглецю по газовому тракту, ступеня розбавлення газів повітрям і періоду плавки. Мінімальна температура газів, що відходять (200–300 °С) спостерігається в початковий період розплавлення, а максимальний (1900 °і вище) в період продувки киснем, коли допалювання оксиду вуглецю відбувається за межами робочого простору печі.

Кількість пилу, що виділяється з дугової електросталеплавильної печі залежить від технологічного режиму плавки та матеріалів шихти. Кількість і склад плавильного пилу змінюються в значних межах залежно від періоду плавки. Найбільша запиленість газів дугових електропечей спостерігається в період продувки ванни киснем.

Слід розрізняти концентрацію пилу в робочому просторі печі й на виході з неї. Як правило, в робочому просторі печі запиленість на порядок вище ніж, наприклад, перед газоочисткою. Це пояснюється розведенням пічних газів атмосферним повітрям по ходу газовідвідного тракту. Коливання запиленості газів перед газоочисткою спостерігається в залежності від способу їх уловлювання.

Аналіз даних свідчить про залежність концентрації пилу від технологічного періоду плавки. З урахуванням даних концентрації пилу і тривалості різних періодів плавки в дугових електросталеплавильних печах можна відзначити, що 75 % валових викидів пилу припадає на першу половину плавки.

У таблиці 8.3 представлений хімічний склад пилу, відібраної з робочого простору печі.

Таблиця 8.3 – Хімічний склад пилу в печі

Періоди лавки	Склад компонентів, %								Інші компоненти
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	NiO	Cr ₂ O ₃	
Розплав	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

Хімічний склад пилу залежить від марки сталі, що виплавляється і змінюється по ходу плавки.

Слід зазначити, що характерним для хімічного складу пилу електропечей є знижений вміст оксидів заліза і підвищений вміст оксидів кремнію, магнію і марганцю.

Дрібнодисперсний пил утворюється в результаті випаровування металу в зоні дії електричних дуг і кисневої продувки та подальшої конденсації в пічному просторі. Більші фракції дають шлакоутворювальні та мелені добавки (табл. 8.4).

Особливістю даної схеми є комплексна система видалення шкідливих газових викидів: безпосередньо з під склепіння печі через спеціальний отвір і зверху над електродами через підвісний зонт. За системою газоходів газ направляється на газоочистку з використанням димосмока. Очищений газ надходить в димову трубу, а зібраний пил з газоочистки відправляється на перероблення і використовується в підготовці шихти.

Таблиця 8.4 – Фракційний склад пилу

Розмір частинок, мкм	0–5	5–10	10–20	20–40	>40
Вміст, %	71,9	8,3	6,0	7,5	6,3

Аспірація і утилізація вихідних газів дугової електропечі представлена на рис. 8.18.

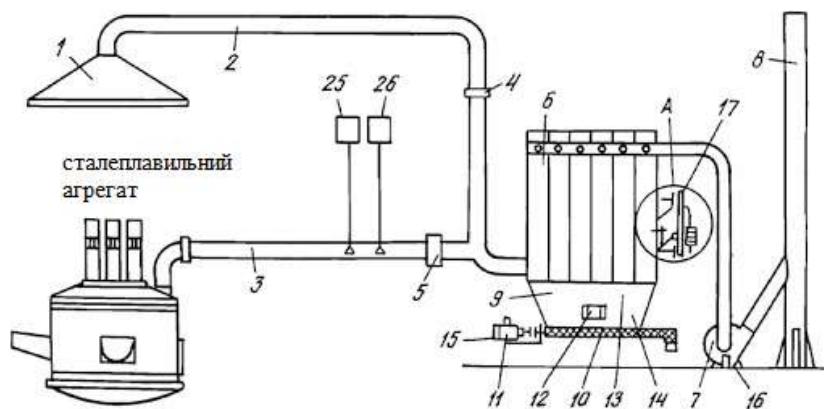


Рисунок 8.18 – Схема аспірації газових викидів дугової печі

8.5 АСПІРАЦІЯ КОКСОХІМІЧНОГО ВИРОБНИЦТВА

При виробництві коксу виділяється дуже багато шкідливих викидів газоподібного і рідкого типу, усунення та утилізація яких вимагає значних матеріальних і фінансових затрат. Для розробки раціональної системи видалення і перероблення викидів з метою створення допустимих умов праці необхідно розглянути причини та характер їх утворення [9; 10].

8.5.1 Причини і джерела утворення шкідливих викидів при виробництві коксу

Кокс – твердий матово-чорний, пористий продукт. З 1 т сухої шихти одержують 650–750 кг коксу. Він використовується головним чином в чорній і кольоровій металургії, ливарному виробництві, а також для газифікації, виробництва карбіду кальцію, електродів, як реагент і паливо в ряді

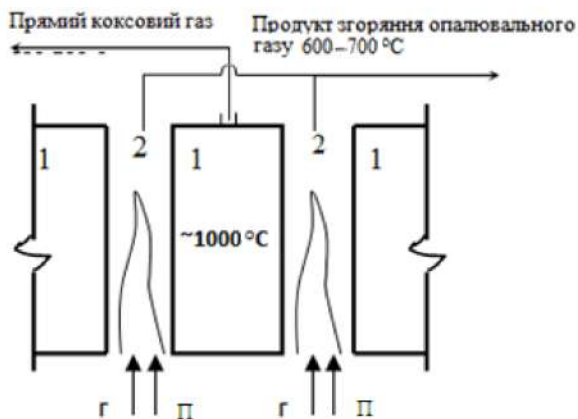
галузей хімічної промисловості. Кокс повинен мати достатню механічну міцність, бо він може руйнуватися в металургійних печах під тиском шихти, що порушує їх нормальну роботу, знижує продуктивність і т. д.; він повинен володіти теплотворною здатністю 31,4–33,5 МДж/кг. Кокс отримують на коксохімічних заводах шляхом розкладання коксівного вугілля без доступу повітря. Показниками якості коксу є горючість і реакційна здатність. Перший характеризує швидкість горіння коксу, другий – швидкість відновлення їм двоокису вуглецю. Обидва ці процеси гетерогенні, швидкість їх визначається не тільки складом коксу, а і його пористістю, бо від неї залежить поверхня контакту взаємодійних фаз. Якість коксу також характеризується вмістом в ньому сірки, золи, вологи та летких.

Коксування здійснюється в високопродуктивних коксових печах, що обігріваються низькокалорійним (доменним) або висококалорійним (коксівним) газом. На рисунку 8.19 представлена одна з наявних схем виробництва коксу. При подальшому нагріванні напівкоксу втрачає залишкові летучі речовини, головним чином водень, і зазнає усадку, що викликає його розтріскування. При температурі від 650 до 800 °С напівкокс переходить в кокс середньо температурного коксування. Вище 950 °С напівкокс повністю перетворюється на кокс.



Рисунок 8.19 – Схема технологічного процесу виробництва коксу

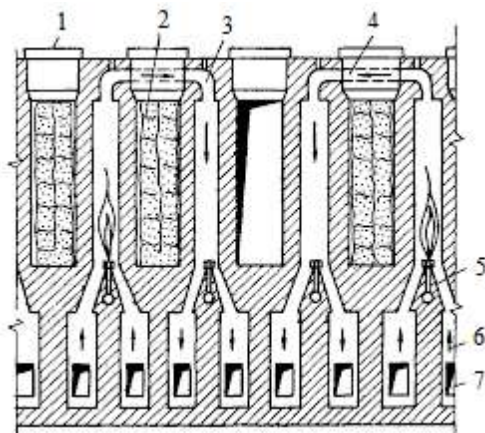
Коксові камерні печі формуються у вигляді батарей (рис. 8.20) [9].



*1 – камера коксування; 2 – опалювальні простінки (вертикаль);
П – повітря; Г – газ*

Рисунок 8.20 – Схема коксової батареї

Коксова піч (рис. 8.21) складається з 61–69 камер, що працюють паралельно, які становлять собою довгі, вузькі канали прямокутного перерізу, викладені з вогнетривкої цегли (динасу).



1 – кришка завантажувального люка; 2 – коксова камера; 3 – газохід гріючих газів; 4 – завантажувальний люк; 5 – форсунка спалювання газу; 6 – подача нагрітого повітря і газу; 7 – регенератор

Рисунок 8.21 – Устрій коксової печі

Кожна камера вміщує від 15 до 23 т шихти, має передню і задню знімні двері, які у момент завантаження камери щільно закриті та знімаються під час вивантаження коксу. У зведенні камери знаходяться завантажувальні люки 4, які відкриваються при завантаженні вугілля і закриті в період коксування. По рейковому шляху, розташованому над коксовими камерами, переміщується завантажувальний вагон, який через завантажувальні люки подає шихту в коксові камери. Уздовж однієї зі сторін батареї по рейковому шляху переміщується коксовиштовхувач – машина, яка після закінчення процесу коксування розкриває двері камери й виштовхує отриманий кокс. З іншого боку по рейковому шляху переміщується гасильний вагон, який приймає розпечений кокс, транспортує його під вежу гасіння і потім вивантажує на рампу. Нагрівання вугілля в камері відбувається через стінки камери димовими газами, які проходять по обігрівальним простінкам, розташованим між камерами. Гарячі димові гази утворюються в результаті спалювання доменного, зворотного коксового або рідше генераторного газів. Для забезпечення рівномірності прогріву завантаженого вугілля проводиться розрахунок габаритів камери та рівномірного розподілу газів, що гріють в обігрівальному простінку. Звичайна ширина камери становить 400–450 мм. Довжина камери обмежується статичною міцністю простінків, труднощами видалення коксу з камери, складністю розподілу газів в обігрівальному простінку. Довжина камери дорівнює приблизно 14 м. Висота камери визначається в основному умовами рівномірного обігріву її по висоті. З цієї точки зору, задовільна висота камери близько 5,5 м [15].

Тепло димових газів, що виходять з обігрівального простінка, використовується в регенераторах для нагріву повітря і газоподібного палива, що надходять на обігрів коксових печей. В результаті утилізації фізичної теплоти коксу збільшується тепловий коефіцієнт корисної дії (ККД) печі. Після регенераторів температура газів, що відходять, становить 250–300 °С.

Орієнтовно, тепловий баланс процесу коксування виглядає наступним чином (табл. 8.5).

З видаткової частини теплового балансу виходить, що процес коксування є джерелом теплових ресурсів, на частку яких припадає 90 % від загальної витрати тепла, включаючи теплоту розпеченого коксу (40 %), фізичну теплоту прямого коксового газу (30 %) і продуктів згоряння опалювального газу (20 %).

Для охолодження розпеченого коксу, використання його фізичної теплоти доцільно застосовувати установки сухого гасіння коксу (УСГК), які на відміну від мокрого (з використанням води), мають такі переваги:

– Істотно поліпшується якість коксу внаслідок відсутності розтріскування (утворення дрібниці) і зволоження коксу. Ізотермічна витримка при сухому гасінні робить кокс більш пористим і газопроникним, що підвищує реакційну здатність коксу.

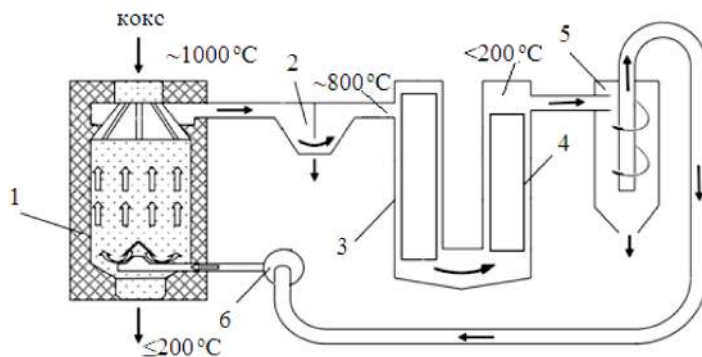
– Відсутня витрата води на зрошення коксу і, відповідно, утворення токсичних стічних вод (при мокрому гасінні витрата води становить 4–5 м³/т коксу).

– Відсутні виділення токсичної пари в атмосферу.

Циркулює в УСГК охолоджувальний інертний газ, який забирає тепло розпеченого коксу та передає його у котлі-утилізаторі воді, створюючи пару (рис. 8.22).

Таблиця 8.5 – Характеристика теплових викидів процесу коксування

Прихід теплоти	Витрата теплоти
Теплота, що отримується від спалювання палива ($Q_{\text{т}} \sim 95 \%$)	Теплота розпеченого коксу ($Q_{\text{к}} \sim 40 \%$)
Фізична теплота газу й повітря, що йдуть на обігрів печі ($Q_{\text{г.п.}} \sim 2 \%$)	Фізична теплота прямого коксового газу ($Q_{\text{к.г.}} \sim 30 \%$)
Фізична теплота вугільної шихти ($Q_{\text{ш}} \sim 2 \%$)	Фізична теплота продуктів згоряння опалювального газу ($Q_{\text{о.г.}} \sim 20 \%$)
Теплота від чаду коксу ($Q_{\text{чк}} \sim 1 \%$)	Втрати теплоти в навколишнє середовище ($Q_{\text{вт}} \sim 10 \%$)
Всього: 100 %	Всього: 100 %



1 – УСГК; 2 – пилоосаджувальна камера; 3 – котел-утилізатор;
4 – економайзер; 5 – пилоосаджувальний циклон; 6 – ексгаустер, що забезпечує циркуляцію охолоджувального газу

Рисунок 8.22 – Принципова схема установки сухого гасіння коксу

У представленій схемі реалізована можливість повної аспірації нагрітого і забрудненого газу. При цьому використовується замкнутий цикл руху газів. Після охолодження вихідних газів в котлі-утилізаторі та очищення від пилу в циклоні, газ за допомогою ексгаустера подається в УСГК.

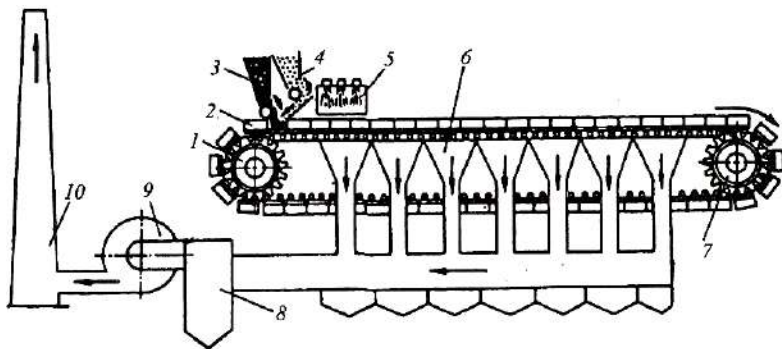
Для видалення коксового газу з коксових печей, проведення його через систему газоочистки й подачі споживачам застосовують турбоексгаустери з паровим або електричним приводом продуктивністю: 72 000 м³/рік з тиском до 36 кН/м² і потужністю приводу приблизно 1000 кВт. Для видалення продуктів згоряння з коксових печей і викид їх в атмосферу, а також для циркуляції інертного газу в установках УСГК, використовують димосмок продуктивністю 150 000 м³/рік, при тиску до 60 кН/м² з електроприводом потужністю до 500 кВт.

8.6 АСПІРАЦІЙНІ СИСТЕМИ АГЛОМЕРАЦІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА

8.6.1 Характер утворення шкідливих викидів та джерела їх виділення при агломерації

Агломерат – згрудкований рудний концентрат, отриманий в процесі агломерації [9; 12]. Спечена в шматки дрібна (часто пилоподібна) руда розміром 5–100 мм з незначним вмістом дрібниці. Агломерат отримують при випалюванні залізних та інших руд. У чорній металургії він є основною залізорудною сировиною для отримання чавуну в доменній печі. При виробництві агломерату основними компонентами шихти є залізорудні концентрати, залізна руда, шлами, окалина, флюси й тверде паливо. Їх змішують в заданому масовому співвідношенні, що задовольняє вимогам отримання агломерату при певних технологічних параметрах [6]. Концентрат спікають на агломашинах, (рис. 8.23).

При цьому частина суміші, яка легко сплавляється розплавляється й утримує собою більш тверді частинки. Для цього її змішують з порошкоподібним коксом, флюсами (як правило, вапняк або доломіт) і огрудковують. Потім отримана шихта завантажується рівномірним шаром на аглострічку. Запалювання і зовнішній нагрів шихти здійснюється продуктами спалювання природного газу в горні. Спікання підготовленої шихти є основним етапом в технології отримання агломерату. Цей процес ведеться на колосникових ґратах агломашини при просочуванні повітря в результаті розвитку високих температур при горінні вуглецю палива в шарі шихти. Процес агломерації має шаровий характер.



1 – привід аглострічки; 2 – стрічка з агловізками; 3 – бункер залізорудної сировини; 4 – бункер добавок; 5 – горн запалювання; 6 – вакуум-камери; 7 – ведена зірочка; 8 – газоочистка; 9 – ексгаустер; 10 – димова труба

Рисунок 8.23 – Технологічна схема виробництва агломерату на агломашині

За висотою спікання шар шихти можна умовно розділити на наступні зони:

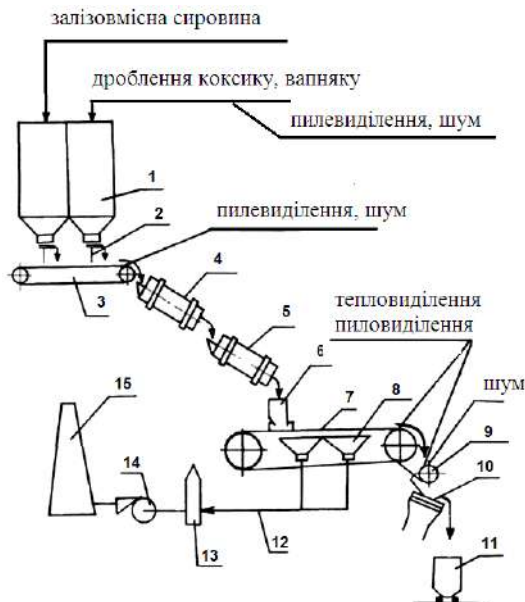
1. Перезволоження шихти.
2. Сушка й інтенсивне нагрівання шихти.
3. Горіння і досягнення максимальних температур.
4. Кристалізація й охолодження готового агломерату.

З моменту запалювання шихти волога, яка міститься в ній, випаровується і переходить у відхідний газ. Проходячи через холодну частину шару шихти, газ охолоджується до температури нижче точки роси, тобто до температури, при якій пари води конденсуються і шихта перезволожується. У зоні сушки й нагріву відбувається випаровування вологи та інтенсивний нагрів шихти до температури займання коксового дріб'язку з розкладанням карбонатів, окислення сульфідів і частини магнетиту. У зоні горіння і максимальних температур крім горіння вуглецю та утворення рідкої фази, де відбувається окислення сульфідів і магнетитів, також відбувається відновлення вищих оксидів заліза. У зоні кристалізації й охолодження агломерату, одночасно з закінченням процесу горіння, починається поступове зниження температури спікання, перехід з розплавленого стану у твердий.

Відпрацьовані гази, проходячи через шар шихти, нагрівають її і призводять до утворення пористої структури, характерної для агломерату. Розрідження, що створюється в вакуум-камерах, розташованих під ґратами агловізків дозволяє не допустити потрапляння пилу і продуктів згорання в робочий простір цеху.

У міру руху спікальних візків до хвостової частини агломашини, горіння з верхнього шару поширюється в нижні шари. При згорянні коксу, в шихті утворюється зона горіння висотою 15–30 мм з температурою 1400–1600 °С, яка пересувається вниз до колосників з вертикальною швидкістю спікання 0,2–0,6 мм/сек. В таких умовах зона горіння набуває форму похилої площинності. Досягнення максимальної температури газів, що відходять свідчить про закінчення процесу спікання. Потім агломерат потрапляє в зону охолодження. Надалі агломерат дроблять і піддають просіванню для виділення та повернення занадто дрібного для використання в доменній печі.

Потенційні шкідливі фактори в агломераційному виробництві виділяються на всьому ланцюжку технологічних операцій (рис. 8.24). На ділянках дроблення коксу і вапняку основними є шум і пиловиділення, які виникають як у дробарок, так і у бункерах при завантаженні залізородної сировини. Пил у великих кількостях виділяється і від живильників бункерів.



1 – бункер; 2 – живильники; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – барабанний змішувач; 5 – окомковувачі; 6 – бункер розподільник; 7 – стрічка машини; 8 – вакуум-камери; 9 – дробарка; 10 – гуркіт; 11 – хопер; 12 – газовий колектор; 13 – газоохолоджуючий пристрій; 14 – ексгаустер; 15 – димова труба

Рисунок 8.24 – Апаратурно-технологічна схема процесу агломерації з позначенням шкідливих і небезпечних факторів

Також шум і пиловиділення виникають при перевантаженні сировинних матеріалів на стрічкові конвеєри. Значні перевищення цих факторів видно з карти умов праці таблиця 8.6 на робочому місці дробаря.

**Таблиця 8.6 – Оцінка факторів виробничого середовища
трудового процесу (дробаря)**

№ з/п	Фактори виробництва, іншого середовища і трудового процесу	Нормативне значення (ПДК, ГДУ)	Фактичне значення	III клас – шкідливі і небез- печні умови і характер праці			Час дії фактора, % за зміну
				1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ ; I клас небезпеки						
	Хромовий ангідрид	0,0010	0,012	1,2			96,6
	II клас небезпеки						
	Аерозоль оксиду марганцю	0,200	0,11				96,6
	III-IV клас небезпеки						
	Азоту діоксид	2	0,7				96,6
	Сірчистий ангідрид	10	2,5				96,6
2	Пил переважно фіброгенної дії, мг/м ³	4	30			7,5	96,6
3	Вібрація (локальна), дБ	97	118			21	80
	Шум, дБА						
	Інфразвук, дБ						
	Ультразвук, дБ						
4	Шум, дБА	80	106			26	96,6
5	Інфразвук, дБ						
6	Ультразвук, дБ						
7	Не іонізуюче випромінювання: – радіочастотний діапазон, В/м – діапазон промислової частоти, кВ/м						
8	Мікроклімат в приміщенні: – температура повітря, °С	26	42	13		16	96,6
	– швидкість руху повітря, м/с	55					
	– відносна вологість повітря, %		73				96,6
	– інфрачервоне випромінювання, Вт/м	140	480		340		96,6
9	Тяжкість і напруженість праці	середня тяжкість, 2б; напруженість помірна					
10	Загальна оцінка умов праці			2	1	4	

Як видно з таблиці, в робочій зоні діють 7 шкідливих і небезпечних факторів, з них 4 фактора 3-го ступеня шкідливості; 1 другого ступеня і 2 – першого. Таким чином, умови праці можна віднести до особливо шкідливих.

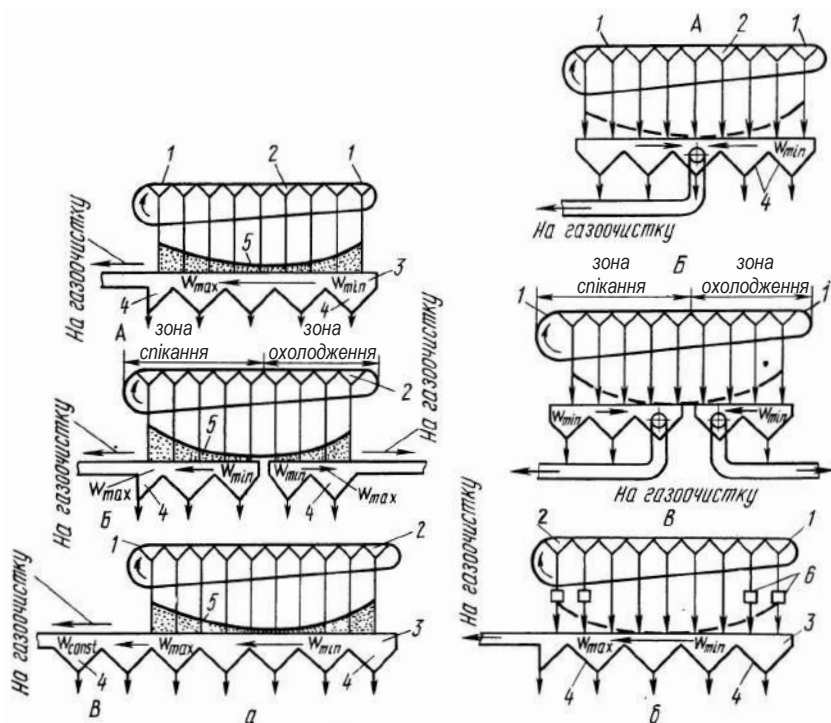
На ділянці спікання шкідливостями, супутніми технологічним процесам, є тепловиділення, пиловиділення і виділення шкідливих хімічних речовин в атмосферу робочої зони (табл. 8.7).

Таблиця 8.7 – Оцінка факторів виробничого середовища трудового процесу (машиніст ексгаустера, дозувальник гарячого повернення)

№ з/п	Фактори виробництв, іншого середовища і трудового процесу	Нормативне значення (ГДК, ГДУ)	Фактичне значення	III клас – шкідливі і небезпечні умови і характер праці			Час дії фактора, %, за зміну
				1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ ; I клас безпеки						
	Хромовий ангідрид						
	II клас безпеки						
	Аерозоль оксиду марганцю						
	III–IV клас безпеки						
	Азоту діоксид						
2	Сірчистий ангідрид	4	42			10,5р	96,6
3	Пил переважно фіброгенної дії, мг/м ³	97	109		12		96,6
4	Вібрація (локальна), дБ	80	104			24	96,6
	Шум, дБА						
	Інфразвук, дБ						
	Ультразвук, дБ						
5	Мікроклімат в приміщенні (теплий період року):						
	– температура повітря, °C	26	41	13		15	96,6
	– швидкість руху повітря, м/сек	55	73				96,6
	– відносна вологість повітря, %	140	3000			2860	96,6
6	Тяжкість і напруженість праці	Тяжкість – Ш, (важка), напруженість висока					
7	Загальна оцінка умов праці			5	1	4	

Виділяються 4 фактори 3-ого, 1-другого і 5 першого ступеня шкідливості та небезпеки. В результаті умови праці також відносяться до особливо небезпечних і шкідливих.

Процес спікання агломерату на стрічці агломераційної машини супроводжується значним виділенням газу. На аглофабриках України застосовують в основному наступну схему збору та відведення технологічних газів від агломашини. З усіх розташованих по довжині агломераційної машини вакуум-камер, в яких шихта спікається в агломерат для подолання опору підтримується розрідження 10–11 кПа, газу збираються в загальний колектор, розміщений збоку від агломашини паралельно її осі. Відомі різні схеми відбору і відведення технологічних газів (рис. 8.25).



1 – аглострічка; 2 – вакуум-камери; 3 – колектор; 4 – бункера; 5 – крива розподілу виносу пилу; б – пиловловлювачі селективного очищення

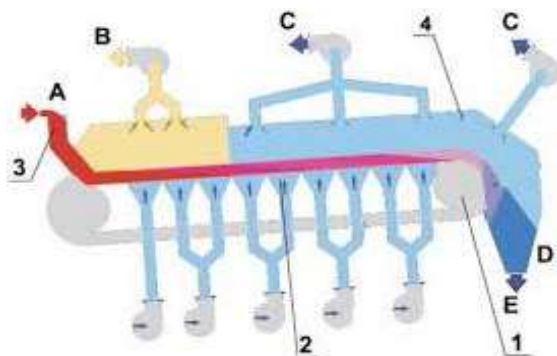
Рисунок 8.25 – Відомі системи збору та відведення технологічних газів від агломераційних машин

На відгалуженнях від вакуум-камер до колектора стоять s-образні інерційні пристрої або спеціальні пастки К-9, в яких силами інерції, що виникають при поворотах, відбувається відділення тільки найкрупнішого пилу. Збираючись в колекторі, запилені гази з невеликою швидкістю (до 10 м/с) рухаються до головної частини машини. При цьому великі частки пилу під дією власної ваги випадають з потоку і збираються в розташованих під колектором пилових бункерах, звідки видаляються, зазвичай, за допомогою гідрозмиву. На рис. 8.25,а показані наявні схеми збору і відводу технологічних газів від агломашин як при використанні всієї стрічки для процесу спікання (варіант А, В), так і при здійсненні охолодження агломерату на хвостовій частині стрічки (варіант Б – роздільно з зони спікання і зони охолодження). Ефективність роботи колектора, зазвичай, не перевищує 50–60 % і лише для варіанта В вона підвищується до 70–80 % шляхом збільшення його довжини. З огляду на, те що викиди з високою концентрацією пилу надходять в колектор лише з перших і останніх камер, доцільно використовувати схеми збору і відводу агломераційних газів, рекомендовані НВО «Енергосталь» (рис. 8.25, б). Розроблені схеми відведення газів через центральний газохід (варіант А); два відводи (варіант Б): один для сильно забруднених газів, інший з меншою концентрацією пилу; варіант В – відвід спільний з розташуванням газоходу на початку завантаження шихти на стрічку. При здійсненні цих схем довжина шляху сильно запиленого газу в колектор значно збільшується та ефективність роботи колектора помітно зростає. Крім того, в результаті установки спеціальних пиловловлювачів (зазвичай циклонів) на підводах до колектора з перших і останніх камер абсолютне надходження пилу в колектор різко скорочується, а тиск в цих камерах підвищується, що сприятливо впливає на хід процесу спікання.

Для забезпечення сприятливих умов праці у робочому середовищі в аглоцеху широко використовуються аспірація, укриття аглострічки (рис. 8.26) і сучасна газоочистка з використанням сухих методів збору пилу: електро- і рукавних фільтрів.

У квітні 2018 року комбінат «Запоріжсталь» повністю завершив модернізацію газоочисних систем агломашин № 1-6, що забезпечують очищення повітря від пилу – до 30 мг/м³, що до сірчаного ангідриду – нижче 400 мг/м³, що відповідає європейським нормативам викидів, а також дозволяє поетапно знижувати скидання шламових вод від оборотного циклу аглоцеху (рис. 8.27).

Нові газоочисні системи аглофабрики дозволяють знизити викиди пилу на 90 %, викиди оксидів сірки на 50 %. Реалізація цього рішення дозволила підприємству знизити техногенне навантаження на житлові райони міста Запоріжжя та регіон.



1 – привід агломашини; 2 – вакуум камери; 3 – рух шихти; 4 – укриття;
 А – завантаження шихти; В – відвід газів з горна запалювання;
 С – відвід газів з укриття; Д – видалення газів і пилу з зони видачі агломерату;
 Е – видача агломерату: для В, С, Д використовуються димостяги;
 а для вакуум-камер – ексгаустери

Рисунок 8.26 – Схема укриття і аспірації шкідливих газоподібних виділень аглопроцесу



Рисунок 8.27 – Укриття хвостової частини агломашини на комбінаті «Запоріжсталь»

В технології очищення повітря рукавними фільтрами використовується ексаустер, який забезпечує, як подачу повітря на агломашину для спікання агломерату, так і подальше транспортування забрудненого повітря на рукавні фільтри. Процес побудований таким чином, що відключення ексаустера призведе до зупинки виробництва агломерату і втрат виробництва. Зупинка газоочистки можлива тільки за умови зупинки всієї агломашини на технологічне обслуговування.

Автоматизована система управління технологічним процесом аглофабрики повністю виключає людський фактор. Оператори в диспетчерській аглофабрики виконують виключно контрольно-моніторингову функцію. Кожна агломашина оснащена датчиками контролю викидів, які в онлайн-режимі, з дискретністю в мілісекунди показують ефективність роботи газоочисного обладнання. Система онлайн-моніторингу – це не тільки контроль кінцевої концентрації викидів шкідливих речовин на виході в атмосферу, а й можливість оперативного управління процесом очищення, що забезпечує надійність й ефективність експлуатації газоочисного обладнання

ВИСНОВКИ

1. Розглянуто особливості та необхідність аспірації металургійних виробництв.
2. Визначено критерії підбору димотягів для промислових аспіраційних агрегатів.
3. Викладені особливості роботи аспіраційних систем доменного, сталеплавильного, коксохімічного та агломераційного виробництва.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бойченко Б. М., Охотська В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія : підручник. Дніпропетровськ : Дніпро-ВАЛ, 2006. 454 с.
2. Воденніков С. А. Теорія та технологія електросталеплавильного виробництва. Запоріжжя : ЗДІА, 2010. 246 с.
3. Воденніков С. А., Тарасов В. К., Воденнікова О. С. Конструкції агрегатів чорної металургії : навч. посіб. Запоріжжя : РВВ.

4. Вплив МОР на здоров'я людини і навколишнє середовище. URL: https://oilcool.ru>vliyanie_sozh_na_cheloveka_i_okruzhayushchuyu_sredu

5. Гапонюк О. І. Раціональні параметри аспіраційних систем. *Зерно і хліб*. 1997. № 4.

6. Гічов Ю. О. Вторинні енергоресурси промислових підприємств. Частина II: конспект лекцій. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2012. 54 с.

7. Гічов Ю. О. Теплові електростанції та проблеми перетворення енергії. Частина II : навч. посіб. Дніпро : НМетАУ, 2017. 59 с.

8. Гладких В. А., Гасик М. І., Овчарук А. Н., Проїдак Ю. С. Проектування і обладнання електросталеплавильних і феросплавних цехів : навч. посіб. Дніпропетровськ : Системні технології, 2004. 736 с.

9. Коваленко А. В, Далека В. Х., Голтвянській М. А., Скуріхін В. І. Компресорні станції транспортних засобів : навч. посіб. Харків : ХНУМГ, 2014. 128 с. ISBN: 978-966-695-333-2.

10. Кравчук П. О. Методичні вказівки до виконання розділу дипломного проєкту «Розрахунок аспіраційної мережі» для студентів спеціальності. Умань : УДАУ, 2008. 24 с.

11. Ніколаєв В. О. Технологія прокатки смуг і листів. Частина 1 : учбов. посіб. у 2-х частинах. 2-ге вид., перераб. Запоріжжя : Запорізька державна інженерна академія, 2003. 158 с.

12. Пліскановській С. Т., Полтавець В. В. Устаткування і експлуатація доменних печей. Дніпропетровськ : Пороги, 2004. 495 с.

13. Правила проектування аспіраційних установок підприємств по зберіганню та переробці зерна. Одеса – Київ, 1995. 130 с.

14. Самойленко Н. М., Аверченко В. І., Байрачний В. Б. Системи технологій та промислова екологія. Частина 1. Металургійний та енергетичний комплекс : навч. посіб. Харків : НТУ «ХПІ», Лідер, 2020. 212 с.

15. Сушенко А. В. Ресурсозбереження і екологія конвертерного виробництва сталі. *Вісник Приазовського державного технічного університету*. Маріуполь : ПДТУ, 2004. Вип. 14. С. 341–346.

16. Тарасов В. К., Румянцев В. Р., Новокщенова О. В., Ткаліч І. О. Розробка заходів покращення умов праці при виробництві чавуну. *Науковий вісник Національного гірничого університету (КНУДТ)*. Запоріжжя, 2018. С. 10–25.

17. Фільтрація масляного туману і диму. Фільтрація масляних аерозолів. Nederman. URL: <https://www.nederman.com>.

18. Чернега Д. Ф. Основи металургійного виробництва металів і сталі : підручник. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.

19. Шевченко Т. О. Насосні та повітродувні станції : навч. посіб. Харків : ХНУМГ, 2014. 191 с. ISBN: 96.