Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

(повна назва факультету)

кафедри металургійне обладнання

(повна назва кафедри)

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА МАГІСТРА

на тему «**Дослідження роботи обладнання подрібнення пиловугільного палива**»

Виконав: магістрант групи 8.1334

Лапонов Д.О. _____

(ПІБ) (підпис)

спеціальності 133 Галузеве машинобудування»

(шифр і повна назва)

спеціалізація

_____

(шифр і повна назва)

освітньо-професійна програма

133.00.12 Металургійне обладнання

(шифр і повна назва)

Керівник Шевченко І.А. _____

(прізвище та ініціали) (підпис)

Н.контроль Васильченко Т.О. _____

(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2025р.

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет Інженерний навчально-науковий інститут ім.Ю.М. Потебні

Кафедра Металургійного обладнання

Рівень вищої освіти магістр
(другий (магістерський) рівень)

Спеціальність 133 Галузеве машинобудування
(шифр і повна назва)

Спеціалізація _____
(шифр і повна назва)

Освітньо-професійна програма 133.00.12 Металургійне обладнання
(шифр і повна назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри А.О. Власов
_____
"__"_____2025 року

З А В Д А Н Н Я
ДО ВИПУСКНОЇ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ МАГІСТРА

Лапонов Денис Олександрович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1.Тема роботи Дослідження роботи обладнання подрібнення пиловугільного палива

керівник роботи: Шевченко І.А., к.т.н.,доцент,
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від "__" _____2025 року №__

2. Термін подання студентом роботи - 30.11.2025 року

3. Вихідні дані до роботи: техніко-економічні показники роботи обладнання подрібнення пиловугільного палива.

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

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових складових):

1) використання пиловугільного палива в металургії; 2) теоретичні дослідження процесу дроблення валковим млинами; 3) Експериментальні дослідження.

6.Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): графічний матеріал кількістю не більше 8 плакатів, на яких розкривається суть роботи..

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, д	
		завдання видав	завд при
1	Шевченко І.А., доцент		
2	Шевченко І.А., доцент		
3	Шевченко І.А., доцент		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів магістерської роботи	Строк виконання етапів магістерської роботи	Пр
1	Збір матеріалу на проектування	01.09.2024 – 01.11.2024	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проектування	01.11.2024 – 01.02.2025	
3	Виконання теоретичної частини проекту	01.02.2025 – 01.04.2025	
4	Виконання графічної частини проекту	01.04.2025 – 01.06.2025	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	01.06.2025 – 01.10.2025	
6	Перевірка проекту консультантами	01.10.2025 – 20.10.2025	
7	Попередній захист проекту	30.11.2025	
8	Переплітання роботи	05.12.2022	
9	Захист проекту у ДЕК	За графіком	

Студент _____ (підпис) Лапонов Д.С (прізвище та ініціали)

Керівник роботи _____ (підпис) Шевченко І. (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Лапонов Д.О. Дослідження роботи обладнання подрібнення пиловугільного палива.

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальністю 133 – Галузеве машинобудування, науковий керівник І.А. Шевченко. Інженерний навчально-науковий інститут запорізького національного університету ім. Ю.М. Потебні ЗНУ, кафедра «Металургійне обладнання», 2025.

В роботі наведено огляд технології для подрібнення пиловугільного палива та аналіз подрібнювального обладнання для підвищення його експлуатаційних властивостей. Проведено теоретичний обчислювальний експеримент, розроблено математичну модель питомої витрати електроенергії, отримано графічні залежності. Проведено лабораторні дослідження залежності впливу вологості на фізико-механічні властивості вугілля.

Ключові слова: ПИЛОВУГІЛЬНЕ ПАЛИВО, ВЕРТИКАЛЬНИЙ ВАЛКОВИЙ МЛИН, ВАЛОК, МОДЕЛЮВАННЯ, ТЕОРЕТИЧНИЙ ОБЧИСЛЮВАЛЬНІЙ ЕКСПЕРИМЕНТ.

ABSTRACT

Laponov D.O. Study of the operation of pulverized coal fuel grinding equipment.

Qualification final work for obtaining a master's degree in specialty 133 - Industrial mechanical engineering, scientific supervisor I.A. Shevchenko. Engineering Educational and Scientific Institute of Zaporizhia National University named after Yu.M. Potebnia ZNU, Department of "Metallurgical Equipment", 2025.

The work provides an overview of the technology for grinding pulverized coal fuel and an analysis of grinding equipment to improve its operational properties. A theoretical computational experiment was conducted, a mathematical model of specific electricity consumption was developed, graphical dependencies were obtained. Laboratory studies of the dependence of the influence of humidity on the physical and mechanical properties of coal were conducted.

Keywords: PULVERIZED COAL FUEL, VERTICAL ROLLER MILL, ROLLER, MODELING, THEORETICAL COMPUTATIONAL EXPERIMENT.

ЗМІСТ

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ …… 5

ВСТУП 6

1 ВИКОРИСТАННЯ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА В МЕТАЛУРГІЇ 8

1.1 Типи технологічних схем подрібнення шихти ……. 8

1.2 Вплив розміру вугільних частинок на процес їх горіння …….. 10

1.3 Аналіз конструкцій дробарок і млинів …… 11

1.4 Приготування пиловугільного палива ……. 14

1.5 Використання пиловугільного палива у доменному виробництві ... 18

1.6 Технологічний процес підготовки пиловугільного палива …… 19

1.7 Оцінка конструктивних параметрів вертикальних валкових млинів 27

1.8 Класифікація притискних валків ……. 33

1.9 Огляд оригінальних конструкцій елементів валкового млина …….. 36

2 ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ДРОБЛЕННЯ ВАЛКОВИМ МЛИНОМ …… 44

2.1 Аналіз факторів, що впливають на продуктивність млинів …… 44

2.2 Математичний опис процесів дроблення …….. 54

2.3 Теоретичний експеримент …… 61

3 ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ …… 70

3.1Лабораторні дослідження фізико-механічних властивостей вугілля 70

3.2 Результати експерименту …… 73

ВИСНОВКИ ……. 76

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ …….. 75

ДОДАТКИ …… 81

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ

E^1	питома енергія, що передається одиниці об'єму тіла, яке руйнується
E	витрати енергії, необхідної для подрібнення
S_k	поверхня матеріалу до руйнування
$S_н$	поверхня матеріалу після руйнування
$D_{ср}$	середня крупність частинок вихідного матеріалу
$d_{ср}$	середня крупність частинок дробленого матеріалу
D_{80}	розмір отворів сита, через які проходить 80% матеріалу до дроблення
d_{80}	розмір отворів сита, через які проходить 80% матеріалу після дроблення
P	щільність матеріалу
S	поверхня одного шматка
ΔV	деформований обсяг
ΔF	новостворена поверхня
W	Робота
μ	коефіцієнт Пуассона
$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$	Напруження
τ_{xz}	дотична напруга визначається
R	радіус зовнішнього нерухомого конуса
e	ексцентриситет осі рухомого конуса
f	коефіцієнт тертя
T	сила тертя
W	вологість вугілля
$m_{с.в.}$	вага сухого вугілля
$m_{вв..}$	вага вологого вугілля

ВСТУП

Актуальність теми. Щороку дробленню піддаються мільярди тонн мінеральної сировини та інших матеріалів. З цією метою витрачається понад 20% загального виробництва електроенергії. Основним енергоносієм, який заміщує 15-20 % коксу в доменній плавці на металургійних підприємствах України довгий час залишався природний газ (ПГ). Ціна ПГ з кожним роком збільшувалася і досягла критичних значень, при яких використовувати його в доменних печах економічно невигідно.

Технологія доменної плавки з вдуванням в горн пиловугільного палива в нинішніх економічних умовах є більш ефективна в порівнянні з використанням природного газу. Визначальний показник, який характеризує переваги пиловугільного палива – можливість заміни вугільним пилом в 2-3 рази більшої кількості коксу. Застосування пиловугільного палива дозволяє значно скоротити витрату коксу, а також підвищити продуктивність доменних печей.

Вертикальний валковий млин – широко використовуване помольне обладнання, яке забезпечує високу ефективність подрібнення. Продуктивність вертикального млина порівняно з традиційними млинами вище. Працездатність вертикального валкового млина в цілому і його основні показники (продуктивність, енерговитрати) в значній мірі залежать від параметрів млина.

В зв’язку з цим виникає необхідність розробки млина такої конструкції, яка б в повній мірі відповідала сучасним експлуатаційним вимогам.

Мета роботи: зменшення енерговитрат на подрібнення вугілля шляхом оптимізації конструктивно-технологічних параметрів вертикального валкового млина.

Завдання дослідження:

- проведення огляду та аналізу науково-технічних рішень;
- побудування моделі валка, дослідження його параметрів та показників за

допомогою програми Ansys Workbench;

- дослідження впливу параметрів млина на енерговитрати;
- оптимізація параметрів вертикального валкого млина;
- проведення експериментальних досліджень з визначення фізико-механічних властивостей вугілля.

Предмет дослідження: взаємозв'язок енерговитрат на подрібнення вугілля з параметрами вертикального валкового млина.

Об'єкт дослідження: процес подрібнення вугілля вертикальним валковим млином.

Методи дослідження. Для досягнення мети використано комплекс сучасних загальнонаукових методів:

- *теоретичних:* аналіз нормативної документації, патентів, матеріалів; використання закономірностей і методів теоретичної механіки, опору матеріалів, класичної теорії подрібнення і математичного аналізу.
- *емпіричних:* моделювання, теоретичний обчислювальний експеримент, лабораторні дослідження.

Ступінь достовірності результатів забезпечена використанням апробованих методів дослідження, поєднанням методів теоретичного і експериментального аналізу, збіжністю даних фізичного моделювання і теоретичних досліджень.

Структура та обсяг магістерської роботи. Магістерська робота складається зі вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел і додатків. Робота викладена на 82 сторінках машинописного тексту, містить 11 таблиць, 36 рисунків, список використаних джерел з 30 найменувань.

1 ВИКОРИСТАННЯ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА В МЕТАЛУРГІЇ

1.1 Типи технологічних схем подрібнення шихти

Близько 80 % всієї енергії, що виробляється в даний час в світі, припадає на паливну енергетику.

Одним з видів викопного палива, який використовується в паливній енергетиці, поряд з природнім газом, є вугілля. За рахунок його подрібнення, воно легше займається і краще горить, крім того має низьку ціну і велику теплоту виділення.

Вугілля — це вид палива, утворений шляхом вуглефікації залишків рослин. Вугілля за природою походження поділяють на: гуміти, сапропеліти, ліптобіоліти. Гуміти є найбільш розповсюджуваним типом у світі. Вони являють собою вуглець, який містить невелику кількість смоли та кутину (воску) [1-4].

Ліптобіоліти в основному складаються з смоли та кутіну. Гуміти та ліптоболіти походять від нижчих рослин. Спропеліти являються найчистішим типом вугілля. Даний вид походить також від нижчих рослин. В промисловості існують три категорії вугілля: кам’яне вугілля, буре вугілля, антрацити.

Всі види вугілля, які зустрічаються в природі являються складними речовинами в органічний склад яких входять вуглець, вода, кисень, азот, зола та інші. Для характеристики складу вугільної пилі використовують відсоткове співвідношення. Склад органічної маси не визначає в достатній мірі характеристики вугілля. На практиці, знання складу вугілля являється достатньою умовою для розрахунку основних термодинамічних характеристик [1].

До важливих термодинамічних характеристик вугілля відносяться питому теплоємність, теплопровідність, теплоту розкладання та коефіцієнт

теплового розкладання. Питома теплоємність залежить від вологості вугілля. Також, наявність вугільних домішок або золи впливає на теплоємність.

Теплопровідність — це величина, яка визначає здатність тіла проводити тепло. Чим вона більша тим швидше тіло проводить тепло. На дану характеристику впливає фізичний стан частинки — подрібнений або суцільний. Вугільні частинки не є теплоізоляторами. Їхня провідність зменшується з зростом температури. На теплопровідність впливає пористість структури. Чим менша кількість пор, тим менша теплопровідність [2]

Підготовка вугілля для пиловугільного палива включає процес подрібнення до стану дрібного пилу, що забезпечує ефективне згоряння в топках котлів електростанцій, а також сушіння та класифікацію, щоб отримати однорідний за розміром та вологістю продукт, який подається в пульпопроводи, змішується з повітрям та спалюється як пилоповітряна суміш, що є ключовим для енергоефективності.

Технологічні схеми подрібнення шихти залежать від її складу і включають:

- Групове дроблення: Змішування різних компонентів шихти (наприклад, різних типів вугілля, коксів) перед або під час подрібнення в одному апараті. Застосування: Коли компоненти мають відносно схожі властивості подрібнення.
- Диференційоване дроблення: Кожен компонент шихти дробиться окремо, з урахуванням його індивідуальних характеристик (твердості, вологості). Застосування: Для шихти з матеріалів, що суттєво відрізняються за властивостями (наприклад, тверді породи та м'яке вугілля).
- Вибіркове дроблення та пневматична сепарація: Для петрографічно неоднорідної шихти (наприклад, вугілля з різним вмістом блискучого вугілля та матовіших фракцій) застосовують дроблення з подальшою пневматичною сепарацією в апараті з киплячим шаром, щоб розділити фракції з різною збагачувальною цінністю. Застосування: Збільшення

виходу цінних компонентів, оптимізація складу шихти.

- Дроблення з попереднім збагаченням: Якщо в складі шихти є вугілля, що надходить з вуглезбагачувальних фабрик, його спочатку збагачують, а потім подрібнюють до потрібного класу, змішуючи з іншими компонентами.

1.2 Вплив розміру вугільних частинок на процес їх горіння

При нагріванні вугілля в повітряному середовищі відбувається термічна деструкція вугілля. Термічна деструкція — це процес виділення газоподібних речовин при нагріванні палива. Продуктами реакції є летючі речовини та твердий залишок. Твердий залишок, який утворюється при розкладанні палива називається коксовим залишком. Разом з летючими речовинами з вугілля видаляється волога, а у твердому залишку залишається зола. Вихід летючих в кам'яному вугіллі 8 − 50 мас. %. В бурому вугіллі вихід летючих складає 45 − 55 мас. %. Найбільший вихід летПроцес займання вугільної частинки залежить від її діаметру та ступеня вологості. Оскільки процес окиснення відбувається з виділенням теплоти, то енергія може як накопичуватися в середині частинки, так і розсіюється в просторі. Внаслідок накопичення тепла може відбутися самозаймання. Цей процес найгірше проходить у сухому вугіллі, а найефективніше у вологому. Також, основною умовою самозаймання являється розмір частинок. Великі куски майже не самозаймаються. Маленькі частинки найкраще піддаються процесу горіння. Відчутно впливає на процес горіння вміст кисню та теплопровідність палива [1].

Результати моделювання для горіння вугільного пилу в метаноповітряній суміші

Для зменшення хімічного недопалу, на вхід у сопло реактора подають метаноповітряну суміш. Також, метан потрібно подавати у такій

концентрації, щоб потужність реактора не збільшувалась. Це досягається шляхом зменшення маси вугільного пилу.

На рис.1.1 зображена залежність втрати теплоти при хімічному недопалі при горінні частинок вугілля діаметром 55 мк в метаноповітряній суміші. З рисунку видно, що використання метану зменшує хімічний недопал, а отже, підвищує коефіцієнт корисної дії та ефективність установки.

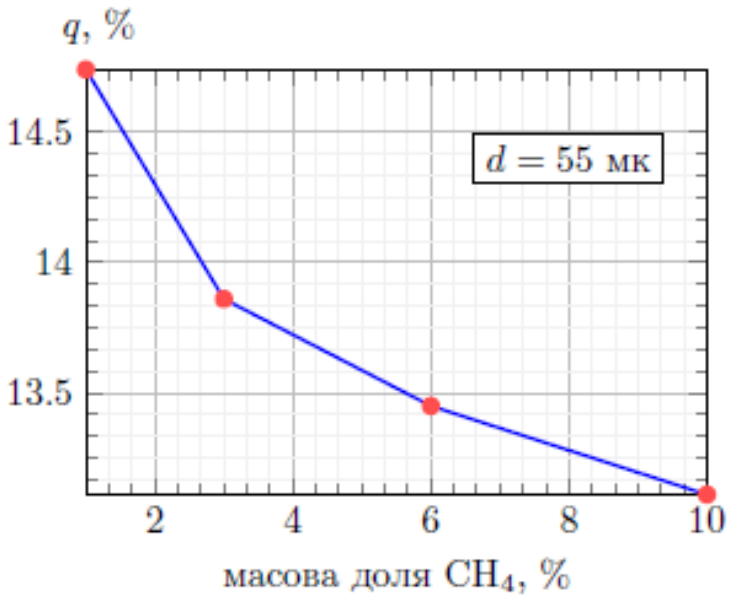


Рисунок 1.1 - Графік залежності втрати теплоти при хімічному недопалі від концентрації метану (d = 55 мк) [1]

1.3 Аналіз конструкцій дробарок і млинів

Відповідно до ДСТУ 2411–94 валкова дробарка – це дробарка, у якій матеріал дроблять, стискаючи його між обертовими валками або між валком і нерухомою плитою. При цьому залежно від кількості валків дробарку називають одновалковою, двовалковою, тривалковою тощо [5].

За кількістю валків розрізняють одно-, дво-, три- і багатовалкові подрібнювачі. При цьому найбільшого поширення набули двохвалкові подрібнювачі.

На сьогодні основними виробниками в світі, які здійснюють наукові

дослідження і проектування вертикальних валкових млинів є: «Loesche», «FLS Atox», «Gerb Pfeiffer» та «Krupp Polysius». Конструкції робочих органів

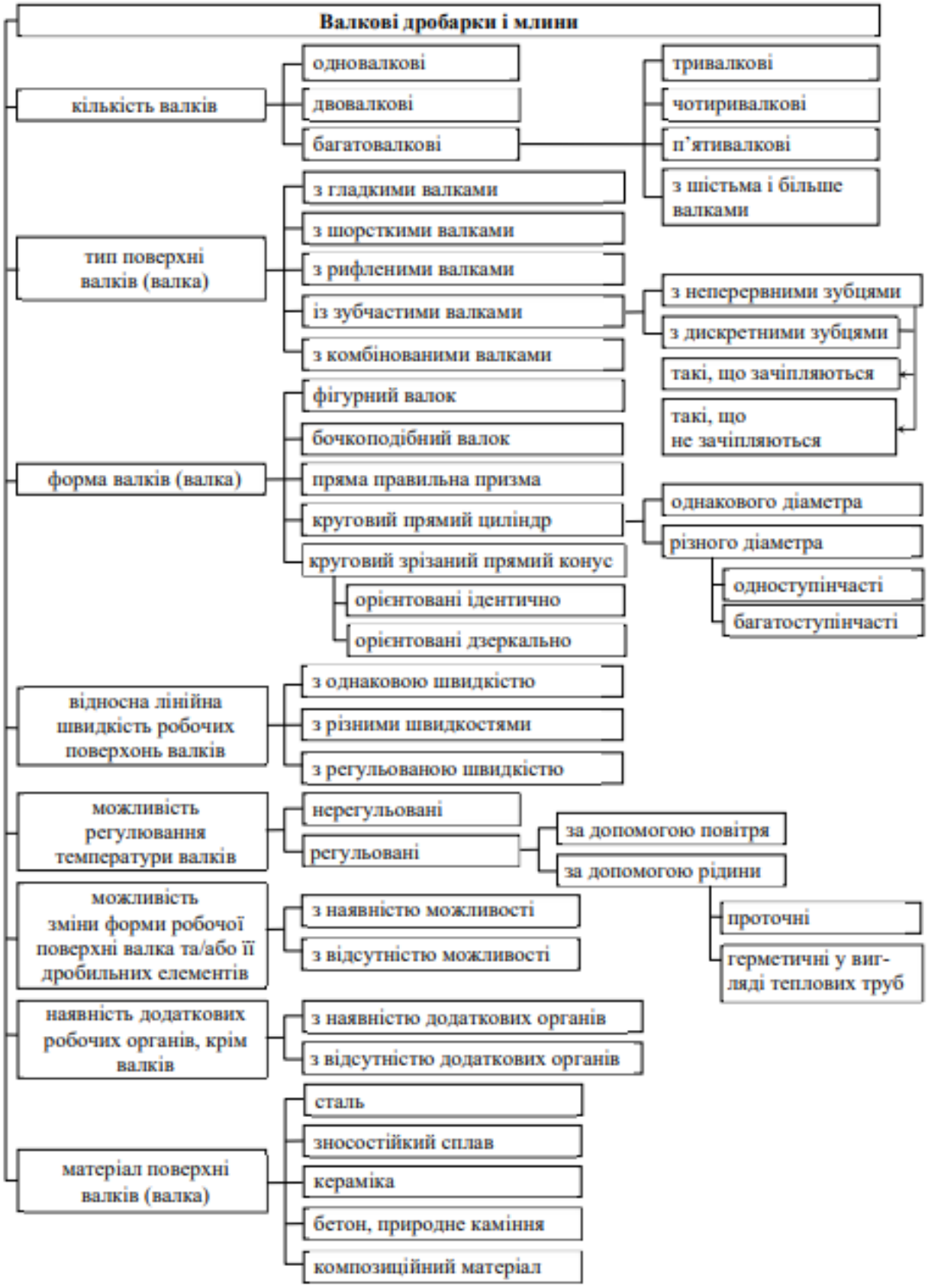


Рисунок 1.2 – Класифікація валкових дробарок і млинів [8]

даних виробників відрізняються кардинальним чином, що змушує розглядати кожен з таких механізмів окремо (рис.1.3).

Аналіз конструкцій валкових дробарок і млинів для руйнування кускових і сипучих матеріалів свідчить про наявність їх численних типорозмірів, проте найбільш затребуваними промисловістю залишаються традиційні двовалкові подрібнювачі з гладкими, рифленими та зубчастими валками. При цьому найбільш перспективним напрямом вдосконалення валкових дробарок і млинів є розроблення конструкцій подрібнювальних елементів робочої поверхні валків, а також матеріалів для їх виготовлення.

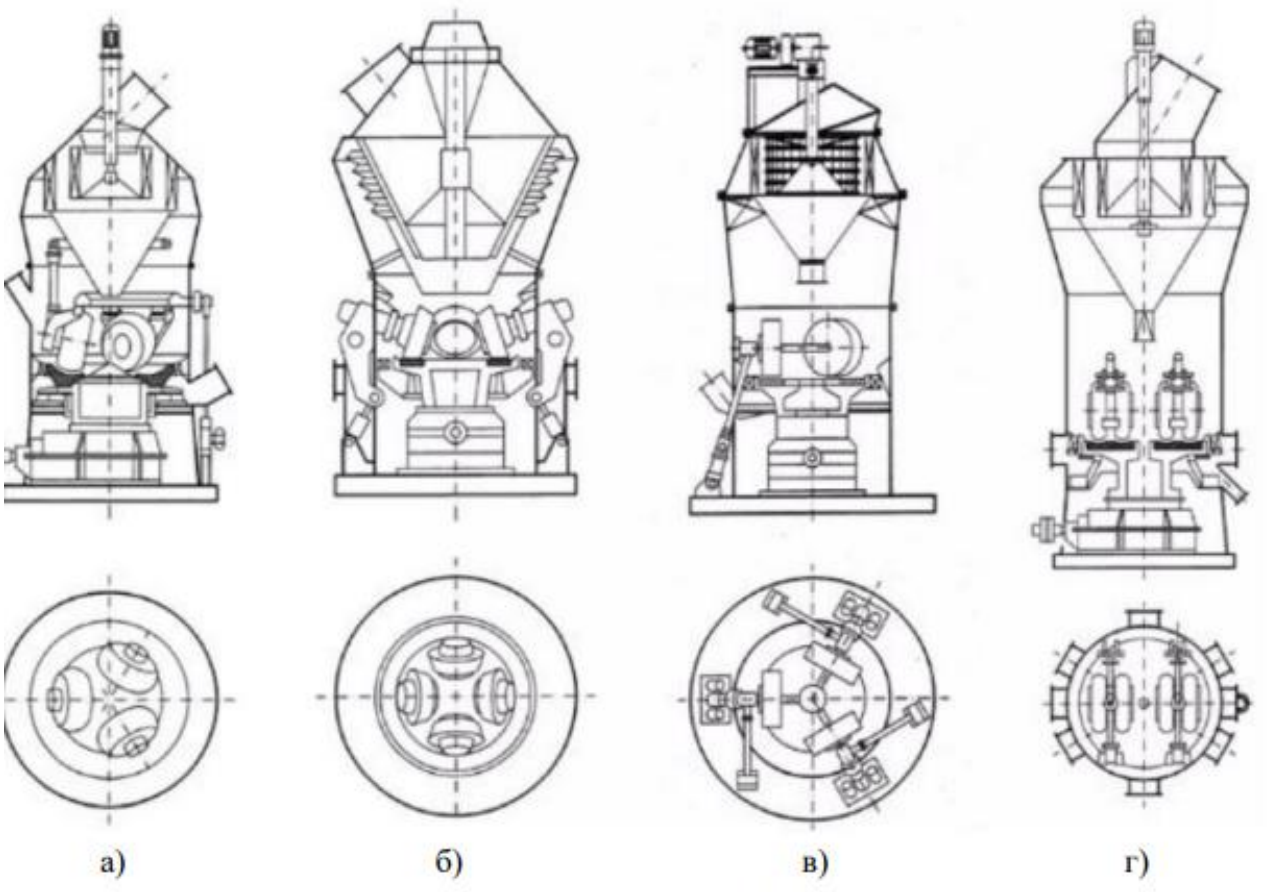


Рисунок 1.3 - Особливості конструктивного виконання робочих органів провідних світових виробників вертикальних валкових млинів:
а) – Gerb Pfeiffer; б) – Loesche; в) – FLS Atox; г) – Krupp Polysius [8]

1.4 Приготування пиловугільного палива.

Установка приготування вугільного пилу (ПВП) вибирається в залежності від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, марки використовуваного вугілля, умов складування та подачі вугілля на помел. Завантаження шматкового вугілля. Для сушильних ліній або інших, що працюють безперервно в три зміни протягом багатьох місяців, використовують видатковий бункер шматкового вугілля на 30-50 т, що завантажується раз на зміну. Вугілля, що завантажується з самоскида або багером на пластинчастий конвеєр, піднімають елеватором у видатковий бункер, подають шнековим живильником на вхід вугільного млина, розташованого на нульовій позначці (рис.1.4) [1,7].

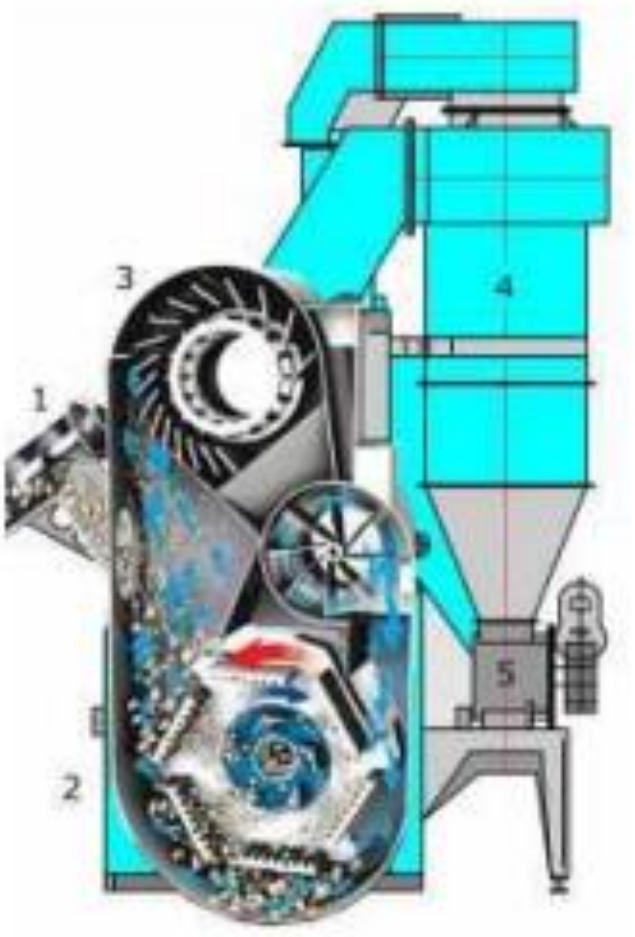


Рисунок 1.4 - Основні блоки ударного вугільного млина: 1 - живильник шматкового вугілля; 2-камера подрібнення; 3 – повітряний сепаратор; 4 – циклон; 5 - вивантаження вугільного пилу

Шматкове вугілля подрібнюють у млині до розмірів 70-90 мікрон. Розміри частинок вугільного пилу регулюють повітряним сепаратором, розташованим на виході з млина. Дрібні частинки проходять сепаратор, великі повертаються на повторний помел. Одночасно з подрібненням виконується підсушування вугілля для отримання сухого вугільного пилу що забезпечує оптимальне транспортування й дозування. На сушіння вугілля подають частину гарячих газів від технологічного встановлення спікання, генератора гарячих газів сушильної лінії, промислової печі.

Способи приготування та спалювання пиловугільного палива вибирають залежно від властивостей вугілля та технологічного процесу (рис.1.5).

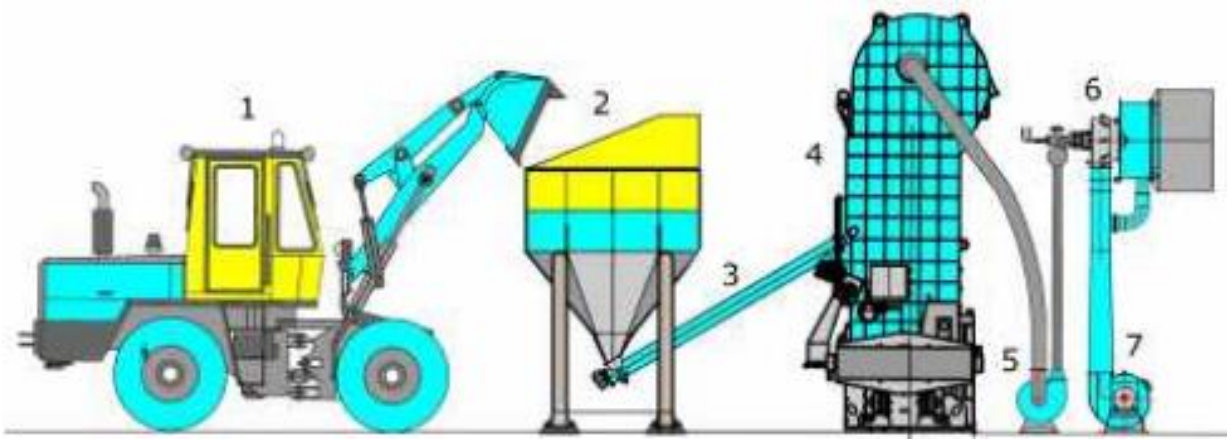


Рисунок 1.5 - Приготування та пряме спалювання ПВП [9]: 1 - ковшовий навантажувач; 2 – бункер шматкового вугілля; 3 - транспортуючий шнек-дозатор; 4 - вугільний мли; 5 – пиловий вентилятор; 6 - пиловугільний пальник (друге паливо природний газ або мазут); 7 – вентилятор подачі повітря на горіння

Пряме спалювання - це найбільш простий і дешевий спосіб приготування пиловугільного палива, що використовується для вугілля з підтриманням летких Vdaf>20% і невисокої вологості. Вугільний пил, що отримується після сушіння і подрібнення вугілля в млині, усім потоком газів, що відходять від млина, подається до пальникового пристрою і спалюється при подачі в пальник додаткового повітря на горіння. При прямому спалюванні одна установка приготування пиловугільного палива

використовується для одного пальника - технологічного апарату. Напівпряме спалювання використовується для низько-реакційного вугілля, коли подача до пальника всього повітря після млина починає заважати процесу спалювання вугільного пилу, обмежуючи діапазон регулювання або інші параметри роботи пальника (рис.1.6).

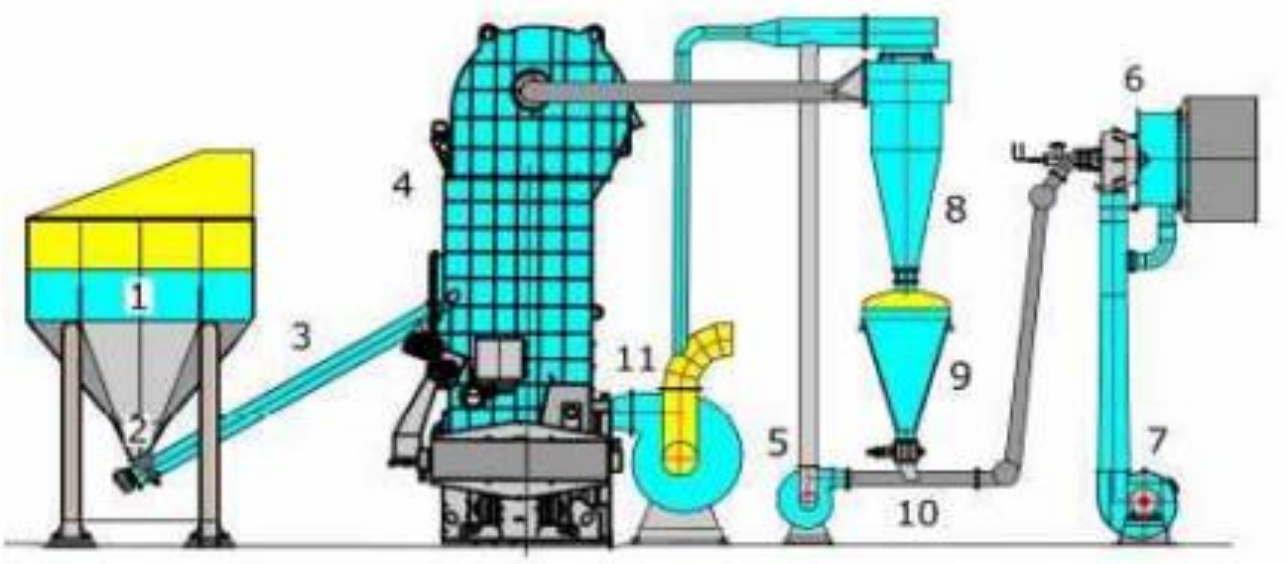


Рисунок 1.6 - Приготування та напівпряме спалювання ПУТ [9].

: 1 – бункер шматкового вугілля; 2-активатор вивантаження; 3 - транспортуючий шнек-дозатор; 4 - вугільний млин; 5-пиловий вентилятор; 6 - пиловугільний пальник (друге паливо природний газ або мазут); 7 – вентилятор подачі повітря на горіння; 8 – циклон; 9 – бункер-дозатор; 10 – інжектор; 11 - вентилятор гарячого дуття

Для поліпшення процесу при напівпрямому спалюванні в циклоні відокремлюють більшу частину вугільного пилу від потоку газів, а частину очищених газів повторно повертають до млина. Непряме спалювання або розділена схема - помел вугілля з відділенням усієї маси вугільного пилу від газів у рукавних фільтрах, накопичення вугільного пилу проміжному бункері або силосах великого об'єму. Приготування вугільного пилу з накопиченням у силосах застосовується: а - на великих установках отримання паливного

вугільного пилу продаж ПВП із великих силосів подають у транспортні цистерни автомобілів та розвозять споживачам; цей спосіб дозволяє значно підвищити концентрацію вугільного пилу, що подається до пальника, знімає обмеження по зольності, вологості та іншим характеристикам вугілля; *b* - у центральних станціях помольних на території великих промислових підприємств, що мають багато різних споживачів пиловугільного палива; с - на енергетичних котлах великої потужності при подачі вугільного пилу до багатьох пальників, що розташовані на різних рівнях; д - для металургійних печей, тунельних печей та інших установок, що мають велику кількість пальних пристроїв у складі одного агрегату, що спалює ПВП (рис.1.7).

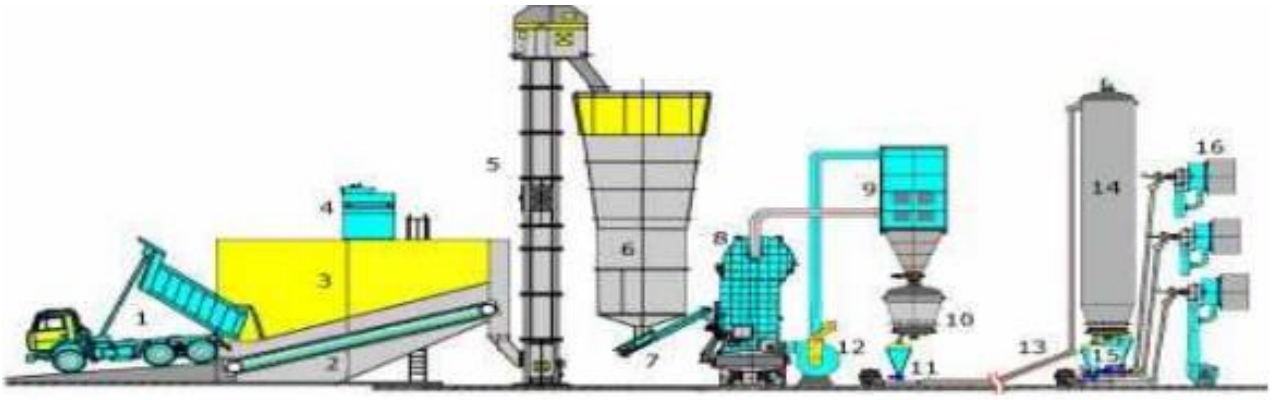


Рис. Унок 1.7 - Роздільне приготування та спалювання ПВП [9].

1 – підвіз шматкового вугілля; 2 - пластинчастий транспортер із приймальною ділянкою; 3 – короб завантаження вугілля; 4 – рукавний фільтр знепилення; 5 – елеватор; 6 – бункер накопичення шматкового вугілля; 7 - дозатор вугілля до млина; 8 - вугільний млин; 9 – рукавний фільтр для відділення вугільного пилу від газів; 10 - бункер-накопичувач ПВП перед транспортуванням; 11 - Дозатор ПВП з інжектором; 12 - вентилятор подачі гарячих газів до млина; 13 – пневмотранспорт вугільного пилу; 14 - силоснакопичувач ПВП; 15 - дозатори ПВП до пальників; 16 - пальники технологічних апаратів

Завантаження шматкового вугілля, сушіння та помел, накопичення

вугільного пилу в силосах виконуються в одній установці. Транспортування ПВП до пальників та спалювання – виконуються в іншій установці, окремо від помелу вугілля. Особливості роботи великих централізованих установок помелу вугілля: висока концентрація вугільного пилу [5-40 кг/м^3] у повітрі, що транспортує; пневмотранспорт вугільного пилу на великі відстані [сотні, іноді тисячі метрів]; нагромадження сухого вугільного пилу (ПВП) у великих силосах [50-200 м^3]. тривалий час безремонтної роботи вугільних млинів – до 20000 годин; АЛЕ - всі споживачі палива залежать від надійної роботи однієї установки приготування вугільного пилу. Застосування великих централізованих комплексів приготування вугільного пилу виправдано з економічних причин, якщо вартість однієї центральної помольної станції з силосами та допоміжним обладнанням менша, ніж сумарна вартість окремих локальних установок приготування ПВП, виконаних за схемою прямого або напівпрямого спалювання. Вугільний пил після виходу з млина подається потоком повітря до пальника (пряме спалювання) або вловлюється циклонами і накопичується в малому витратному бункері (напівпряме спалювання). Накопичення в бункері дозволяє підтримувати підвищену концентрацію вугільного пилу на вході в пальник, що особливо важливо при спалюванні низько-реакційного вугілля низької якості.

1.7 Використання пиловугільного палива у доменному виробництві

Вдування у горн доменної печі пилоподібного палива здійснюється з метою зниження витрат природного газу та питомої витрати коксу, які замінюються менш дефіцитним вугільним пилом [10].

Вимоги до вугілля для приготування ПУТ. Для приготування ПУТ може використовуватися газове, слабоспікне, антрацити й інше енергетичне вугілля. Вміст вологи у вихідному вугіллі не повинен перевищувати 12 %, золи – не більше 10 %, сірки – не більше 1,0 %. Найбільш оптимальними для вдування є вугілля з вмістом летких речовин від 20 % до 30 %.

Крупність помелу вугілля повинна забезпечувати вміст частинок розміром більше 90 мкм не більше 20 %, а розміром більше 1мм — не більше 0,1 %. Вологість вугільного пилу не повинна перевищувати 1,3 %.

Тиск потоку ПУТ має бути не менш ніж 4 кгс/см^2 (4 МПа), на 0,5 кгс/см^2 вище тиску дуття.

Вдування ПВП в горн доменної печі проводиться через коаксіальні списи встановлені в сопла повітряних приладів. ПУТ має надходити рівномірно на всі працюючі фурми доменної печі. Коливання в розподілі його по окремих фурмам не повинно перевищувати ± 5 %.

1.8 Технологічний процес підготовки пиловугільного палива

Вологе вугілля надходить на бункерну естакаду доменного цеху в хопрах і розвантажується в два прийомні бункери сирого вугілля [11,12]. Прийомні бункери виконані з замкненим затвором. Під бункерами розташовані два лопатевих живильника, які перевантажують сире вугілля на стрічковий конвеєр ЛК-1. На лінії транспортування сирого вугілля до пилоприготувального відділення (ППВ) розташований вібраційний гуркіт з розміром осередку 70 мм. Після просіювання сире вугілля транспортується стрічковим конвеєром ЛК-2. Відсіяна велика фракція вугілля зсипається в короб. Машиніст конвеєрів повинен не допускати переповнення короба, підставляючи під заповнення порожні короби. Над конвеєром ЛК-2 встановлено магнітний сепаратор для видалення металу з шару вугілля що транспортується. Навантаження вугілля з вимкненим магнітним сепаратором заборонено. Відгрохочене і очищене від металу вугілля перевантажується на вертикальний стрічковий конвеєр ППВ. За допомогою вертикального конвеєра вугілля транспортується на верхню частину установки, де стрічковими конвеєрами GF-1 і GF-2 транспортується в бункери сирого вугілля.

Над стрічковим конвеєром GF-1 розташований метало-детектор, що

блокується з аварійним вимикачем конвеєра. При виявленні металу стрічковий конвеєр автоматично зупиняється, а машиніст конвеєра зобов'язаний вручну видалити металеві частинки з шару вугілля на конвеєрі. Після цього необхідно знову включити конвеєр. Це додаткове блокування необхідне для запобігання потрапляння в млин сторонніх металевих предметів, які можуть привести до його пошкодження.

Вугілля з реверсивного стрічкового конвеєра GF-2 подається в один з двох бункерів для вугільної сировини. Бункер оснащений датчиком мінімального рівня заповнення, який розташований в стінці бункера на висоті 5 м і фіксує наявність вугілля на даній позначці. Стовп сирого вугілля в бункері повинен бути не менше 5 м, що служить затвором для запобігання попадання робочого газу з млина всередину бункеру сирого вугілля. Машиністи конвеєрів і млинів повинні підтримувати кількість вугілля вище цієї позначки. При опусканні рівня вугілля нижче цих датчиків млин автоматично відключається.

Для помелу вугілля використовуються два вертикальних двохвалкових млина Loesche LM 28.2 D.

Зазвичай рядове вугілля подається в завантажувальний жолоб млина за допомогою пристрою розвантаження бункера, який виконує роль повітряного шлюзу. Завантажувальний жолоб складається або зі скатної труби для вугілля, вставленою зверху через сепаратор, або з патрубка, привареними збоку до верхньої частини млина і закінчується в шнековому завантажувачі. В обох випадках подрібнюваний матеріал за рахунок сили тяжіння і спрямованого потоку газу потрапляє на помольний стіл. Останній жорстко прикріплений гвинтами до редуктора млина і обертається з постійною швидкістю.

За рахунок обертання помольного столу матеріал рівномірно розподіляється по горизонтальній робочій поверхні помольного столу,затягується конічними валками і проходить під ними. Помел здійснюється за рахунок тиску і тертя гідропневматичної системи притиску і

амортизації валків. Коли валки потрапляють на матеріал, через хитний важіль і шток відбувається підняття робочого поршня циліндра гідропневматичної системи, і масло зі штокової порожнини (циліндра) витісняється в заповнений газом пнемогідроакумулятор. При цьому газ стискається і діє як пружний елемент.

Подрібнений матеріал під дією відцентрової сили викидається з помольного столу в область над жалюзійних кільцем, яке оточує помольний стіл. Тут він підхоплюється гарячим потоком газу, створюваним вентилятором млина і несеться вгору до верхньої частини млина сепаратора. При контакті крупинок з гарячим газом волога випаровується з матеріалу. Сушіння матеріалу забезпечує залишкову вологість поверхні в районі 1,0 %.

Матеріал, ще не доведений до кінцевої тонкості помелу, мине сепаратор у відповідності з його налаштуваннями. Матеріал повертається і збирається в воронку для грубої фракції і спрямовується на помольний стіл для повторного помелу. Готовий продукт помелу бажаної фракції проходить через сепаратор. У центральних помольних установках потоком гарячого газу (виробляється вентилятором млина) продукт подається до пиловіддільника. Вугільний пил від вугільних млинів для прямого вдування в паровий котел потрапляє до пиловугільних пальників.

Млин приводиться в дію від трифазного електродвигуна через спеціальний 2-х або 3-ступінчастий редуктор. В якості двигуна може виступати агрегат з короткозамкненим ротором підключений безпосередньо або через схему зірка-трикутник. Гідродинамічно змащений сегментний упорний підшипник у верхній частині корпусу редуктора бере на себе зусилля валків.

Допоміжний привід для випорожнення або запуску млина не вимагається. Млин може бути запущений в завантаженому стані при піднятих гідравлічною системою валках. При цьому необхідно виконувати відповідні правила техніки безпеки.

Для запобігання попадання твердих частинок в підшипники під час

помелу, на хитний важіль валків за допомогою вентилятора подається атмосферне повітря або азот. Повітря або азот подається також до осі помольного столу для запобігання виходу газів з млина.

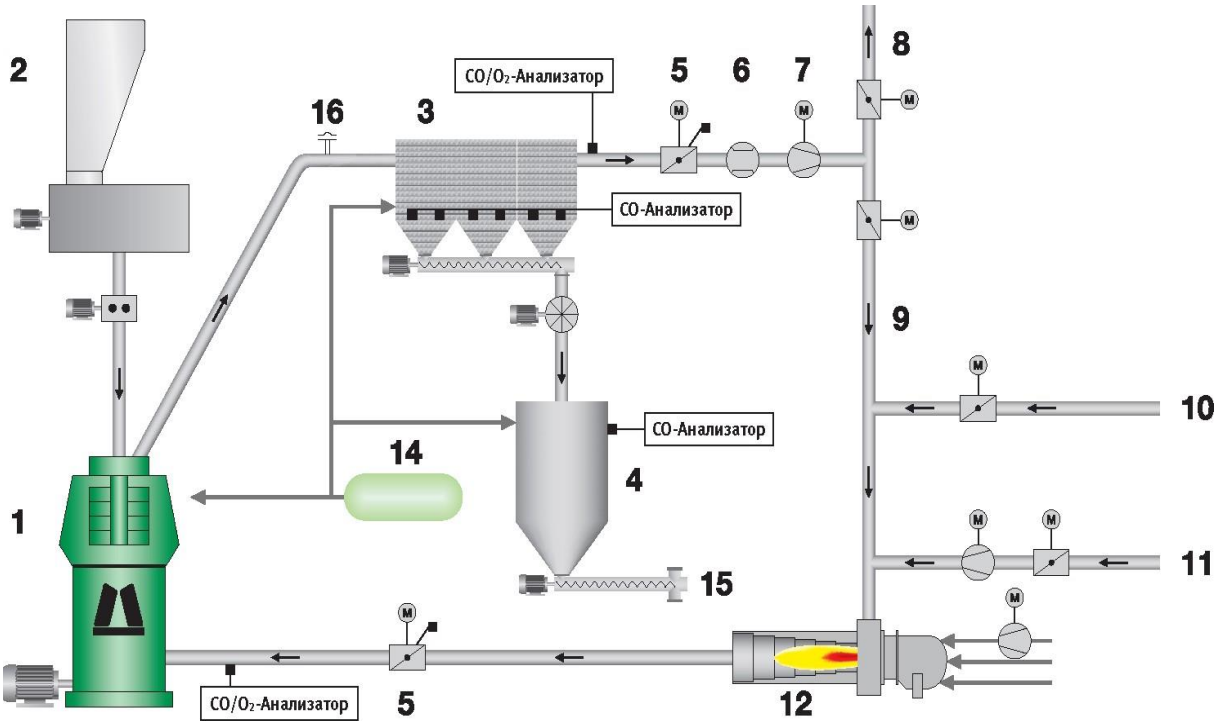
Регулювання температури за млином. Температура газу за млином регулюється зміною витрат кауперного газу і не повинна перевищувати 115ºС. Основний пальник генератора гарячого газу повинен постійно працювати на мінімальній потужності.

Якщо енергії кауперного газу недостатньо для підтримки температури помелу (якщо температура газу за млином менше 90°С), то її недолік компенсується за рахунок збільшення витрати доменного газу на основний пальник генератора гарячого газу. Якщо кауперного газу немає в наявності, то контур помелу обігрівається тільки основним пальником генератора гарячого газу.

Отримання гарячого технологічного газу в генераторі гарячого газу. Генератор гарячого газу (рис.1.8) необхідний для отримання гарячого технологічного газу, який використовують для осушування вугілля. Паливом для отримання гарячого газу є доменний газ, а природний газ служить паливом для пускового пальника.

Для забезпечення потрібної температури гарячого газу в камеру через спіральний корпус подається атмосферне повітря і поворотний газ процесу. Проходячи через перфорований кожух, він знижує температуру полум’я.

Порядок розпалювання пальника. Розігрівається електричний муфель пускового пальника. Після розігріву муфеля (футерованої частини) генератора гарячого газу, автоматично спрацьовують термоелементи і включається дозвіл на включення основного пальника (рис.1.8).



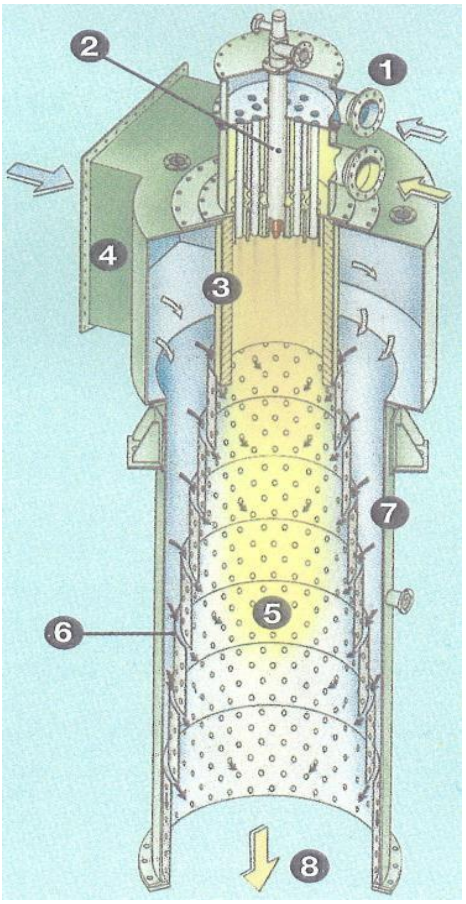
1–млин, 2–бункер вугілля, 3–фільтр готового продукту,
4–бункер готового продукту, 5– швидкодіючі клапани безпеки,
6–вимірювання об'ємного потоку повітря, 7–дуття повітря,
8–димова труба, 9–рециркуляційне повітря, 10–припливне повітря,
11–гарячий газ від зовнішніх, 12– генератор гарячого газу,
13–вдмухування в топку котла,14 – N_2 / CO_2 – для інертизації
установки при запуску, зупинки, а також при аваріях,
15–транспорт вугільного пилу, 16–вибуховий клапан

Рисунок 1.8 – Схема помольної установки з відведенням гарячих газів

Отримання гарячого технологічного газу в генераторі гарячого газу. Генератор гарячого газу (рис.1.8) необхідний для отримання гарячого технологічного газу, який використовують для осушування вугілля. Паливом для отримання гарячого газу є доменний газ, а природний газ служить паливом для пускового пальника.

Для забезпечення потрібної температури гарячого газу в камеру через спіральний корпус подається атмосферне повітря і поворотний газ процесу. Проходячи через перфорований кожух, він знижує температуру полум'я.

Порядок розпалювання пальника. Розігрівається електричний муфель пускового пальника. Після розігріву муфеля (футерованої частини) генератора гарячого газу, автоматично спрацьовують термоелементи і включається дозвіл на включення основного пальника (рис.1.9).



1 – повітря горіння, 2 – пальник, 3 – муфель, 4 – спіральний корпус, 5 – полум’я, 6 – перфорований кожух, 7 – корпус, 8 – гарячий газ.

Рисунок 1.9 – Генератор гарячого газу газів

Подається доменний газ на основний пальник, а потім відключається подача природного газу на пусковий пальник. Номінальна витрата доменного газу складає 8579 м^3/год.

Одержаний в генераторі гарячий технологічний газ вдувається під помольну чашу млина з температурою 200-320° С. Температура технологічного газу залежить від продуктивності млина, вологості вугілля і

регулюється автоматично.

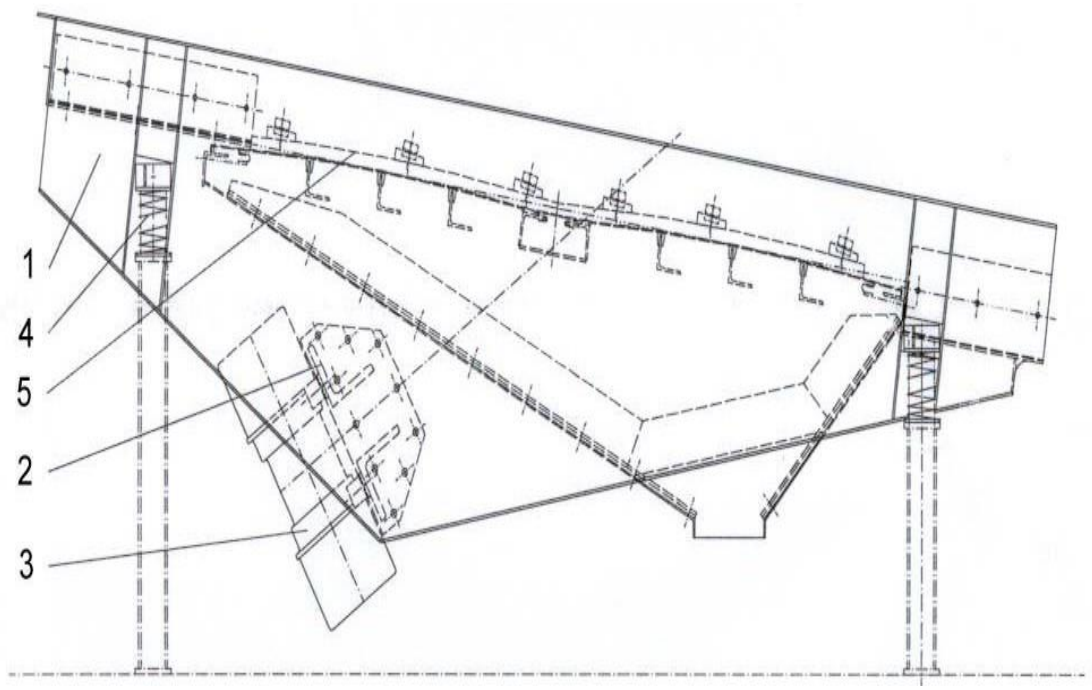
У генераторі гарячого газу відбувається спалювання доменного або природного газу. Для ефективного спалювання цих палив необхідно підтримувати співвідношення їх витрат по відношенню до повітря для горіння. Витрата повітря горіння встановлюється відповідно до розрахунку. Діапазон регулювання витрати повітря горіння становить 0-10000 $м^3$/год.

Осадження подрібненого вугілля в технологічному фільтрі. До складу кожного контуру помелу входить рукавний фільтр, який є технологічною установкою очищення газу. Він з'єднаний з відповідним млином вихідною трубою.

Подрібнене вугілля подається на фільтр, розташований над бункером ПВП за допомогою потоку газу усередині контуру. Фільтр виготовлений зі сталі з антикорозійним покриттям. Весь фільтр ізольований, і його корпус обігрівається, щоб уникнути утворення конденсату.

Очищення фільтра проводиться за допомогою імпульсної подачі азоту. Видача вугільного пилу з технологічного фільтра здійснюється скребковим ланцюговим транспортером. Потім пил потрапляє на осередкові живильники, які дозують подрібнене вугілля на вібросито.

Відсів подрібненого вугілля. За допомогою вібраційного сита (рис.1.10) подрібнене вугілля з метою видалення частинок вугілля більш 1 мм просівається. Частинки вугілля більше 1 мм скидається в контейнер дрібної фракції вугілля, а підгратний продукт потрапляє в бункер ПВП. Вібраційний рух утворюється за допомогою обертових мас. В якості приводу використовуються два інерційних вібратора.



1 – короб, 2 – сідло, 3 – інерційний вібратор, 4 – пружинні елементи, 5 – ситове полотно.

Рисунок 1.10 – Вібросито

Зберігання готового ПВП в бункері ПВП. Обидва контури помелу подають готове пиловугільне паливо в один бункер ПВП. Подача ПВП в бункер повинна бути організована таким способом, щоб завжди було забезпечено максимально можливе його заповнення.

Номінальна вага ПВП в бункері становить 300 т. Запас ПВП в бункері є технологічний резерв, необхідний для безперервної подачі ПВП в доменній печі.

Рівень заповнення бункера контролюється двома датчиками рівня і виміром ваги. Якщо досягнутий максимальний рівень заповнення бункера, подача вугілля на млин припиняється, зупиняється і процес помелу. Для початку процесу вдування в бункері повинен бути досягнутий мінімальний рівень, який контролюється динамометричними датчиками.

В нижній частині бункера розташовані 4 випускних отвори, пов’язані з пневмонасосами. Для додання властивостей плинності бункер оснащений установкою донного псевдо зрідження.

Таке псевдо зрідження служить так само для безперервної подачі азоту в

бункер вугільного пилу, для забезпечення інертного газоподібного середовища в накопичувальному бункері і витіснення з бункеру вугільного пилу газу, що збирається в процесі помелу і сушки вугілля.

1.7 Оцінка конструктивних параметрів вертикальних валкових млинів

Вертикальні валкові млини (рис.1.11) застосовують стискальну силу за допомогою валків, що натискають вниз на обертовий шліфувальний стіл. Матеріал, що подрібнюється, подається в центр розмельного поворотного столу через живильний жолоб. Звідти він відцентровими силами подається під валки і, утворюючи шар матеріалу, зазнає руйнування, а потім перетікає через край розмельного столу. Потік повітря, що піднімається через отвори по периметру поворотного столу, підхоплює і транспортує цей матеріал вгору до класифікатора, де готовий продукт продовжує підніматися вгору та виходить із млина, тоді як грубі частинки осаджуються вниз і повертаються до млина для подальшого помелу. Дуже грубі частинки, які занадто важкі, для їх піднімання повітряним потоком, виходять з нижньої частини млина і потребують механічного транспортування назад для подачі до млина (рис.1.12). Після виходу з млина дрібний продукт проходить через рукавний фільтр або циклон та рукавний фільтр, щоб відокремити тверді частинки від потоку повітря. Певного поширення набули конструкції, де класифікатор грубого помелу вилучає надмірний продукт, який вже не повертається на млин. Це дає змогу використовувати систему з двома продуктами, де дрібні фракції вилучаються через перелив класифікатора, а основна частина продукту через нижній потік за допомогою так званого екстрактора крупи.

Помел матеріалу у вертикальних валкових млинах досягається шляхом стиснення та зсуву у шарі частинок; поверхневий контакт між частинками розподіляє напруження в шарі матеріалу, що змелюється. При застосуванні достатньої величини напруження утворюються мікротріщини. У шарі змелювання є кілька точок контакту, де на частинки чиниться тиск.

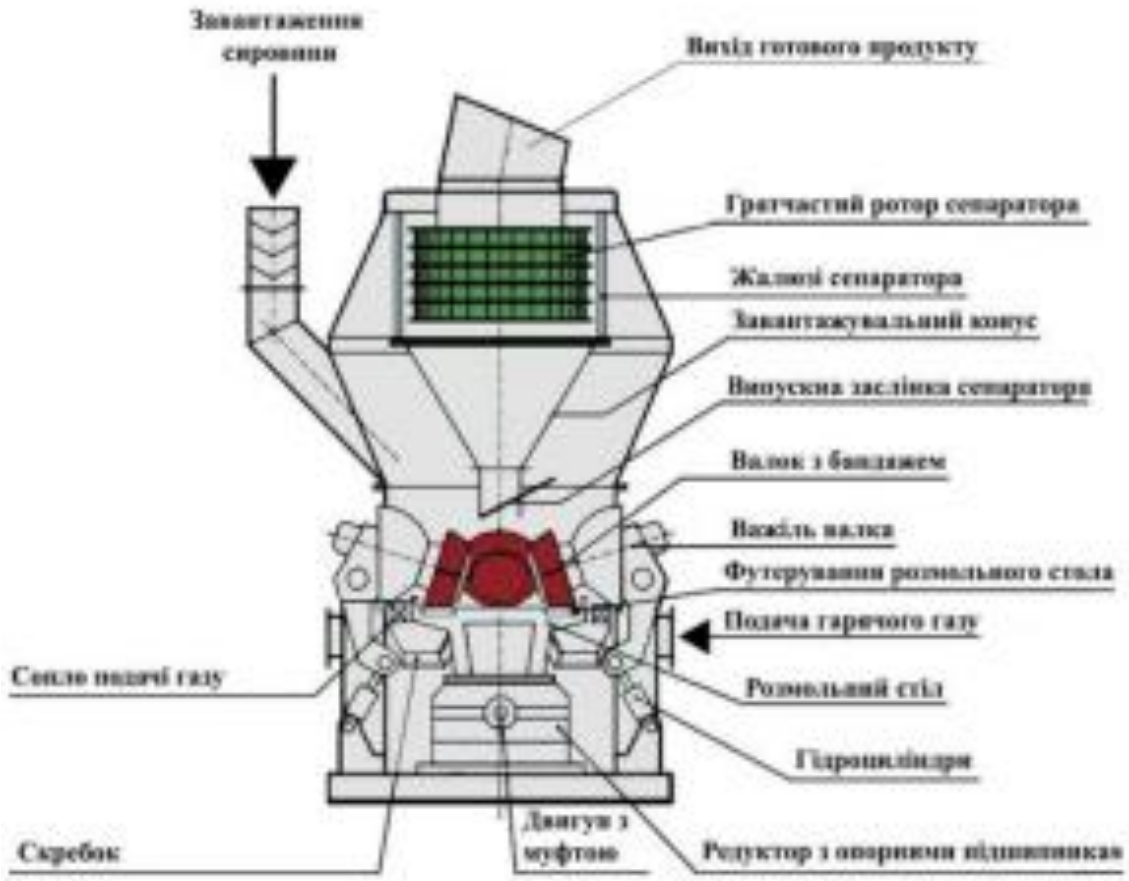


Рисунок 1. 11 - Конструкція вертикального валкового млина

Компресійне подрібнення з регульованою часткою зсувних зусиль призводить до енергоефективного зменшення розміру порівняно з барабанними млинами.

Дослідженнями [9,10,13,14], виконаними на різних видах змелюваного матеріалу, залежність, яка визначає споживання енергії у вертикальних валкових млинах, може бути записана у вигляді:

$$N = K_t \cdot A \cdot z \cdot V \cdot p\,, \tag{1.1}$$

де K_t – тиск на матеріал при помелу (500-700 кН/м^2);

$A = D_{валк} \cdot W_{валк}$ – площа проекції одного валка;

$D_{валк}$ – діаметр валка;

$W_{валк}$ – ширина валка;

z – кількість валків;

V – лінійна швидкість розмельного стола під валком;

На основі аналізу технічної документації існуючих конструкцій млинів були визначені величини питомої потужності валкових млинів та їх питомої металоємності. Відповідно до значень встановленої потужності двигунів питома потужність складає від 8,2 до 15 кВт·год/т, де більші значення відповідають млинам з меншою кількістю валків з меншим діаметром поворотного стола, менші – млинам з 4 або 6 валками при діаметрі стола 5,6 м.

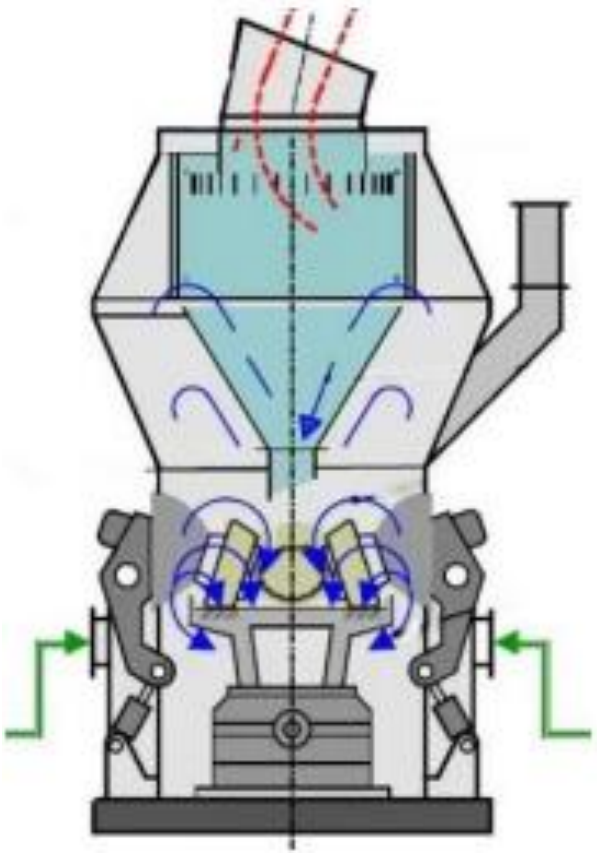


Рисунок 1.12 - Схематичне зображення потоку матеріалу при помелі у вертикальних валкових млинах

1.7.1 Призначення та конструкція валкового млина

Вертикальний валковий млин (ВВМ) – помольне обладнання, яке забезпечує високу ефективність подрібнення [13,14]. ВВМ має новий принцип подрібнення, нову структуру, міцний матеріал підшипників, які

поглинають багато технічних квінтесенцій млина. Тому продуктивність вертикального млина порівняно з традиційними вище. Особливо, він дуже ефективний для подрібнення матеріалів з високою твердістю, і може працювати в сухому і вологому стані.

Вертикальний млин має наступні характеристики: невеликий металевий знос, проста і стійка структура, просте технічне обслуговування.

Вугільні млини розробляються відповідно до індивідуальних потреб замовників. Перехід з одного матеріалу, що подрібнюється на інший може здійснюватися без зупинки млина. Можуть подрібнювати наступні палива: кам'яне вугілля всіх сортів; антрацити; нафтовий кокс різної якості; тверде буре вугілля; підсушене буре вугілля; торф'яні окатиші і торф'яні брикети; згущений шлам.

Принцип дії вертикального валкового млина представлений на рисунку 1. Матеріал подається через живильний жолоб у центр поворотного розмельного столу 8, що Техніка будівництва Випуск/Issue обертається редуктором 10, і під дією відцентрових сил розподіляється під валки 5. Валки формують шар матеріалу та змелюють його. Для захисту від зношування розмельний стіл оснащений футерувальними плитами 7, а валки – бандажами. Змелений матеріал перетікає через край столу, після чого гарячий повітряний потік крізь сопла 13 піднімає його до сепаратора 2. Тут готовий продукт проходить через ротор 1, а грубі частинки повертаються крізь воронку 3 до млина для повторного помелу. Занадто великі частки виводяться через лоток 12 і транспортуються для повторної переробки. Валки змонтовані на осях, що встановлені на важелях 6. Для забезпечення необхідного зусилля стискання матеріалу між валками та столом при помелі використовують гідроциліндри 9. Процес помелу у вертикальних валкових млинах базується на стисненні та зсуві в шарі матеріалу. Розподіл напруження у шарі сприяє утворенню мікротріщин, що забезпечує енергоефективне зменшення розміру частинок порівняно з барабанними млинами.

На рисунку 1.15 показано основні принципові схеми взаємного розташування розмелювальних елементів середньохідних млинів. В залежності від виробника суттєво різняться конструкція поротного столу, конструкція і кількість роликів та пристроїв забезпечення необхідного натискання розмелювальних елементів. Розмелювальні пристрої (рис.1.15) складаються з обертового столу 2, поверхня якого захищена бронею 3, і роликів 1 або куль 7, що котяться по столу. Розташування поверхні столу та роликів може бути різним: горизонтальним (рис.1.15, а, г, д, е), слабопохилим (б), або крутопохилим (в). Форма поверхні помольних тіл так само, як і стіл, виконується різною: гладкою (рис.1.15, а, б, в, д) або тороїдальною (е). Подача повітря до розмелювальних елементів здійснюється через напрямні сопла 4, які роблять закріпленими на корпусі 5 млина (рис.1.15, а, б, в, г, е) або безпосередньо на обертовому помольному столі 2.

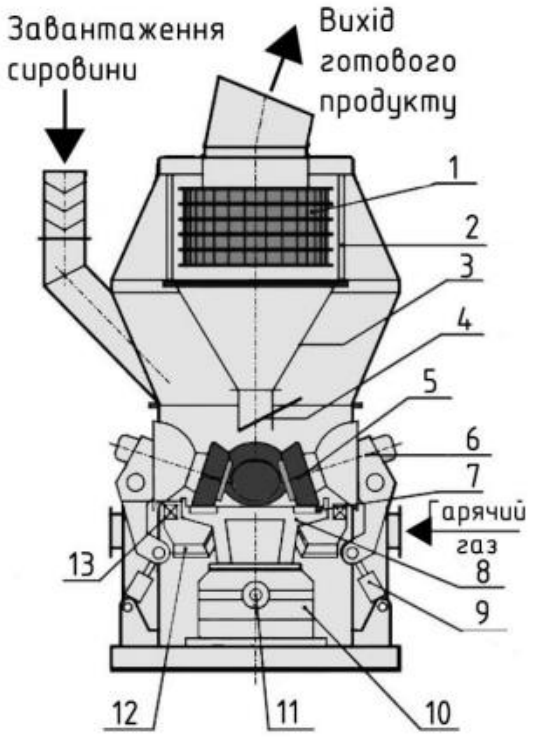


Рисунок 1.13 Конструкція вертикального валкового млина [14]

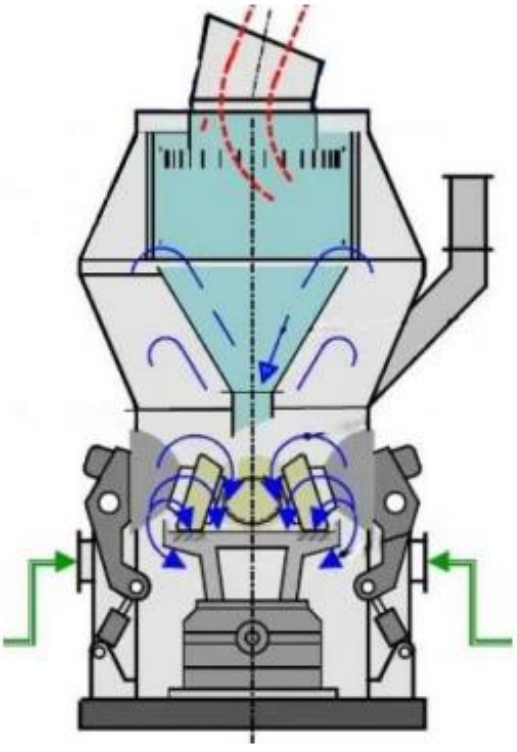


Рисунок1.14 - Схематичне зображення потоку матеріалу при помелі у вертикальних валкових млинах [14]

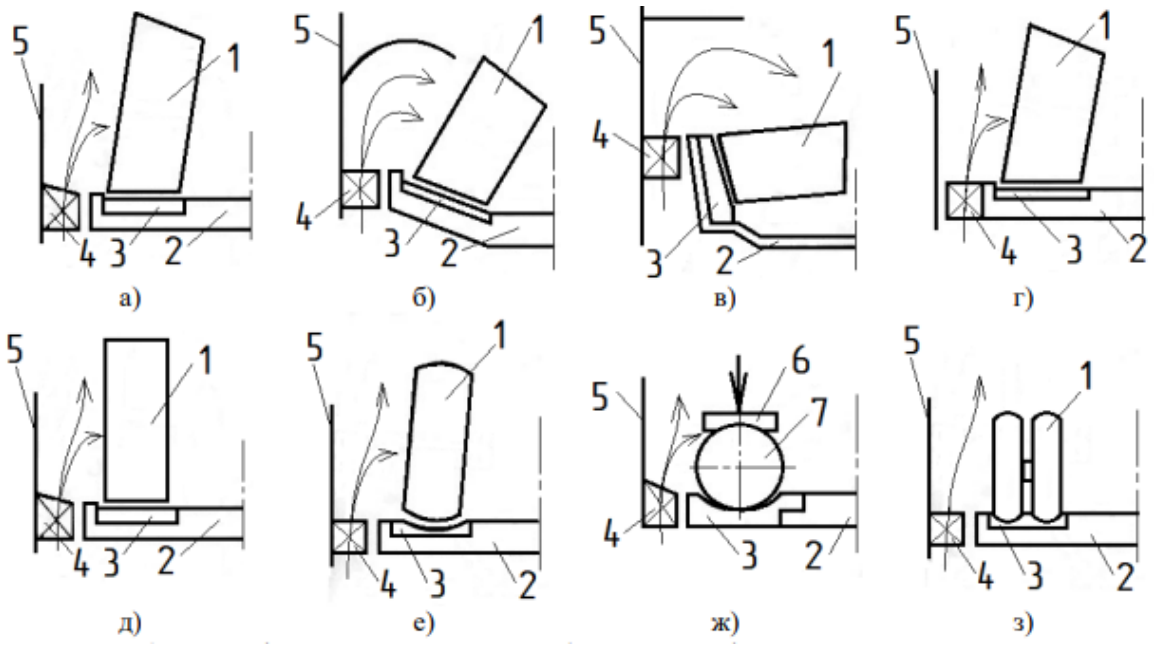


Рисунок 1.15 – Основні схеми розташування робочих елементів у вертикальних валкових млинах [4]: 1 – валок; 2 – помольний стіл; 3 – бронеплита; 4 – пристрій подачі повітря; 5 – корпус млина; 6 - напірне кільце; 7 – кулі [16]

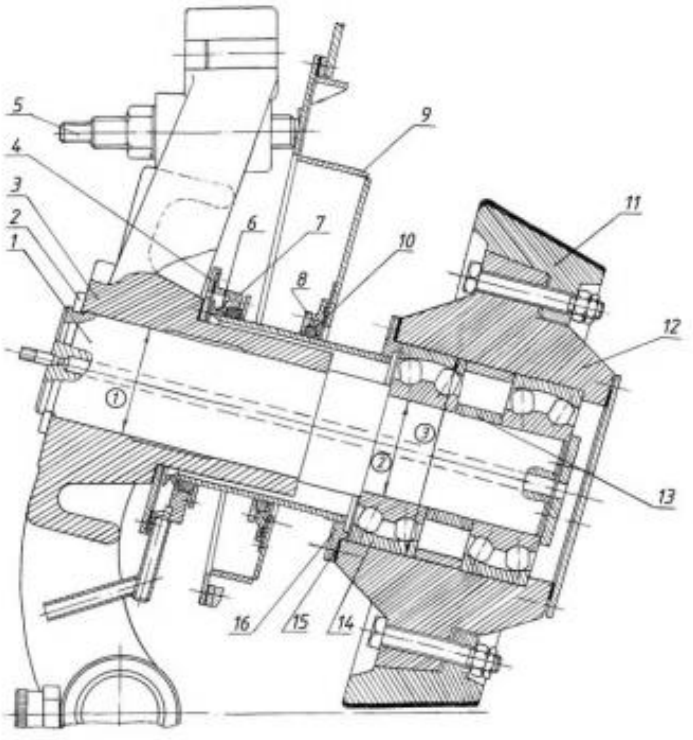


Рисунок 1.16 - Конструкція вузла валка [4]:

1 – вісь валка; 2 - півкільце; 3 – важіль; 4 – диск передній; 5 – болт спеціальний; 6 - кільце; 7 – корпус ущільнення; 8 – кришка; 9 – кожух; 10 – диск задній; 11 - бандаж валка; 12 – корпус валка; 13 - розпірна втулка; 14 – підшипник; 15 - ущільнення; 16 – втулка

1.8 Класифікація притискних валків

За габаритними розмірами та за кількістю валків(рис.1.17) (Наприклад млин фірми Loesche) [17]:

- Малі двохвалкові млини індивідуальної конструкції – від LM 12.2 D до LM 20.2 D – з діаметром помольного столу від 1200 до 2000 мм.
- Великі валкові млини модульної конструкції з двома, трьома і чотирма валками – від LM 21.2 D до LM 43.4 D – з діаметром помольного столу від 2100 до 4300 мм.

По типу приводу (рис. 1.18) валки бувають: гідравлічні(а); шарнірні з натискних елементом(б); пружинні.

За формою валки бувають: циліндричні (рис.1.19,а); конусні (рис.1.19,б); роликоподібні (рис.1.19,в); складної форми.

По типу контактної поверхні валки бувають: перфоровані; гладкі.

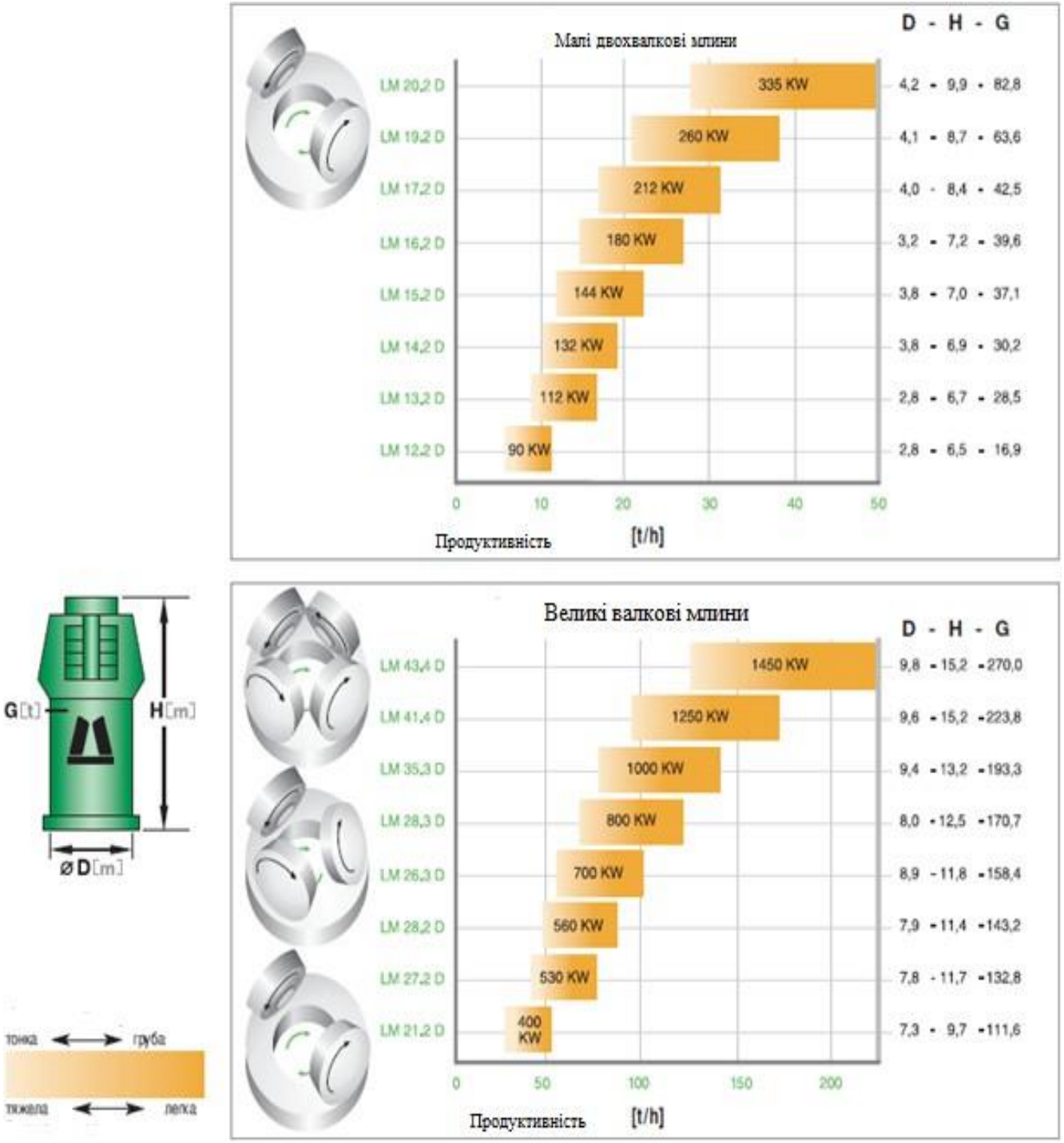
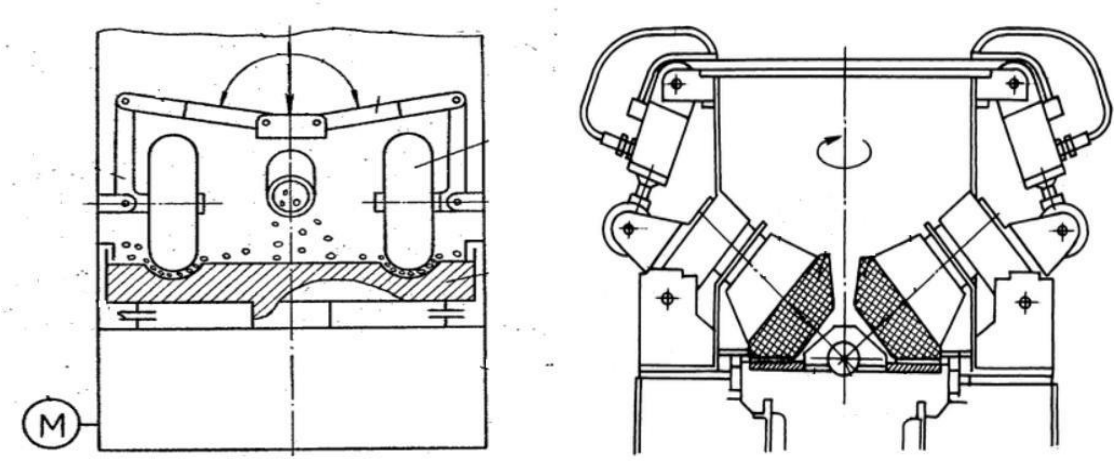


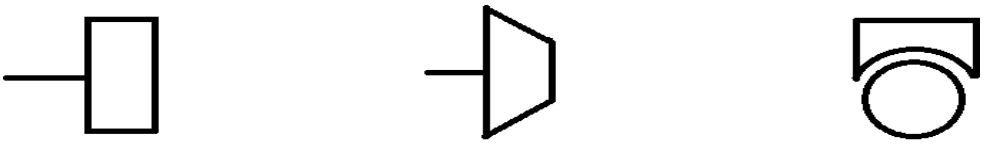
Рисунок 1.17 – Продуктивність ВВМ в залежності від розмірів і кількості валків



а б

а – гідравлічний привід; б – шарнірний з натискним елементом

Рисунок 1.18 – Типи приводу валків



а б в

а – циліндричні , б – конусні, в – роликоподібні

Рисунок 1.19 – Форми валків

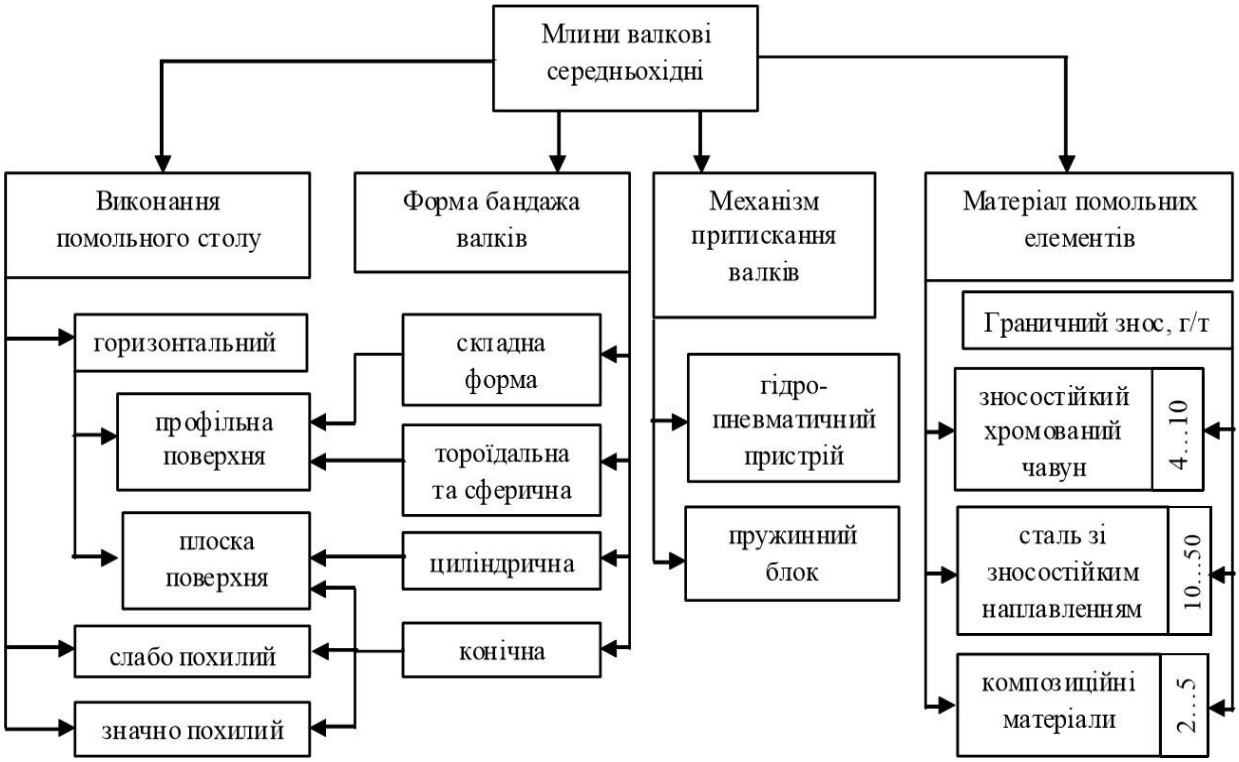


Рисунок 1.20 – Блок схема класифікації вертикальних валкових млинів

1.10 Огляд оригінальних конструкцій елементів валкового млина

1.10.1 Патенти пов’язані зі зміною конструкції валків

На рисунку 1.21 представлена конструкція валків згідно патенту [18-21].

Валковий млин з практично горизонтальною розмельною доріжкою (2) на обертовій розмельній чаші (3), зі стаціонарними, обертовими розмельними валками (4), що здійснюють вальцювання поверх розмельної подушки, яка формується за рахунок матеріалу, що подрібнюється на розмельній доріжці (2), а також з стаціонарними, обертовими підготовчими валками (6), що знаходяться між розмельними валками (4), за допомогою яких здійснюється стиснення матеріалу для роздрібнення та видалення з нього повітря, які відрізняється тим, що підготовчі валки (6) розташовані таким чином, що матеріал для роздрібнення, який подається до розмельних валків (4) по спіралі, піддається вальцюванню та стисненню в повному обсязі.

Валковий млин за п. 1, який відрізняється тим, що підготовчі валки (6) виконані з можливістю змінювати своє положення вздовж радіальної осі в напрямку до центра розмельної чаші і здійснювати вальцювання своїми робочими поверхнями (12) по колу обігу, меншому, ніж в розмельних валків (4).

Валковий млин за п. 1 або 2, який відрізняється тим, що підготовчі валки (6) знаходяться на відстані S від зовнішнього краю розмельної доріжки (7) або від обмежувального обода (8) розмельної чаші (3), а відстань S простягається від зовнішнього краю розмельної доріжки (7) або обмежувального обода (8) розмельної чаші (3) й до межі зовнішнього боку (16) робочої поверхні (12) підготовчих валків (6).

Валковий млин за будь-яким із попередніх пунктів, який відрізняється тим, що розмельні валки (4) розташовані таким чином, що вони межею зовнішнього боку (14) своїх робочих поверхонь практично сягають зовнішнього краю розмельної доріжки (7) або обмежувального обода (8) розмельної чаші (3).

Валковий млин за будь-яким із пп. 3, 4, який відрізняється тим, що, враховуючи властивості матеріалу, що підлягає подрібненню, позиціонування підготовчих валків (6) на відстані S може бути обумовлене кількістю, розміром та відстанню між розмельними валками (4), швидкістю обертання розмельної чаші (3) та потрібним рівнем продуктивної тонкості помелу.

Валковий млин за будь-яким із пп. 3-5, який відрізняється тим, що підготовчі валки (6) знаходяться на відстані S, яка становить від 25 % до 65 % від ширини B робочих поверхонь (10) відповідних розмельних валків (4).

Валковий млин за будь-яким із пп. 3-6, який відрізняється тим, що відстань S підготовчих валків (6) може регулюватися за рахунок зміни форми вальцювальної оболонки (13) на опорі валка або осерді вальцювальної оболонки (19) підготовчих валків (6).

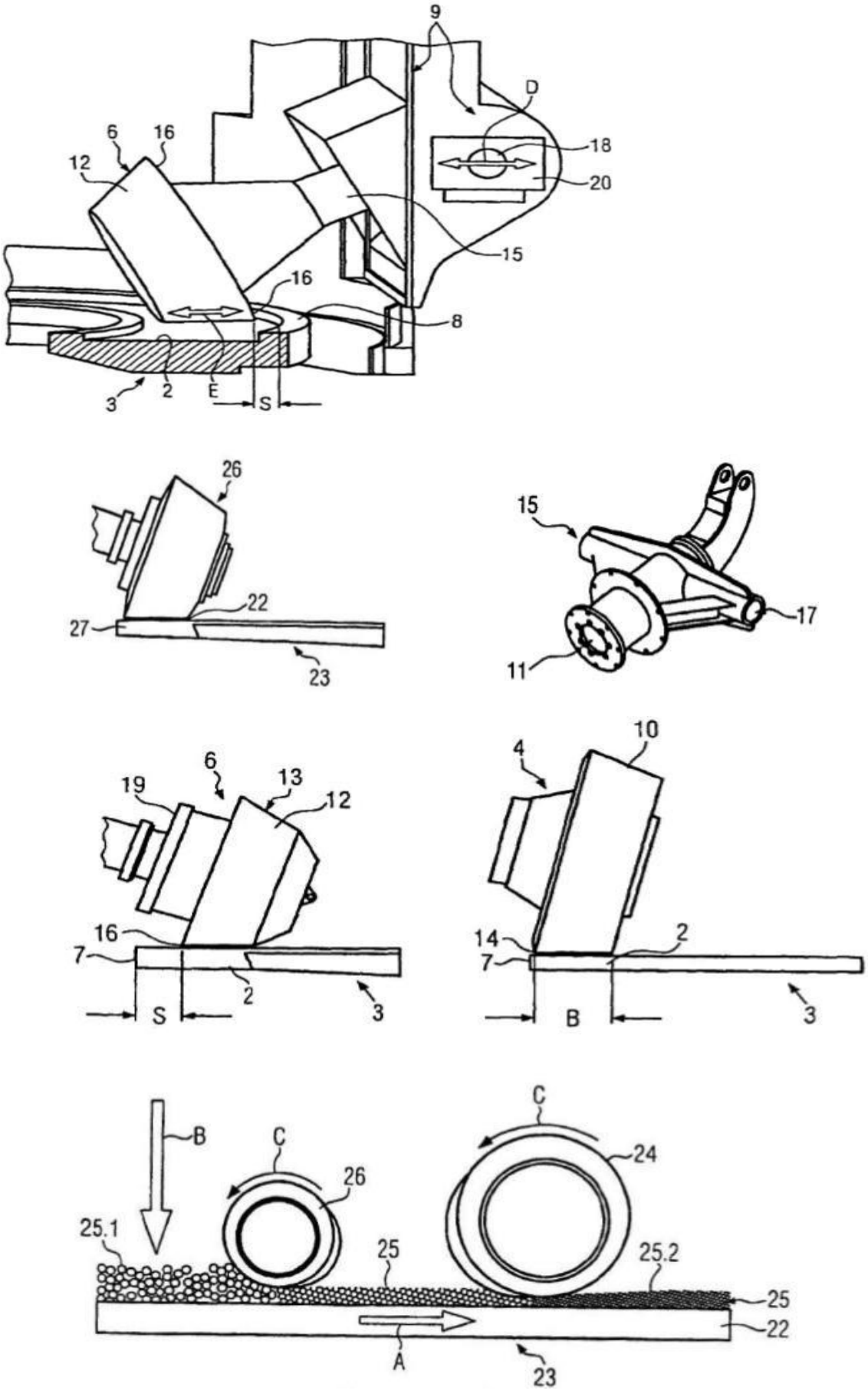


Рисунок 1.21 – Конструкція валка та його деталей щодо патенту[66]

Валковий млин за будь-яким із попередніх пунктів, який відрізняється тим, що підготовчі валки (6) мають менший, ніж в розмельних валків (4), діаметр й монтуються за допомогою кулісного важеля (15) до корпусу млин окремо.

Валковий млин за будь-яким із попередніх пунктів, який відрізняється тим, що дистанційно положення підготовчих валків (6) може регулюватися шляхом налаштування їх осі (11), що кулісному важелі (15), та/або за місцем знаходження поворотного шворня кулісного важеля (17), та/або за місцем знаходження підшипників (18, 21) чи гнізд підшипників (20) кулісних важелів (15), що вмонтовані в корпус млина (9), наприклад, за допомогою встановлення роздільних пластин (28) між гніздом опорного підшипника (20) та корпусом млина (9).

Валковий млин за будь-яким із попередніх пунктів, який відрізняється тим, що в ньому розташовується два, три, чотири, п'ять, шість або більше розмельних валків (4), а перед кожним розмельним валком (4) розташовується принаймні один підготовчий валок (6), котрий здійснює вальцювання по меншому, ніж в розмельних валків (4), колу обігу.

На рисунку 1.22 представлена конструкція валків згідно патенту [63].

Валковий млин (1) для помелу сипучих матеріалів, що містить в основному горизонтальний розмельний стіл (3), щонайменше один валок (4), при роботі взаємодіючий з розмельним столом, виконаний з можливістю обертання навколо своєї осьової лінії за рахунок підшипника (7) кочення й з'єднаний з віссю (6) валка, який відрізняється тим, що він містить демпфіруючий пристрій (8) для щонайменше часткового поглинання осьового навантаження, що виникає щонайменше від валка й діє у поздовжньому напрямку осі (6) валка, що включає першу деталь (9), установлену на компоненті механізму, нерухливому у поздовжньому напрямку осі (6) валка, і другу деталь (10), установлену на компоненті механізму, що обертається навколо осьової лінії валка, і обертову разом із валком, причому ці перша й друга деталі (9, 10) мають протилежні напірні

поверхні (9а, 10а), обидві проходять в основному перпендикулярно поздовжньому напрямку осі (6) валка й формують між собою відсік (11), у якому напірна поверхня (9а) першої деталі (9) виконана так, що вона повернена у напрямку, протилежному осьовому навантаженню, що діє у поздовжньому напрямку осі (6) валка, а напірна поверхня (10а) другої деталі виконана так, що вона повернена у тому же напрямку, що й осьове навантаження, яке діє у поздовжньому напрямку осі (6) валка, а також містить засіб (12) введення грузлого середовища під тиском у відсік (11), сформований між протилежними напірними поверхнями (9а, 10а).

Валковий млин за п. 1, який відрізняється тим, що демпфіруючий пристрій (8) виконаний у вигляді поршня (15) у циліндрі (18).

Валковий млин за п. п. 1 або 2, який відрізняється тим, що перша деталь (9) демпфіруючого пристрою (8) закріплена на осі (6) валка, а друга деталь (10) закріплена на валку .

Валковий млин за пп. 1 або 2 або 3, який відрізняється тим, що перша деталь (9) демпфіруючого пристрою (8) містить цапфу (14), що виступає аксіально від осі (6) валка, і містить на своєму віддаленому вільному кінці поршневу частину (15) з поверненою всередину напірною поверхнею (9а), а друга деталь (10) демпфіруючого пристрою (8) містить внутрішню накладну частину (16) з поверненою назовні напірною поверхнею (10а), виконану з центральним отвором (17) для проходження через нього цапфи (14) першої деталі й з орієнтованою назовні циліндричною частиною (18), що охоплює поршневу частину (15) першої деталі 5.

Валковий млин за п. 4, який відрізняється тим, що між зовнішньою крайкою поршневої частини (15) і внутрішньою стінкою циліндричної частини (18) забезпечений проміжок (19).

Валковий млин за п. 4, який відрізняється тим, що поршнева частина (15) складається з кільцеподібного диска, жорстко закріпленого на цапфі (14) за рахунок посадки та/або за допомогою стопорного кільця (20).

Валковий млин за п. 4, який відрізняється тим, що центральний отвір

(17) у накладній частині (16) другої деталі (10) забезпечений декількома маслоущільнювальними кільцями (21).

Валковий млин за п. 4, який відрізняється тим, що подача у відсік (11) грузлого середовища забезпечується через щонайменше один канал (12), виконаний в осі (6) валка й цапфі (14) і закінчується у відсіку (11).

Валковий млин за п. 5, який відрізняється тим, що грузле середовище, яке відводиться з відсіку (11) через проміжок (19) між поршневою частиною (15) першої деталі й циліндричною частиною (18) другої деталі, збирається у камері (22), обмеженою зовнішньою стороною поршневої частини (15) першої деталі й кришкою (23), закріпленою на віддаленому торці циліндричної частини (18) другої деталі.

Валковий млин за п. 9, який відрізняється тим, що зібране масло повертається з камери через канал (24), виконаний в осі (6) валка й цапфі (14).

Валковий млин за п. 10, який відрізняється тим, що повернуте масло через декілька каналів (25) в осі (6) валка направляється до підшипника (7) кочення для його змащення й звідти направляється далі через додатковий канал (26) в осі (6) валка.

На рисунку 1.23 представлена схема отворів валка згідно патенту [65]. Валковий млин, стіл якого обертається в горизонтальній площині, футерований кільцем з зносостійкого матеріалу, і встановлені над столом валки з бандажами із зносостійкого матеріалу у вигляді порожнистих усічених конусів, відрізняється тим, що, з метою збільшення продуктивності млина, а також терміну служби, на робочій поверхні кільця з внутрішньої і зовнішньої сторін та на робочих поверхнях бандажів валків з боку їх торців виконані рівномірно розташовані по колах, звернені одна до одної вершинами клиноподібні пази з довжиною та шириною, рівними 0,1 – 0,3 довжин утворюючих цих робочих поверхонь, причому максимальна глибина пазів становить 0,2 – 0,3 товщини кільця або бандажа відповідно, а відстань між сусідніми пазами становить 1,2 – 1,5 їх ширини.

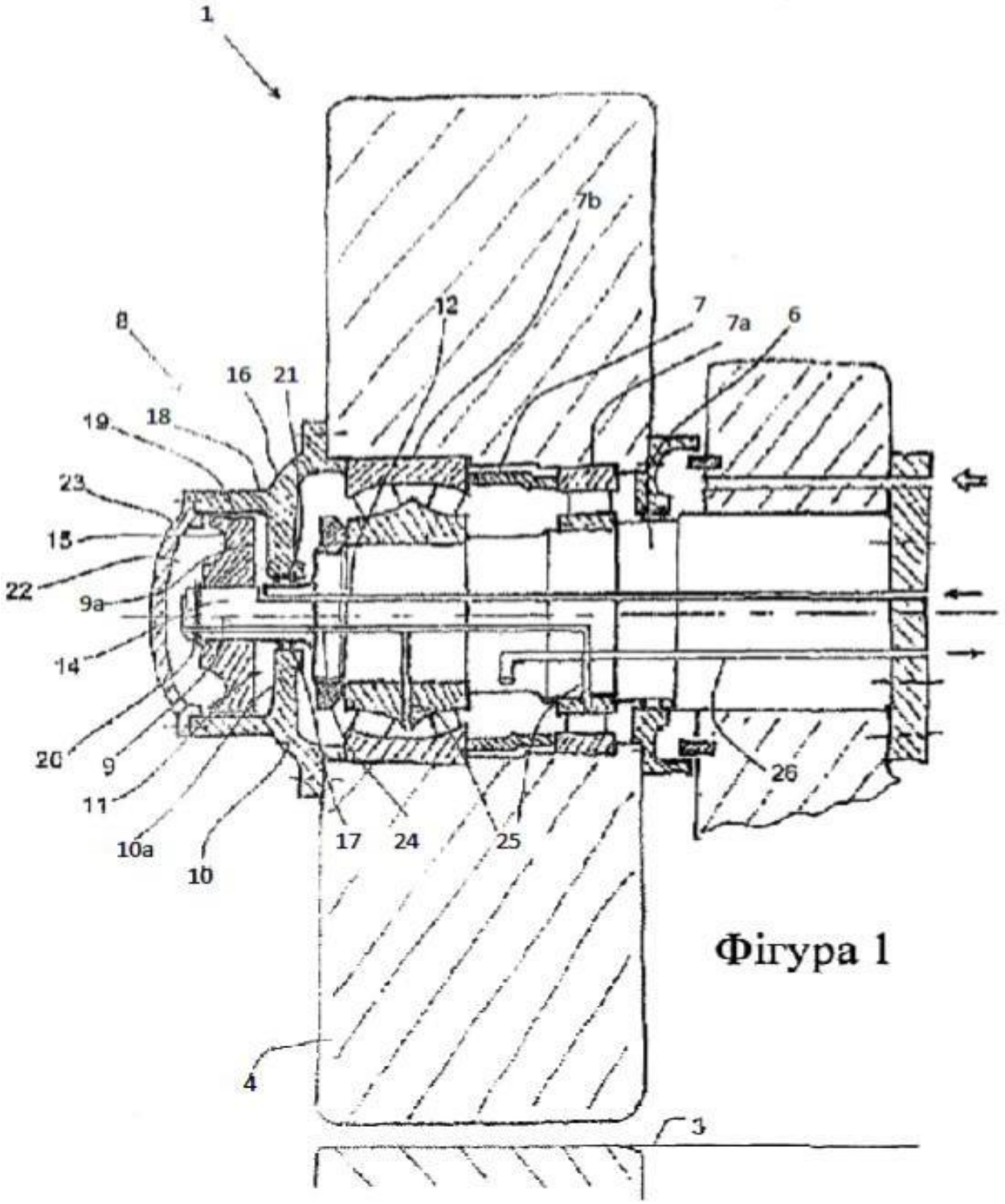


Рисунок 2.21 – Конструкція валка та його деталей щодо патенту [63]

1.10.2 Патенти пов’язані зі зміною технології ремонту бандажів валків

На рисунку 1.23 представлена схема отворів валка згідно патенту [18,21].

Бандаж розмельного валка млина у вигляді порожнистого конуса, зі зносостійким матеріалом, на робочій поверхні, який відрізняється тим, що, з метою підвищення терміну служби бандажу (2) за рахунок рівномірного зношування його робочої поверхні, останній виконаний з отворами (3), заповненими зносостійким матеріалом, причому щільність розташування отворів відповідає епюрі інтенсивності зношування робочої поверхні бандажу.

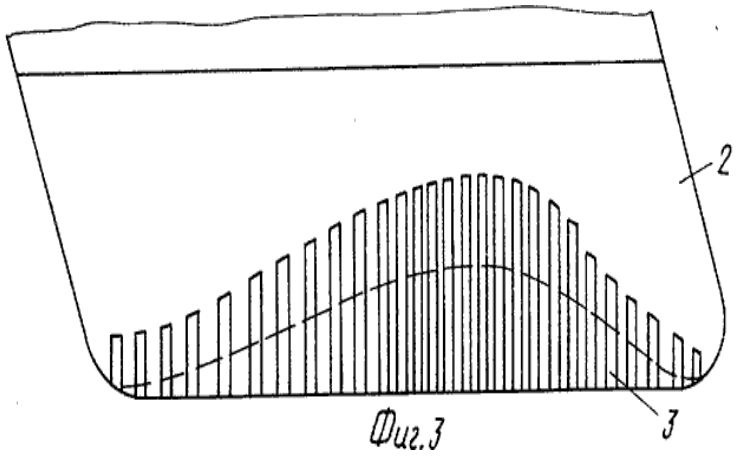


Рисунок 1.22 - Схема отворів валка

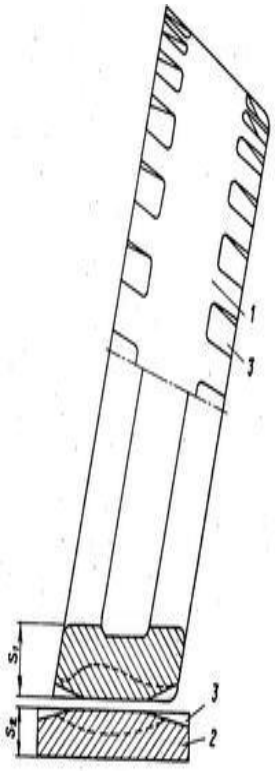


Рисунок 1.23 - Конструкція бандажа валка млина

2 ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ДРОБЛЕННЯ ВАЛКОВИМ МЛИНОМ

2.1 Аналіз факторів, що впливають на продуктивність млинів.

Продуктивність млинів вимірюється:

- кількістю тонн подрібненого вихідного матеріалу (т/год., т/добу);
- кількістю новоутворених поверхонь-тонн за одиницю часу;
- кількістю тонн новоутвореного розрахункового класу крупності (звичайно 0,074 мм) за одиницю часу.

Продуктивність млинів визначається багатьма факторами, які можна розділити на три групи:

- технологічні фактори, які залежать від властивостей матеріалу крупності вихідного матеріалу і подрібненого продукту, подрібнюваності руди;
- конструктивні фактори, які залежать від конструкції млина, його розміру, форми футеровки;
- експлуатаційні фактори, які визначаються умовами роботи млина – відкритий або замкнений цикл, ефективність роботи класифікаційного апарата, заповнення млина подрібнювальним середовищем, характеристика крупності, форма, густина і твердість подрібнювальних тіл, розрідженість пульпи, число обертів млина.

Регулюванню при експлуатації піддаються тільки фактори третьої групи, а також крупність вихідної руди і продукту подрібнення. Між продуктивністю млина і подрібнюваністю матеріалу, його крупністю і крупністю подрібненого продукту існує прямо пропорційна залежність.

Практикою встановлено, що оптимальна крупність живлення млинів – 15… 20 мм, а кульових – 10…15 мм (така крупність може бути отримана після тристадіального дроблення). Для млинів самоподрібнення крупність живлення – 300 …500 мм (така крупність може бути отримана після одностадіального дроблення). Чим менше крупність вихідного матеріалу і

чим крупніше подрібнений продукт, тим вище продуктивність млина. Теоретичним підтвердженням цієї залежності є закон Ріттінгера [21-25]:

$$6Q\delta^{-1}\left(d^{-1} - D^{-1}\right) = k_n N, \qquad (2.1)$$

де Q – продуктивність млина;

δ – густина вихідного матеріалу;

D і d – середній розмір вихідного і подрібнюваного матеріалу;

k_n – коефіцієнт пропорційності, який залежить від подрібнюваності матеріалу;

N – корисна потужність, що споживається млином.

Якщо позначити через $E = k_n / 6\delta^{-1}\left(d^{-1} - D^{-1}\right)$, формула (2.1) може бути представлена так:

$$Q = EN. \qquad (2.2)$$

Коефіцієнт пропорційності E чисельно дорівнює кількості тонн матеріалу, який подрібнюється за 1 годину і приходиться на одиницю споживаної потужності, тобто він являє собою ефективність подрібнення. Таким чином, при постійних умовах подрібнення матеріалу продуктивність млина пропорційна споживаній корисній потужності. За практичними даними корисна потужність складає 75 – 90 % від загальної споживаної потужності [21].

Між корисною потужністю і геометричними розмірами барабанного млина існує визначена залежність, яка представлена формулою 2.4:

$$N = kD^{2,5 \div 2,6}L \ , \qquad (2.3)$$

де k – коефіцієнт пропорційності;

D і L – діаметр і довжина барабана млина.

Формула (2.3) правильна при визначеному і постійному режимах роботи млина. При збільшенні довжини кульового млина з решіткою і при роботі його у замкненому циклі з класифікатором необхідно знижувати його питому продуктивність. Оптимальне циркуляційне навантаження цих млинів при визначеному режимі роботи обернено пропорційне довжині їхнього барабана. Якщо підставити значення N з формули (2.3) у формулу (2.2) і позначити $Ek = c$, то отримуємо:

$$Q = EkD^{2,5\div2,6}L = cD^{2,5\div2,6}L \ . \qquad (2.4)$$

Таким чином, при інших рівних умовах продуктивність млина пропорційна діаметру його барабана в степені 2,5 ÷ 2,6 і його довжині. Показник степені D для кульових млинів складає 2,5, а для млинів самоподрібнення 2,6.

Питома продуктивність, тобто продуктивність, що припадає на одиницю внутрішнього об'єму (при $a = 4c/\pi$) становить:

$$q = cD^{2,5\div2,6}L/\left(\pi D^2 l/4\right) = 4cD^{0,5\div0,6}/\pi = aD^{0,5\div0,6} \quad , \qquad (2.5)$$

тобто питома продуктивність млина пропорційна діаметру його барабана в ступені 0,5 ÷ 0,6.

З викладеного витікає, що відношення питомих продуктивностей двох млинів, які подрібнюють один й той же матеріал при однаковому режимі роботи, дорівнює відношенню їхніх діаметрів в степені

$$\frac{q_2}{q_1} = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0,5\div0,6} \ . \qquad (2.6)$$

Продуктивність млина пропорційна витратам енергії на подрібнення, а витрати енергії пов'язані зі ступенем заповнення млина подрібнювальним

середовищем. З ростом ступеня заповнення φ млина подрібнювальним середовищем зростає витрата енергії на подрібнення і досягає максимуму при ступені заповнення φ = 50 %. Відповідно зростає й продуктивність млина. З підвищенням відносної частоти обертання спостерігається підвищення споживаної питомої потужності.

Одночасно продуктивність і вихід класу – 0,074 мм в розрахунку на 1 кВт·год зростають приблизно так само, як і частота. Однак це справедливо до деякої межі (для млинів типу «Аерофол» до ψ = 0,95; для млинів типу «Каскад» до ψ = 0,85). Якщо у живленні млина самоподрібнення міститься багато дріб'язку, його продуктивність знижується, тому що немає достатньої кількості крупних гру док, які могли би подрібнити грудки середньої величини, руда подрібнюється дуже повільно і, головним чином, стиранням. Оптимальні ступені заповнення млина подрібнювальним середовищем φ і відносні частоти обертання барабана ψ, при яких досягаються найбільш високі показники подрібнення, наведені у табл. 1.

Таблиця 2.1 - Оптимальні значення ступеня заповнення млина подрібнювальним середовищем φ і відносної частоти обертання барабана ψ

Значення, %	Млини				
	Кульові	Стержневі	«Каскад»	Аерофол»	Рудногалькові
φ	40 – 50	35 – 40	38 – 42	35 – 42	45 – 50
ψ	75 – 80	65 – 70	70 – 75	85 – 95	75 – 85

Розрідження пульпи у млині визначає масу або об'єм твердого матеріалу, який знаходиться у ньому у кожний даний момент, а також ефективність дії подрібнювальних тіл. Загальний об'єм пульпи у млині приблизно постійний, тому зі збільшенням вмісту у пульпі води вміст твердого зменшується, і навпаки. При меншому вмісті води густина пульпи збільшується і, отже, подрібнювальні тіла при русі у більш густому середовищі будуть мати меншу силу удару.

Вміст води у пульпі визначає її текучість і здатність проходження через млин. При вмісті води близько 20 % матеріал достатньо вільно проходить через млин [21-25]. Чим більше густина пульпи, тим більше крупних

частинок досягає розвантажувального кінця млина. У млинах з центральним розвантаженням цей крупний матеріал іде у розвантаження і вміст крупного класу у продукті подрібнення збільшується. У млинах з решіткою густа пульпа, яка містить крупні частинки затримується решіткою і збільшення вмісту крупного класу у розвантаженні млина не спостерігається. При великих розрідженнях пульпи матеріал швидше проходить млин з решіткою, що приводить до укрупнення продукту подрібнення. У млинах з центральним розвантаженням великі розрідження, навпаки, спричиняють збільшення вмісту дрібних класів у подрібненому продукті.

Продуктивність млина тим вище, чим вище ефективність класифікації. Низька ефективність класифікації особливо негативно впливає на роботу млина при малих циркуляційних навантаженнях. Підвищення ефективності класифікації визначає зменшення кількості переподрібненого матеріалу. Збільшення швидкості проходження матеріалу через млин, що спостерігається при зростанні циркуляційного навантаження, сприяє підвищенню ефективності роботи подрібнювального середовища, зменшенню ступеня переподрібнення і підвищенню продуктивності млина. Вплив конструкції млинів і форми футеровки на їхню продуктивність встановлений на основі практичних даних. Млини, які працюють з низьким рівнем пульпи, мають продуктивність дещо більшу, ніж млини з високим рівнем пульпи. Так, продуктивність млинів з решіткою приблизно на 15 % вище продуктивності млинів з центральним розвантаженням. Цей факт пояснюється тим, що при низькому рівні пульпи елементи подрібнювального середовища діють більш ефективно. Продуктивність млинів з гладкою футеровкою менше, ніж млинів з ребристою футеровкою. Всі зазначені особливості суттєво впливають на розрахунок продуктивності млина і повинні знаходити своє відображення в аналітичних та емпірикоаналітичних розрахункових формулах. Розрахунок продуктивності барабанних млинів. Продуктивність барабанних млинів в сучасній практиці розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній

сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять за питомою продуктивністю або за ефективністю подрібнення. При розрахунку враховують відмінності в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах млинів і способі їхнього розвантаження. Розрахунок продуктивності млина за питомим навантаженням. За цим методом необхідно спершу експериментально визначити питому продуктивність еталонного млин1 за новоутвореним розрахунковим класом (як правило, клас крупності – 0,074 мм). Питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою [21]:

$$q = q_e \, k_n \, k_k \, k_T \, k_\varphi \, k_\psi k_L \, k_D \, , \qquad (2.7)$$

де q – питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3 ;

q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3 ;

k_n – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектованої до переробки руди і руди, що переробляється;

kk – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектованій фабриках;

k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектованого і *працюючого млинів;*

k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об’ємному заповненні проектованого і працюючого млинів подрібнювальним середовищем;

k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектованого і працюючого млинів;

k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів *проектованого і працюючого млинів;*

k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектованого і працюючого млинів.

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_n визначають експериментально у процесі досліджень проектованої руди на подрібнюваність. Звичайно $k_n > 1$, якщо проектована для переробки руда має меншу міцність від еталонної, і $k_n < 1$, якщо проектована для переробки руда має більшу міцність від еталонної. Якщо міцність проектованої для переробки руди і еталонної однакова, то коефіцієнт подрібнюваності $k_n = 1$ [21] .

Коефіцієнт крупності руди k_k визначається співвідношенням відносної продуктивності проектованого і еталонного млинів:

$$k_k = m / m_e , \qquad (2.8)$$

де m – відносна продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом при заданій крупності вихідного і кінцевого продуктів;

m_e – те ж для еталонного млина.

Відносну продуктивність млини приймають відповідно до даних табл. 2.

Таблиця 2.2 - Відносна продуктивність млинів за новоутвореним класом – 0,074 мм залежно від крупності вихідного і кінцевого продуктів [4]

Крупність вихідного матеріалу, мм	Вміст класу –0,074 мм в кінцевому продукті, %						
	30	40	48	60	72	85	95
0– 40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
0– 20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
0– 15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
0– 10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	00,90 0	0,84
0– 5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0– 3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт типу млина k_T (табл. 3) враховується, якщо тип розвантаження проектованого млина відрізняється від еталонного.

Таблиця 2.3 - Значення коефіцієнта k_T [21]

Співвідношення типів млинів	Проектований	МШЦ	МШЦ Р	МШР	МШР
	Еталонний	МШР	МШЦ	МШР	МШЦ
Значення k_T		1,1	1,0 1	1,0	0,9

Коефіцієнт частоти обертання барабана k_ψ вводять при розбіжності між частотами обертання проектованого ψ і еталонного ψ_e млинів (табл. 4):

$$k_\psi = \psi / \psi_e , \qquad (2.9)$$

Таблиця 2.4 - Граничні частоти обертання млинів [21]

Тип млина	МСЦ	МШЦ і МШР	МШЦ і МШР	МШЦ і МШР
		об'ємом до 50 $м^3$	об'ємом 50-100 $м^3$	об'ємом 50-100 $м^3$
ψ ,%	60– 72	75– 85	75– 82	70– 78

Коефіцієнт заповнення подрібнювальним середовищем k_φ запроваджується при розбіжності в ступені заповнення проектованого φ й еталонного φ_e млинів подрібнювальними тілами (максимальний ступінь заповнення – табл. 5):

$$k_\varphi = \varphi / \varphi_e , \qquad (2.10)$$

Таблиця 2.5 - Максимальний ступінь заповнення млинів подрібнювальним середовищем [4]

Тип млина	МСЦ	МШЦ	МШР
φ, %	35	42	45

Середня насипна густина середовища при розрахунках приймається для куль 4,6 $т/м^3$, для стержнів 6,6 $т/м^3$.

Коефіцієнт довжини млина k_L визначають за формулою:

$$k_L = (L / L_e)^{0,15}, \qquad (2.11)$$

де L і L_e – довжина проектованого і еталонного млинів, м. Коефіцієнт діаметра млина k_D визначають за формулою:

$$k_D = \sqrt{(D - 2t)/(D_e - 2t_e)}, \qquad (2.12)$$

де D і D_e – діаметри проектованого і еталонного млинів, м;

t і t_e – товщина футеровки проектованого і еталонного млинів:

$$t = 0,04 + 0,02D \text{ , м.} \qquad (2.13)$$

Продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = Vq/(\beta_к - \beta_в), \text{ т/год,} \qquad (2.14)$$

де V – номінальний об’єм барабана проектованого млина, м^3;

q – питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3;

$\beta_в$ і $\beta_к$ – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Визначивши продуктивність млинів декількох типорозмірів, необхідно зробити їхнє порівняння і вибрати варіант найменш метало– і енергоємний. Практично у всіх випадках доцільний перехід від використання млинів меншого об’єму до більшого.

Викладену методику розрахунку за питомим навантаженням рекомендується використовувати для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнювальними тілами. Розрахунок продуктивності

млина за ефективністю подрібнення Ця методика використовується при розрахунку продуктивності млинів самоподрібнення. Ефективність подрібнення для проектованого млина розраховують за формулою [21]:

$$e = e_e \, k_n \, k_k \, , \qquad (2.15)$$

де e – ефективність подрібнення проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год;

e_e – ефективність подрібнення еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год;

k_n і k_k – коефіцієнти подрібнюваності і крупності, обумовлені так само, як і при розрахунку млина за питомою продуктивністю. Коефіцієнти, що враховують розміри і тип млина, у формулу не включені, тому що ці фактори мало впливають на ефективність подрібнення.

Продуктивність млина по вихідній руді визначається за формулою:

$$Q = N \, \eta \, e \, / \, (\beta_k - \beta_в) \, , \text{ т/год}, \qquad (2.16)$$

де N – установлена потужність електродвигуна млина, кВт;

η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна (η = 0,85– 0,90); інші позначення ті ж самі. Вибір варіанта установлення млинів здійснюється так само, як і при використанні попередньої методики.

Проаналізовані фактори, що впливають на продуктивність барабанних млинів, запропонована їх класифікація і виділені найбільш значимі чинники, які надалі використані в методиках розрахунку продуктивності барабанного млина. 2. Викладені методики розрахунку продуктивності барабанного млина за питомим навантаженням і за ефективністю подрібнення.

2.2 Математичний опис процесів дроблення

У вертикальному валковому млині енергію необхідну для руйнування матеріалу передає рухомий конус, облицьований плитами зносостійкого сталі. Маса дробленого і подрібненого матеріалу не змінюється, якщо не враховувати добавки від зношених дроблячих тіл, але змінюється - збільшується новостворена поверхню. Отже, енергія, витрачена на дроблення і подрібнення йде виключно на утворення нової поверхні [24,25]. Припустимо, що подрібнюємо матеріал, який має сферичну форму діаметром *D*. В силу цього вихідна поверхня матеріалу має величину:

$$S_H = \pi D^2 . \tag{2.17}$$

В результаті дроблення вихідний матеріал розпадається на чистий сферичної форми, що має діаметр $\bar{d}$, які в сумі утворює поверхню:

$$S_d = \pi \bar{d}^{\,2} n = \pi \bar{d}^{\,2} \frac{D^3}{d^3} = \frac{\pi D^3}{d} . \tag{2.18}$$

Тоді зміна поверхні частинки матеріалу буде визначатися величиною:

$$\Delta S = S_d - S_H = \pi D^2 \left(\frac{D}{d} - 1 \right) . \tag{2.19}$$

Покладемо, що шматок матеріалу, що піддається подрібненню, має форму кулі і деформується дроблячим тілом, що має плоску форму (рис. 2.1).

Форма контакту, що утворюється, є кругом радіуса *r*, при цьому величину деформації позначимо через Δx.

Обчислимо *r* радіус контакту. Згідно розрахунковій схемі (рис. 2.1) маємо:

$$r = \sqrt{\left(\frac{D}{2}\right)^2 - \left(\frac{D}{2} - \Delta x\right)^2} = \sqrt{\left(\frac{D}{2}\right)^2 - \left(\frac{D}{2}\right)^2 + D\Delta x - \Delta x^2} \cong \sqrt{D\Delta x} \tag{2.20}$$

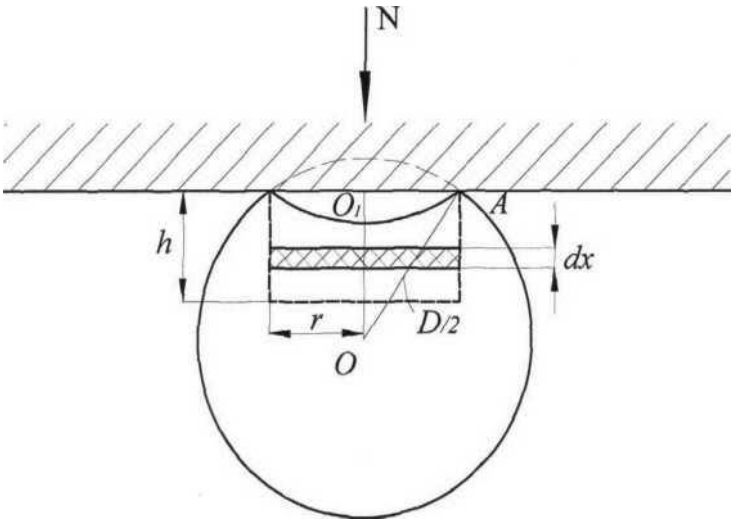


Рисунок 2.1 - Схема деформування сферичної частинки

Розглянемо загасання модуля діючої сили F в кульовому сегменті, виходячи з міркувань, що на елементарній ділянці кульового сегмента dx величина сили F зменшується на dF, отже [24,25]:

$$-dF = \sigma \cdot dS \tag{2.21}$$

де σ - напруження , що виникає в елементі dx (Па);

dS - елемент площі, на якій діє напруга а (м).

В силу того, що

$$dS = 2r \cdot dx. \tag{2.22}$$

Підстановка (2.21) в (2.22) приводить до наступного диференціального рівняння:

$$-dF = 2\sigma r \cdot dx \tag{2.23}$$

Інтегрування рівняння (2.23) приводить до наступного виразу:

$$-F = 2\sigma \cdot r \cdot x + C \tag{2.24}$$

де C - постійна інтегрування, яку визначаємо виходячи з граничної умови, при

$x=0$ і $F=N$, тоді маємо:

$$C=N \tag{2.25}$$

Підстановка (2.25) в (2.24) дає результат

$$N - F = 2\sigma \cdot r \cdot x \tag{2.26}$$

З граничної умови:

$$F(x=h)=0, \quad \sigma=\sigma_0 \tag{2.27}$$

тут σ_0 - об'ємна міцність матеріалу, що знаходиться в зоні ущільнення.

З урахуванням (2.27) вираз (2.26) приводить до співвідношення:

$$h=\frac{N}{2\sigma_0 r}. \tag{2.28}$$

Матеріал в зоні ущільнення знаходиться під дією всебічного стиснення в силу того, що на цей обсяг діє сила F, а їй перпендикулярно діє навантаження (тиск) P, що перешкоджає розширенню зони ущільнення. В силу того, що $\frac{F}{S}\neq P$, то в зоні ущільнення виникають дотичні напруження:

$$\tau=\frac{1}{2}\left(\frac{F}{S}-P\right) \tag{2.29}$$

призводить до зсувної деформації, якої в свою чергу перешкоджає сила тертя між частинками матеріалу:

$$Fv = fF, \tag{2.30}$$

де f - коефіцієнт внутрішнього тертя.

Тому вираз для напруги σ_0 можна представити у вигляді:

$$\sigma_0=\frac{1}{2}\left(\frac{F}{S}-P\right)+\frac{f\cdot F}{S}=\frac{F}{S}\left(f+\frac{1}{2}\right)-\frac{P}{2}. \tag{2.31}$$

В силу того, що значення $f \sim 1$, тоді $f + ½ > 1$, але $\frac{F}{S}>\frac{P}{2}$ тому $\sigma_0 \cong \frac{P}{2}$.

Згідно [38,39] величина контактної міцності по своєму значенню близька до $0,1E$, де E - модуль Юнга для матеріалу, що подрібнюється.

Розглянемо подрібнення частинок сферичної форми в конусної інерційної дробарці під дією дробить сили N..

Нехай на частку матеріалу діаметром D діє дробляча сила N (рис.2.2). При впливі, якої в частці формуються дві зони ущільнення. Кожна зона характеризується обсягом V_0. В результаті поперечного розширення цих зон

частка матеріалу буде руйнуватися на частини його середнього розміру $\bar{d}$ і утворенням нової поверхні S_P.

При збільшенні обсягу V_0 під дією тиску P проводиться елементарна робота

$$dA = PdV. \tag{2.32}$$

Зміна обсягу зони ущільнення відбувається з одного боку за рахунок збільшення енергії T, що вводиться в обсяг V_0, але з іншого боку тиск P перешкоджає збільшенню обсягу, отже

$$dV = \frac{\partial V}{\partial T} dT - \frac{\partial V}{\partial P} dP. \tag{2.33}$$

Співвідношення (2.632) можна записати в наступному вигляді:

$$dV = \beta V_0 dT - \frac{V_0}{E_0} dP. \tag{2.34}$$

$$\beta = \frac{1}{V_0} \cdot \frac{\partial V}{\partial T} P. \tag{2.35}$$

співвідношення (2.35) визначає коефіцієнт енергетичного розширення матеріалу,

$$E_0 = \left| \frac{\partial P}{\partial V} \right| V_0. \tag{2.36}$$

Співвідношення (2.36) визначає об'ємний модуль пружності, який з модулем Юнга E пов'язаний співвідношенням:

$$E_0 = \frac{E}{3(1-2\mu)}, \tag{2.37}$$

тут μ - коефіцієнт Пуассона.

Підстановка (2.34) в (2.32) і інтегрування призводить до наступного виразу:

$$A = \int_0^T \beta V_0 P dT - \int_0^P \frac{V_0}{E_0}. \tag{2.38}$$

У співвідношенні (2.38) будемо вважати, що величини V_0 і E_0 не залежить від тиску P, а величини β і V_0 не залежить від T, в силу зроблених припущень обчислення інтегралів в (2.38) дає результат:

$$A = \beta V_0 PT - \frac{V_0 P^2}{2E_0}. \quad (2.39)$$

Обчислимо коефіцієнт енергетичного розширення β, для цього скористаємося наступним співвідношенням:

$$T = N\Delta x; \quad (2.40)$$

$$dT = \Delta x \cdot dN; \quad (2.41)$$

$$dN = S \cdot d\sigma; \quad (2.42)$$

$$E = \frac{d\sigma}{d\varepsilon} \quad . \quad (2.43)$$

Підстановка (2.43) в (2.42) дає:

$$dN = SE\Delta x \cdot d\varepsilon \, . \quad (2.44)$$

З урахуванням (2.44) співвідношення (2.41) приймає значення

$$dT = SE\Delta x \cdot d\varepsilon \, . \quad (2.45)$$

З іншого боку, відповідно до визначеної відносної деформації є можна записати, що

$$\frac{dV}{2\mu V_0} = d\varepsilon \, . \quad (2.46)$$

З урахуванням (2.46) вираз (2.45) приймає значення

$$dT = \frac{SE\Delta x dV}{2\mu V_0}. \quad (2.47)$$

Підстановка (2.47) в (2.35) приводить до остаточного результату:

$$\beta = \frac{2\mu}{SE\Delta x}. \quad (2.48)$$

З урахуванням (2.40), (2.37), (2.48) вираз (2.39) для роботи, яку здійснюють при зміні обсягу зони ущільнення, матиме вигляд:

$$A = \frac{2\mu hPN}{E} - \frac{3(1-2\mu)V_0 P^2}{2E}. \quad (2.49)$$

В силу співвідношення, що зв'язує сили стиснення і розтягування можна записати, що:

$$P = \sigma \frac{S_d}{S_1} \quad (2.50)$$

де S_d - задається співвідношенням (2.18),

S_1 - являє собою площу бічної поверхні зони ущільнення (м), яка має циліндричну форму і визначається співвідношенням:

$$S_1 = 2\pi rh. \tag{2.51}$$

Облік виразів (2.51), (2.19), (2.28) приводить формулу (2.50) до наступного вигляду:

$$P = \frac{\sigma\sigma_0 D^3}{\bar{d} \cdot N} \tag{2.51}$$

Зі співвідношення (2.19) знаходимо, що:

$$r^2 = D\Delta x = Dh\varepsilon\Delta x = \frac{D\varepsilon N}{2\omega_0 r}. \tag{2.52}$$

Отримане співвідношення (2.52) можна розглядати як рівняння для визначення величини *r*. Тоді з (2.52) знаходимо:

$$r = \left(\frac{DN}{2E}\right)^{1/3} \tag{2.53}$$

потім обчислюємо:

$$V_0 = \pi r^2 h = \pi\sqrt[3]{\frac{ND}{2E}} \cdot \frac{N}{2\sigma_0}\left(\frac{DN}{2E}\right)^{1/3} = \frac{\pi N}{2\sigma_0}\left(\frac{ND}{2E}\right)^{1/3} \tag{2.54}$$

$$V_0 P^2 = \frac{\pi N}{2\sigma_0}\left(\frac{DN}{2E}\right)^{1/3} \frac{\sigma^2\sigma_0^2 D^6}{\bar{d}^2 N^2} = \frac{\pi\sigma^2 E}{2\bar{d}^2 \cdot 10}\left(\frac{D^{19}}{2EN^2}\right)^{1/3} = \frac{\pi\sigma^2}{20\bar{d}^2}\left(\frac{D^{19}E^2}{2N^2}\right)^{1/3}. \tag{2.55}$$

Якщо припустити, що робота, визначається співвідношенням (2.49) повністю витрачається на руйнування матеріалу і тим самим відбувається утворення нової поверхні S_0 (м^2). Тоді на підставі закону збереження енергії з урахуванням (2.49), (2.52), (2.55), (2.56), (2.32) отримуємо наступне співвідношення:

$$\frac{\mu\sigma}{\bar{d}}\left(\frac{2D^8 N^2}{E_2}\right)^{1/3} - \frac{3\pi(1-2\mu)}{40\bar{d}^2}\left(\frac{D^{19}}{2N^2 E}\right)^{1/3} = \frac{\sigma^2 kLS_0}{E}, \tag{2.56}$$

де *k* - коефіцієнт пластичності матеріалу, що враховує пластичну деформацію матеріалу перед руйнуванням матеріалу (зразка),

L - параметр дроблення,

S_0 - новостворена поверхня.

Зі співвідношення (2.56) знаходимо вирази для новоствореної поверхні S_0.

$$S_0 = \frac{\mu}{\bar{d}kL\sigma}\left(2D^8N^2E\right)^{1/3} - \frac{3\pi(1-2\mu)}{40\bar{d}^2kL}\left(\frac{D^{19}E^2}{2N^2}\right)^{1/3}. \qquad (2.57)$$

Тоді з рівняння

$$\left.\frac{\partial S_0}{\partial D}\right|_{D_0} = 0 \qquad (2.58)$$

можна визначити оптимальний розмір вихідного матеріалу D_0. З урахуванням (2.58) співвідношення (2.57) набирає вигляду:

$$\frac{8}{3}\frac{\mu}{\bar{d}kL\sigma}D_0^{1/3} - \frac{3\pi(1-2\mu)\cdot 19}{40\bar{d}^2kL\cdot 3}\cdot D_0^{16/3}\left(\frac{E^2}{2N^2}\right)^{1/3} = 0. \qquad (2.59)$$

Після нескладних математичних перетворень знаходимо, що

$$\bar{d} = \frac{57\pi\sigma(1-2\mu)}{320\mu}\cdot\sqrt[3]{\frac{D_0^{11}E}{4N^2}}. \qquad (2.60)$$

Співвідношення (2.60) можна розглядати, як рівняння, що зв'язує середній діаметр подрібненого матеріалу $\bar{d}$ від середнього діаметра вихідного матеріалу D_0, з урахуванням фізико-механічних властивостей цього матеріалу [24,25].

Таблиця 2.6

Режимний параметр	>2 мм	2-1 мм	1-0,5 мм	0,5 - 0,25 мм	0,25 - 0 мм	$d_{ср.в.}$, мм
b_1= 1 мм	-	9%	37%	39%	15%	0,58
b_2= 2 мм	-	11 %	39%	36%	14%	0,61
b_3 = 3 мм	—	14%	44%	35%	7%	0,68

Таблиця 2.7

Режимний параметр	>2 мм	2-1 мм	1-0,5 мм	0,5 - 0,25 мм	0,25 - 0 мм	$d_{ср.в.}$, мм
n_3= 1800 мм$^{-1}$	-	68%	22%	8%	2%	1,2
n_3= 2400 мм$^{-1}$	-	11 %	39%	36%	14%	0,61
n_3= 3000 мм$^{-1}$	—	4%	21%	31%	43%	0,39

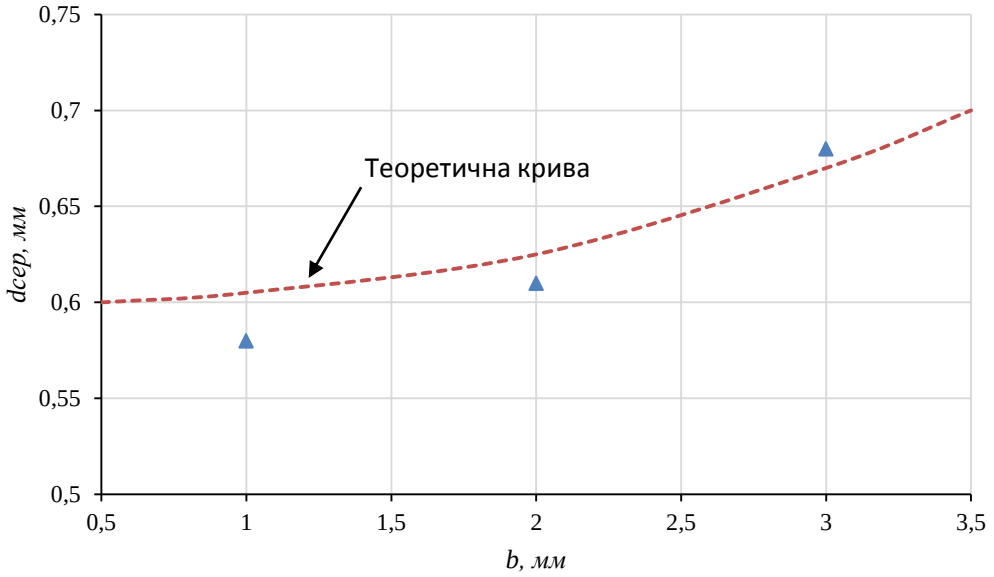


Рисунок 2.3- Графік зміни середнього розміру частинок матеріалу *b*

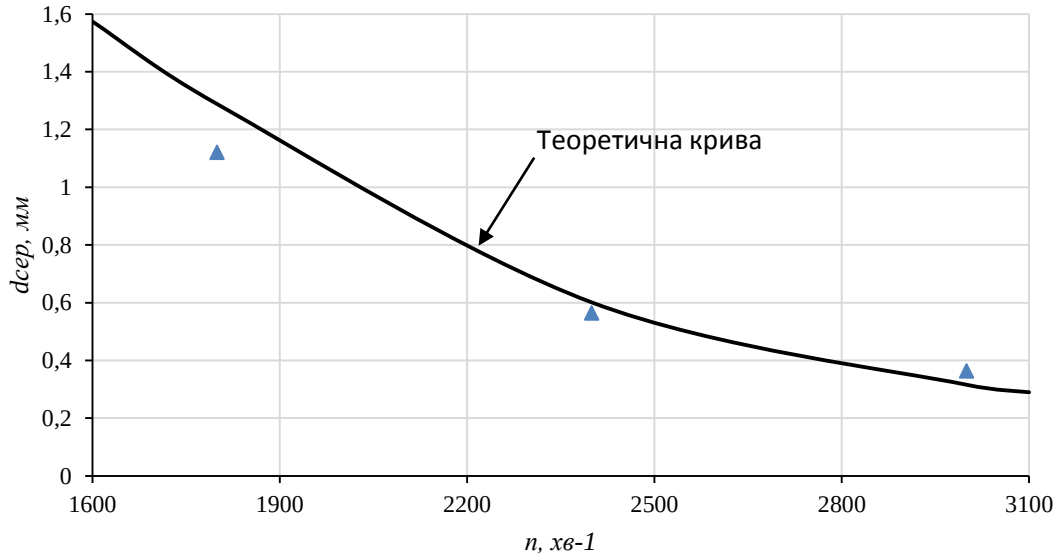


Рисунок 2.4 - Графік зміни середнього розміру частинок матеріалу *n*

2.3 Теоретичний експеримент

Мета теоретичних обчислювальних експериментальних досліджень полягає у визначенні оптимальних параметрів вертикального валкового млина, який подрібнює вугілля для виготовлення пиловугільного палива, для підвищення продуктивності та зменшення енерговитрат.

З теоретичного аналізу процесу роботи вертикального млина видно, що продуктивність та енерговитрати млина залежать від певних параметрів. Дослідження цього процесу необхідно проводити з технологічними можливостями зміни параметрів, але воно потребує проведення великої кількості експериментів. Для скорочення їх кількості використовуємо методи теорії планування експериментів [26-28].

В якості варійованих параметрів приймаємо частоту обертання валка $x_1(n)$, робочий тиск валків x_2 (p) %, масу валків x_3 (m), еквівалентний діаметр вугілля x_4 (d), (табл.2.8)

Таблиця 2.8 – Параметри варіації

№	Параметр	Рівень варіювання			Інтервал
		–1	0	+1	
1	Частота обертання валка $x_1(n)$ об/хв	27	47	67	20
2	Робочий тиск x_2 (p) %	50	75	100	25
3	Маса валків x_3 (m) кг	10000	12500	15000	2500
4	Еквівалентний діаметр вугілля x_4 (d) мм	25	50	75	25

В технологічну схему входять валок 1, вугілля 2 і помольній стіл 3 (рис.2.5)

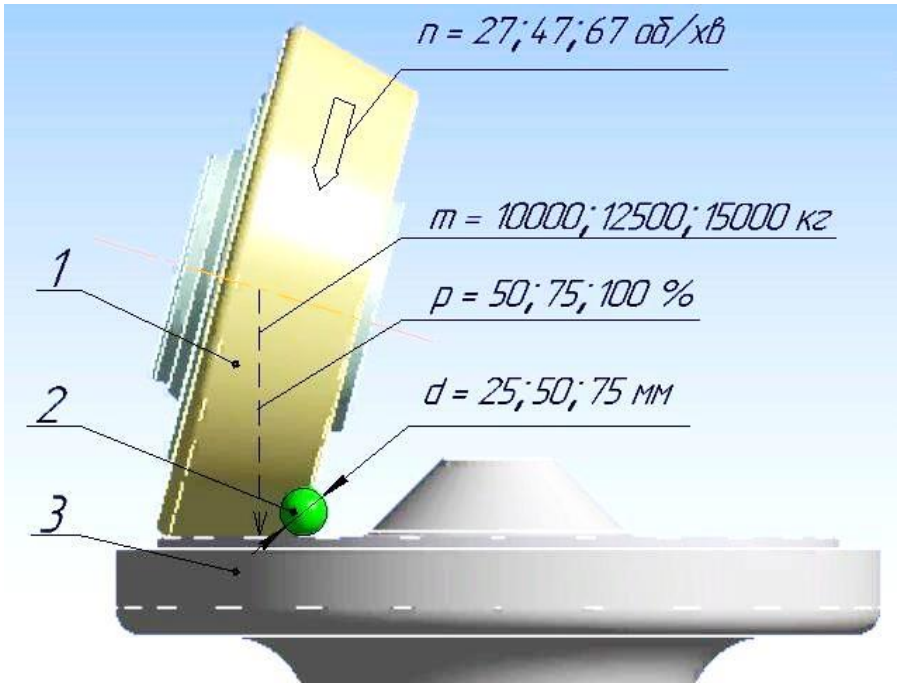


Рисунок 2.5 – Технологічна схема процесу подрібнення та варійовані параметри

Верхній рівень фактору $x_1(n)$, обмежуємо 67 об/хв., що дає максимальну частоту обертання валка. Тоді нижній рівень фактору приймаємо – 27 об/хв.

Робочий тиск x_2 (p) вимірюємо у %, так як в точний тиск визначити не можливо. Середній рівень фактора x_2 (p) приймаємо рівним 75 % . Нижній рівень фактору x_2 (p) – 25%. Верхній рівень фактору x_2 (p) – 100%.

На основі теоретичних досліджень середній рівень фактору x_3 (m) приймаємо рівним 12500 кг. Нижній рівень фактору x_3 (m) –10000 кг. Верхній рівень фактору x_3 (m) – 15000кг.

Нижній рівень фактору x_4 (d), приймаємо рівним 25 мм виходячи з коливань розмірів вугілля, що потрапляє на помольний стіл . Верхній рівень фактору x_4 (d) приймаємо – 75 мм, який являється максимально допустимим.

Для побудови математичної моделі був використаний план Хартлі-Коно (На-Ко4) [29,30], що дозволяє визначити вплив параметрів на критерій оптимізації при порівняно невеликому числі дослідів (табл.2.8).

Необхідна кількість повторів при надійності досвіду 0,95 і помилку ±3σ дорівнює 3 [60]. При цьому відносна помилка середнього арифметичного не перевищує 5 %.

1.11 Результати теоретичного обчислювального експерименту

Умови проведення теоретичного експерименту:

- марка вугілля СС
- вологість вугілля 5-6%
- в процесі подрібнення діють два валки

Згідно з планом теоретичного експерименту було реалізовано вісімнадцять варіантів поєднання чотирьох факторів і отримані результати за допомогою програми Ansys 15 (табл.2.9).

Таблиця 2.9 – Матриця планування, параметри і результати експериментальних досліджень

№ досліду	Фактори				Параметри				Крит. опт.
	x_1	x_2	x_3	x_4	n, об/хв	p, %	m, кг	d, мм	y, кВт·год/т
1	1	–1	–1	–1	67	50	10000	25	10,2
2	–1	1	–1	–1	27	100	10000	25	7,3
3	–1	–1	1	–1	27	50	15000	25	9,4
4	1	1	1	–1	67	100	15000	25	11,2
5	1	–1	–1	1	67	50	10000	75	16,5
6	–1	1	–1	1	27	100	10000	75	12,6
7	–1	–1	1	1	27	50	15000	75	14,4
8	1	1	1	1	67	100	15000	75	17,7
9	0	0	0	0	47	75	12500	50	6,7
10	0	1	–1	1	47	100	10000	75	13,4
11	–1	0	–1	–1	27	50	10000	25	7,2
12	1	0	1	1	67	50	15000	75	13,8
13	–1	1	–1	0	27	100	10000	50	8,6
14	–1	0	1	1	27	75	15000	75	10,7
15	0	1	1	–1	47	100	15000	25	7,9
16	1	–1	1	0	67	50	15000	50	10,7
17	1	–1	0	1	67	50	12500	75	15,2
18	0	–1	1	–1	47	50	15000	25	8

Математична модель процесу подрібнення вугілля має вигляд:

$$y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_4x_4 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + b_{14}x_1x_4 +$$
$$+ b_{23}x_2x_3 + b_{24}x_2x_4 + b_{34}x_3x_4 + b_{11}x_1^2 + b_{22}x_2^2 + b_{33}x_3^2 + b_{44}x_4^2, \quad (2.61)$$

де y – питома витрата електроенергії

b_0, b_i, b_{ij}, b_{ii} – коефіцієнт моделі;

x_1, n – частота обертання валка;

x_2, p – робочий тиск;

x_3, m – маса валка;

x_4,d – еквівалентний діаметр вугілля.

Після визначення коефіцієнтів, математична модель (2.61) прийняла вигляд:

$$y = 6{,}68 + 0{,}866x_1 + 0{,}612x_2 + 0{,}437x_3 + 2{,}874x_4 + 1{,}19x_1x_2 +$$
$$+ 0{,}394x_1x_3 + 0{,}292x_1x_4 + 0{,}622x_2x_3 + 0{,}053x_2x_4 + 0{,}005x_3x_4 + 1{,}175x_1^2 +$$
$$+ 2{,}597x_2^2 + 0{,}605x_3^2 + 1{,}344x_4^2 \qquad (2.62)$$

Порівнюючи розрахункові і табличне значення критерію Стьюдента можна зробити висновок, що всі коефіцієнти, крім b_{24} і b_{34}, впливові. Можна відкинути ефекти парних взаємодій x_2x_4 і x_3x_4. .

Тоді рівняння (2.62) запишеться як:

$$y = 6{,}68 + 0{,}866x_1 + 0{,}612x_2 + 0{,}437x_3 + 2{,}874x_4 + 1{,}19x_1x_2 + 0{,}394x_1x_3 +$$
$$+ 0{,}292x_1x_4 + 0{,}622x_2x_3 + 1{,}175x_1^2 + 2{,}597x_2^2 + 0{,}605x_3^2 + 1{,}344x_4^2 \qquad (2.63)$$

Рівняння (2.63) аналізувалось за допомогою системи комп'ютерної математики Mathematica 9 (додаток А)

Мінімальна питома витрата електроенергії y = 4,88 кВт·год/т буде при:

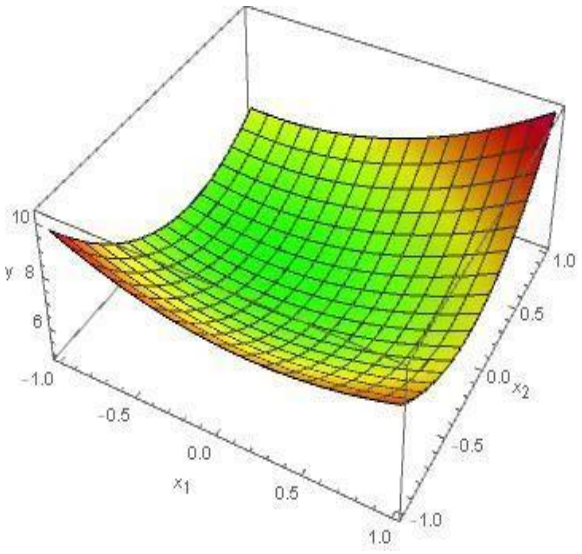
x_1 = – 0,398 або n = 39 об/хв

x_2 =0,170 або p = 79,27%

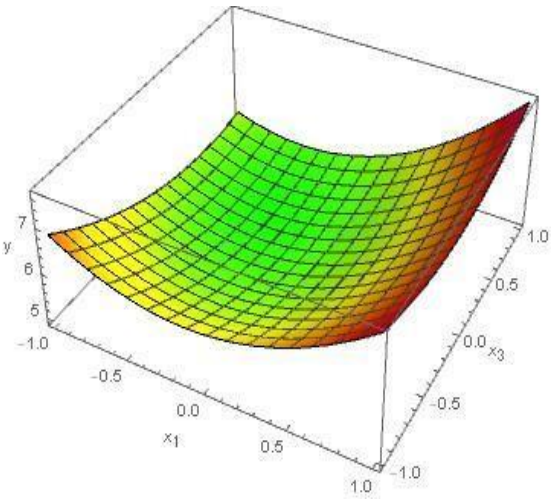
x_3 = 0,407 або m = 13520 кг

x_4 = – 0,999 або d = 25 мм

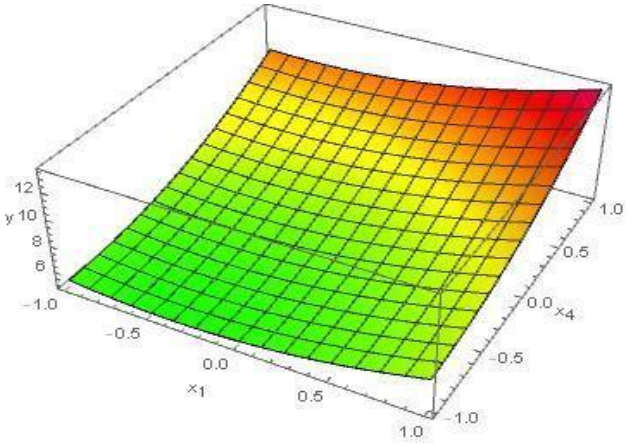
Для побудови поверхонь відгуку два з факторів були зафіксовані на оптимальному рівні. Варіанти поверхонь відгуку при оптимальних значеннях факторів представлені на рис.2.6.



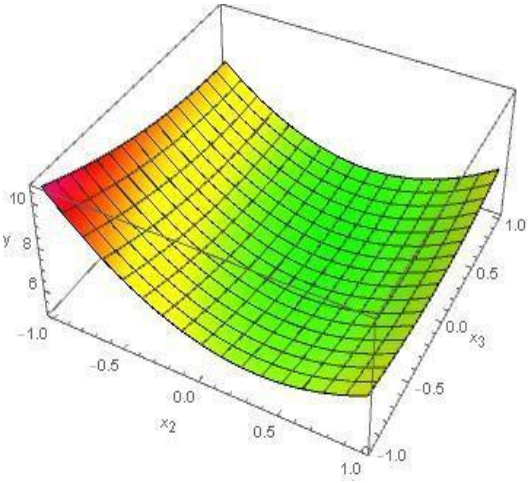
а



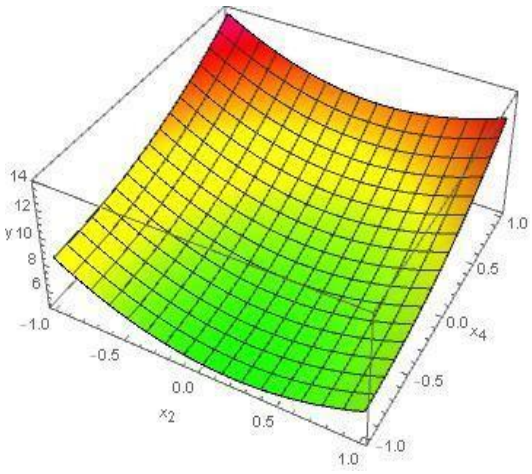
б



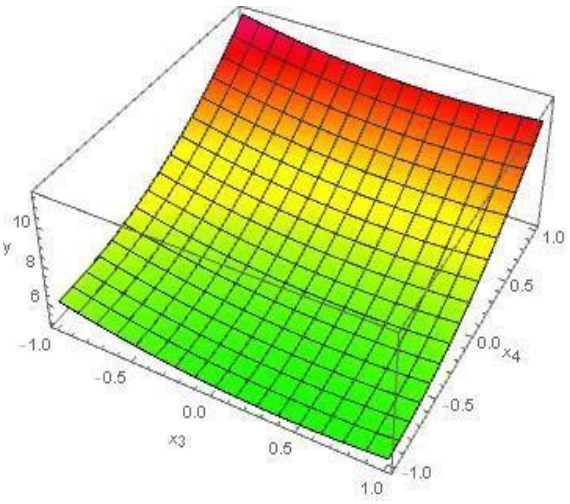
в



г



г



д

2.6 – Залежності :

а - питомої витрати електроенергії від частоти обертання валка x_1 (n) і робочого тиску x_2 (p) при масі валка x_3 = 0,407 (m ==13520 кг) і еквівалентному діаметрі вугілля x_4 = – 0,999 (d =25мм)

б - питомої витрати електроенергії від частоти обертання валка x_1 (n) і його маси x_3 (m) при робочому тиску x_2 = 0,170 (p=79,27%) і еквівалентному діаметрі вугілля x_4 = – 0,999 (d=25мм).

в - питомої витрати електроенергії від частоти обертання валка x_1(n) і еквівалентного діаметра вугілля x_4(d) при робочому тиску x_2 = 0,170 (p =79,27%) і масі валка x_3 = 0,407 (m = 13520 кг).

г - питомої витрати електроенергії від робочого тиску x_2 (p) і маси валка x_3 (m) при частоті обертання валка x_1= – 0,398 (n = 39 об/хв) і еквівалентному діаметрі вугілля x_4 = – 0,999 (d = 25мм).

д - питомої витрати електроенергії від робочого тиску x_2 (p) і еквівалентного діаметра вугілля x_4 (d) при частоті обертання валка x_1 = – 0,398 (n =39об/хв) і масі валка x_3 = 0,407 (m =13520 кг).

е - питомої витрати електроенергії від маси валка x_3(m) і еквівалентного діаметра вугілля x_4 (d) при частоті обертання валка x_1= – 0,398 (n = 39 об/хв) і робочому тиску x_2 = 0,170 (p =79,27%).

Ступінь впливу кожного фактора на критерій оптимізації визначається за формулою:

$$B = \frac{b_{ij}}{\sum b_{ij}} \cdot 100\% \qquad (2.64)$$

де b_{ij} – коефіцієнти рівняння (2.63).

Результати розрахунку оформимо у вигляді таблиці 4.2.

Найбільш впливовим параметром на питому витрату електроенергії, як видно з таблиці 4.2 являється еквівалентний діаметр вугілля. Сильно впливає на питому витрату електроенергії частота обертання валка.

Параметри робочого тиску та маси валка, як видно в таблиці (табл.2.10)

менш впливові.

Таблиця 2.10 – Ступінь впливу параметрів та їх поєднань на критерій оптимізації

Параметр, поєднання параметрів	Відповідний коефіцієнт	Величина коефіцієнту	Ступінь впливу, %
N	b_1	0,866	7,9
P	b_2	– 0,612	5,6
M	b_3	– 0,437	4
D	b_4	2,875	26,2
Np	b_{12}	1,190	10,8
Nm	b_{13}	0,394	3,6
Nd	b_{14}	0,292	2,7
Pm	b_{23}	0,622	5,7
Pd	b_{24}	0,053	0,5
Md	b_{34}	0,005	0
n^2	b_{11}	1,175	10,7
p^2	b_{22}	2,597	23,7
m^2	b_{33}	0,605	5,5
d^2	b_{44}	1,344	12,2
$n + n_i + n^2$	$b1 + (b12 + b13 + b14)/2 + b11$	2,981	27,2
$p + p_i + p^2$	$b2 + (b12 + b23)/2 + b22$	2,918	26,6
$m + m_i + m^2$	$b3 + (b13 + b23)/2 + b22$	0,679	6,2
$d + d_i + d^2$	$b4 + b14/2 + b22$	4,395	40,1

В результаті проведення теоретичного обчислювального експерименту було виявлено оптимальні параметри при яких питома витрата електроенергії буде мінімальною:

Частота обертання валка n = 39 об/хв;

Робочий тиск p= 79,27 %;

Маса валків m = 13520 кг;

Еквівалентний діаметр вугілля d = 25 мм.

При цих параметрах мінімальна питома витрата електроенергії y = 4,88 кВт·год/т.

В результаті проведення теоретичного обчислювального експерименту було виявлено оптимальні параметри при яких питома витрата електроенергії буде мінімальною:

Частота обертання валка n = 39 об/хв; Робочий тиск p=79,27 %;

Маса валків m = 13520 кг;

Еквівалентний діаметр вугілля d = 25 мм.

При цих параметрах мінімальна питома витрата електроенергії y = 4,88 кВт·год/т.

3 ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ

3.1Лабораторні дослідження фізико-механічних властивостей вугілля

Мета: дослідити фізико-механічні властивості вугілля при різній його вологості.

Обладнання: стан, терези, штангенциркуль, сушильна шафа, гідравлічний прес, манометр.

Як гірська порода, кам'яне вугілля відноситься до аморфної будовою і є анізотропним твердим тілом. Разом з тим кам'яне вугілля являє собою тверде тіло, що володіє великим опором деформацій стиснення. Окремі пласти кам'яного вугілля володіють великою силою взаємного зчеплення. Інші, структурно порушені, складаються з різноманітних за розміром окремостей, скріплених силами зчеплення в окремих точках, площинах або поверхнях, міцність яких істотно нижче. Кам'яне вугілля, в основному, відноситься до крихких тіл, що цілком відповідає їх внутрішній будові, яка володіє певною мірою щільністю і пористістю. Крім пористості вугілля, в ньому, у тій чи іншій мірі, є тріщини, в околиці яких при навантаженні концентруються напруження.

Оцінка властивостей міцності вугілля повинна здійснюватися на основі масових випробувань із застосуванням статистичних методів [26,28,30], які дозволяють обчислити середнє арифметичне і коефіцієнт варіації (для вибірок невеликого обсягу, порядку $n < 30$) або ж побудувати частотний розподіл імовірнісний закон розподілу міцності (для великих виборів, порядку $n > 50$). Оскільки розкид міцності обумовлений в основному природною неоднорідністю вугілля, то зайва точність вимірювальних приладів практично не впливає на статистичні характеристики і для масових вимірів необхідна груба, але проста, апаратура і високопродуктивна методика випробувань.

Границя міцності при стисненні [30], визначається за формулою:

$$\sigma_{ст} = \frac{P}{S} \qquad (3.1)$$

де P – сила яка діє на шматок,

S – площа перерізу.

Як відомо, наявність вологи і її кількість у вугіллі неоднозначно впливає на фізично-механічні властивості вугілля [27,28]. У ІГД ім. А. А. Скочинського були проведені дослідження впливу вологи на властивості вугілля, які показали, що збільшення вологості вугілля значно знижує його міцність і збільшує пластичність . В роботі [30] була показана нелінійна залежність показника роздрібнюванню вугілля від зовнішньої вологості повітря з локальним збільшенням його значення в області «критичної вологості». У той же час було зроблено припущення, що в цій області є також і аномальні відхилення інших фізико-механічних характеристик.

Кількість, об’єм і структура пір значно впливають на механічні властивості вугілля [27-30]. Пори – канали для руху води у вугіллі. На поверхні пір активно розвивається взаємодія води з парами газоповітряної суміші різної вологості за допомогою дифузії.

Вологовміст – це така кількість рівноважної вологи в одиниці маси вугілля, яка виходить при заданій зовнішній вологості повітря. Іншими словами, змінюючи вологість повітря, можна регулювати вміст у вугіллі вільної води. Для оцінки впливу вологи на властивості кам'яного вугілля були виконані експериментальні дослідження в лабораторії по визначенню фізико-механічних характеристик вугілля.

Вологість вугілля розраховується за допомогою формули:

$$W = \frac{m_{в.в} - m_{с.в.}}{m_{в.в.}} \cdot 100\% \qquad (3.2)$$

де $m_{с.в..}$ – вага сухого вугілля;

$m_{в.в..}$ – вага вологого вугілля.

Для проведення експерименту знадобилось вугілля, яке зазвичай подрібнюється у вертикальному млині для виготовлення пиловугільного палива. На підприємстві ВАТ Запоріжсталь було придбано 15 шматків вугілля марки СС (слабоспікне).

Перед початком проведення експерименту вугілля просушувалось в сушильній шафі 20 хвилин за температури близько 110℃ . Через десять хвилин кожен сухий шматок був зважений.

Для отримання більш точних результатів експерименту вугілля розподілено на групи (рис.3.1). П'ять груп по три шматки, одна з яких залишиться висушеною, а інші будуть вологими.



Рисунок 3.1 – Групи вугілля

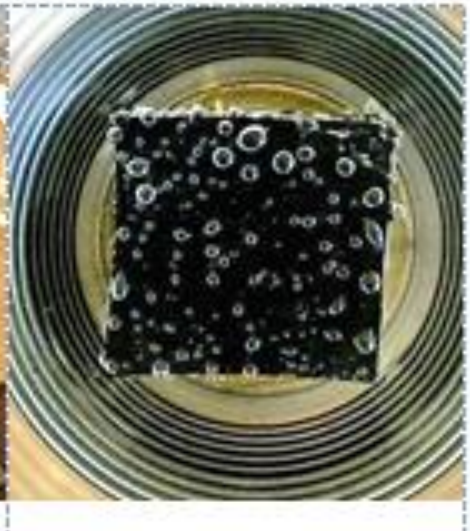


Рисунок 3.2– Процес зволоження

Для отримання вологих шматків вугілля опускалося у воду на певний час (5,8,10,20 хв.) для кожної групи. Під час процесу зволоження (рис.3.2). вода витісняє повітря і на поверхні шматка утворюються бульбашки.

Після цього їх виймали на деякий час (10-15 хвилин) просушитись при кімнатній температурі. Під час просихання замірюється та вноситься у таблицю їх довжина, ширина для подальшого обрання та визначення площі *S*, на яке буде діяти навантаження, та висоту за допомогою штангенциркулю.

Кожний шматок зважується та розраховується його вологість по формулі (3.2). Далі шматок обертається плівкою для того, щоб частинки вугілля під час руйнування не розлетілися і не потрапили в очі, та кладеться під циліндр пресу ТУ 20/2 (рис.3.3).

3.2 Результати експерименту

Під час стиснення фіксується максимальне навантаження, при якому шматок вугілля руйнується. Результати експерименту зведено у таблицю (табл.4.1) [30].



Рисунок 3.3 – Гідравлічний прес ТУ 20/2



Рисунок 3.4– Процес стиснення вугілля

Таблиця 4.1 – Результати експерименту

№ зразка	Довжина a, мм	Ширина b, мм	Висота h, мм	Маса сухого вугілля $m_{сух.}$, г	Маса вологого вугілля $m_{вол.}$, г	Руйнуючий тиск P, Н
1	31	32	30	36	36	10836
2	31,5	32,5	30	37	37	10640
3	31	31	30	35,8	35,8	9708
4	34	33	30	40,6	40,93	10640
5	32	33	31	40,9	41,37	9758
6	32	32,5	29	36	36,6	9316
7	30	30,5	28,5	30,5	31,7	7992
8	32	29	28	32,1	33,56	7992
9	29	29	24	26,52	27,87	7060
10	32	33,5	33	34,32	36,3	7992
11	32	32	26,5	33,5	35,68	7404
12	32	33	23	30	32,21	7110
13	31	30	28,5	32,5	35,66	6178
14	33	32,5	26	33,52	37,01	6668
15	31	32	28	33,9	37,55	5737

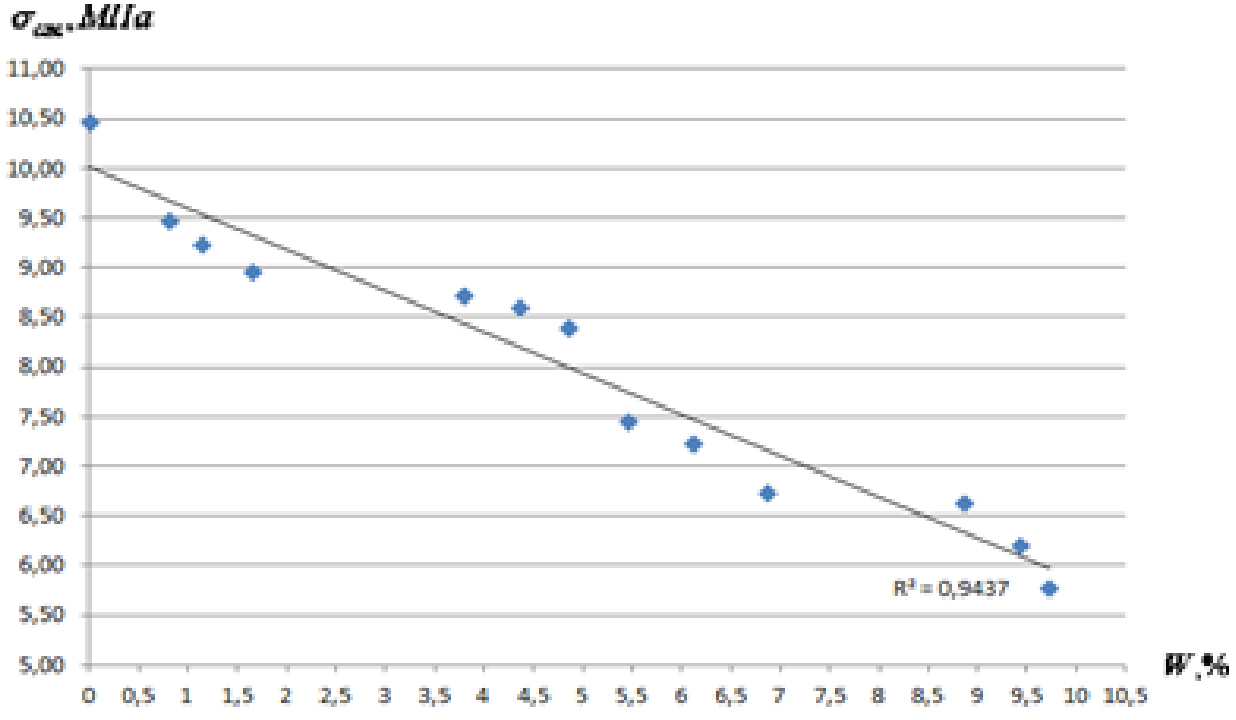


Рисунок 3.5 – Функціональна залежність межі міцності вугілля при стисненні від його вологості

В ході лабораторних досліджень були проведені експеримент та розрахунки. Отримано функціональну залежність межі міцності вугілля при стисненні від його вологості, з якої видно, що зі збільшенням вологості вугілля, його межа міцності зменшується.

Вологе вугілля як бачимо краще руйнується і його вологість можна використовувати у вертикальному млині для полегшення процесу подрібнення однак перевищувати показник вологості 12% ні в якому разі не можна, бо перевищення може призвести до аварійних ситуацій, через налипання вугільного пилу до поверхні валка.

ВИСНОВКИ

1. Одними із основних недоліків вертикального валкового млина є висока енергоємність та швидке зношування бандажа валка.
2. На підставі приведеного огляду й аналізу технічної та патентної літератури установлено, що підвищення продуктивності вертикального млина можна досягти оптимізацією його параметрів.
3. В результаті проведення теоретичного обчислювального експерименту було виявлено оптимальні параметри при яких питома витрата електроенергії буде мінімальною: частота обертання валка n = 39 об/хв; робочий тиск p = 79,27 %; маса валків m = 13520 кг; еквівалентний діаметр вугілля d = 25 мм.

   При цих параметрах мінімальна питома витрата електроенергії y = 4,88 кВт·год/т.
4. В результаті лабораторних досліджень отримано функціональну залежність межі міцності вугілля при стисненні від його вологості, з якої видно що зі збільшенням вологості вугілля, його межа міцності зменшується. Вологе вугілля краще руйнується і його вологість можна використовувати у вертикальному млині для полегшення процесу подрібнення однак перевищувати показник вологості 12% ні в якому разі не можна, бо перевищення може призвести до аварійних ситуацій, через налипання вугільного пилу до поверхні валка.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Гарбер В., Головань В. Використання пиловугільного палива в металургії та на ГЗК України. *Гірничий вісник*, вип. 110, 2022 с.107-113. DOI: https://doi.org/10.31721/2306-5435-2022-1-110-107-113

2. Блохін В.С., Большаков В.І., Маліч. Н.Г. Основні характеристики технологічних машин. Машини для дезінтеграції жорстких матеріалів: навчальний посібник ч.1. Дніпропетровськ : ІМАпрес. 2006. 404 с.

3. Сокур М. І., Білецький В. С., Ведмідь І. А., Робота Є.М. Рудопідготовка : дроблення, подрібнення, грохочення : монографія. Кременчук : ПП Щербатих О. В. 2020. 494 с.

4. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л.В. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин : навчальний посібник. Київ : Ліра-К 2020. 634 с.

5. ДСТУ 2411-94. Дробарки. Терміни та визначення. [Чинний від 1995-01-01]. Вид. офіц. Київ, 1994. 16 с. (Інформація та документація).

6. Дезінтеграція мінеральних ресурсів: монографія / Сокур М. І., Кіяновський М. В., Воробйов О. М., Сокур Л. М., Сокур І. М. Кременчук : видавництво ПП Щербатих О. В., 2014.304 с.

7. (Мікульонок І.О., Карвацький А.Я., Лелека С. В., Іваненко О.І. Валкові дробарки і млини (Огляд конструкцій)). Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського».

8. Клименко М., Марач В., Губчик М. Порівняння конструкцій робочих органів вертикальних валкових млинів. *Збірник статей "Техніка будівництва"*. Вип. 42, 2025. С.123-130 DOI: https://doi.org/10.32347/tb.2025-42.0513

9. Марач В., Губчик М., Клименко М. Оцінка конструктивних параметрів вертикальних валкових млинів при помелі цементів та гранульованих шлаків. *International Scientific-Practical Conference of young scientists "Build-Master-*

Class-2024" November 2024, Kyiv, Ukraine . C.349-350. DOI: 10.59647/978-617-520-936-3/1

10. Клименко М., Марач В.. Особливості конструкції вертикальних валкових млинів для ефективного помелу цементу та гранульованих шлаків - *Техніка будівництва,* 2024 - Випуск/Issue 40, 2024 .tehbud.knuba.edu.ua

11. Мовчан В. П., Бережний М. М. Основи металургії. Дніпропетровськ : Пороги, 2001. 336 с.

12. Основи металургійного виробництва металів і сплавів / Чернега Д. Ф., Богушевський В. С., Готвянський Ю. Я. та ін.; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. К. : Вища школа, 2006. 503 с.

13. Шульга І.В., Мірошниченко Д.В. Розрахунок і проектування обладнання вуглепідготовчих і коксових цехів коксохімічних виробництв : навчальний посібник. Харків: ТОВ «ПланетаПрінт», 2020. 320 с.

14. Заміховський Л.М. Скрипюк Р.Б.Дослідження взаємодії шматків вугілля різної форми з помольною чашею в процесі їх руйнування у вертикальному валковому млині AG MPS 180 BK . Наукові вісті Галицької академії. 2009. №2(16). С. 8-15.

15. Методи діагностування технічного стану вертикального валкового млина AG-MPS 180ВК/РБ Скрип’юк//Вісник Національного технічного університету" ХПІ". Серія: Нові рішення в сучасних технологіях.-2013.-№ 70.С. 34-41.-Режим доступу: http://nbuv. gov. ua/UJRN/vcpinrct_2013_70_9

16.Довгалюк Б. П., Волошин Р. В. Моделювання ефективності використання пиловугільного палива в доменій плавці. 2014. с.44-47.

17. Використанні пиловугільного палива для попереднього підігріву металобрухту. *Металургія*. 2024-12-03.

18. Коваль В. В. Оптимізація схеми підготовки вугілля до коксування : дис. ... д-ра філософії : спец. 161 : галузь знань 16 / Валентин Валерійович Коваль ; наук. керівники: Богоявленська О. В., Мірошниченко Д. В. ; Нац. техн. ун-т "Харків. політехн. ін-т".Харків, 2023, 149 с.

19. Маліч М.Г., Кресс Д.В., Різо З.М. До питання визначення кількості енергії, необхідної для дезінтеграції гірських порід до певного розміру // *Системні технології / Регіональний міжвузівський збірник наукових праць*. Дніпро, НМетАУ №4 (141). Дніпро : 2022. С 115-130, МНБ : DOI 10.34185/1562-9945-4-141-2022.

20. Маліч М., Васильєв Л., Васильєв Д. Оцінка енергії руйнування зразків гірських порід при асиметричному навантаженні // *Матеріали міжнародної конференції* . Дніпро : Національний технічний університет, 2021. С. 132-139

21. Васильев Л.М., Васильев Д.Л., Малич Н.Г., Ангеловський А.А. Механіка створення форм руйнування зразків гірських порід : монографія. Дніпро, ІМА-прес. 2018. 172с.

22. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В.С. Білецького. Донецьк : Донбас, 2004. Т.1. 640 с. ISBN 966-7804-14-3.

23. Підготовка корисних копалин до збагачення : монографія / Сокур М.І. та ін.. Кременчук : ПП Щербатих О.В., 2017. 392 с. ISBN 978-617-639-139-5.

24. Писаренко Г.С., Квітка О.Л., Уманський Е.С. Опір матеріалів : підручник. Київ : Вища школа, 1993. 655 с. ISBN 5-11-004083-4.

25. Кузьо І.В., Ванькович Т.М., Зінько Я.А. Теоретична механіка. Динаміка : навчальний посібник Кн.1. Львів : Растр-7, 2012. 444 с.

26. Гришанова І.А., Згуровська Л.П., Киричук Ю.В. Розв'язок задач проектування приладів та систем з використанням ANSYS і MATHCAD : підручник. Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, Вид-во «Політехніка», 2022. 180 с.

27. Чернятевич А.Г., Похвалітий А.А., Сігарьов Є.М., Чубіна А.О., Кондрашенков Д.С. Використання пиловугільного палива для попереднього підігріву металобрухту. *Збірник наукових праць Дніпровського державного технічного університету* (технічні науки). 2024/12/3. С. 123-131.

28. L.M. Theoretical ground for origination of normal horizontal stresses in rock masses / L.M. Vasil’ev, D.L. Vasil’ev // Journal of Mining Science – 2013. Vol. 49, №2 , USA– pp 240-24733.

29. Shulat'ev V., Mochnatkin V., Krasikow D. Doskonalenie ksztaltu obudowy korpusu kosiarkorozdrabniacza KIR-1,5. *Ekologiciczne aspekty mechanizacji produkcji roslinnej*: X Miedzynarodowesympozjum. Warszawa. Melitopol, 2003. p. 217–224.

30. Nagumanov R., Protopopov E., Chernyatevich A. Modeling results for preheating of scrap by means of coal pieces in a converter. Steel in Translation, 2011. vol. 41.№ 4. pp. 301-306.

ДОДАТОК А

Визначення мінімального значення питомої витрати електроенергії за допомогою системи комп'ютерної математики Mathematica 9

```
b0 = 6.68092395256917;
b1 = 0.866375889328062;
b2 = -0.612529881422925;
b3 = -0.437200632411066;
b4 = 2.87561549407115;
b12 = 1.19071964426877;
b13 = 0.394470197628459;
b14 = 0.292940316205533;
b23 = 0.622645296442689;
b24 = 0;
b34 = 0;
b11 = 1.17565664031621;
b22 = 2.5973876284585;
b33 = 0.605264545454546;
b44 = 1.34411371541502;
FindMinimum[
 {b0 + b1 x1 + b2 x2 + b3 x3 + b4 x4 + b12 x1 x2 + b13 x1 x3 + b14 x1 x4 + b23 x2 x3 +
   b24 x2 x4 + b34 x3 x4 + b11 x1^2 + b22 x2^2 + b33 x3^2 + b44 x4^2, -1 ≤ x1 ≤ 1,
  -1 ≤ x2 ≤ 1, -1 ≤ x3 ≤ 1, -1 ≤ x4 ≤ 1}, {x1, 0}, {x2, 0}, {x3, 0}, {x4, 0}]

{4.88802, {x1 → -0.398758, x2 → 0.170807, x3 → 0.407588, x4 → -0.999984}}
```