Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

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

кафедра металургійного обладнання
(повна назва кафедри)

# ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА МАГІСТРА

На тему Дослідження та удосконалення технологічного процесу дроблення щокової дробарки

Виконав: магістрант групи 8.1333

Бобришев Б.О.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма
Металургійне обладнання
(шифр і назва)

Керівник Шейко С.П.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Н.контроль Васильченко Т.О.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2024 року

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 назва)

Спеціалізація
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма Металургійне обладнання
(шифр і назва)

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедрою А.О. Власов

_____

“____” _____20___ року

Завдання
до випускної кваліфікаційної роботи магістра

Бобришев Богдан Олександрович
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи: Дослідження та удосконалення технологічного процесу дроблення щокової дробарки
керівник кваліфікаційної роботи канд.техн.наук., професор Шейко С.П.,
затверджені наказом вищого навчального закладу від “30“ вересня 2024 року № 1485-с.
2. Строк подання студентом магістерської роботи 09 грудня 2024 року.
3. Вихідні дані кваліфікаційної роботи техніко-економічні показники роботи щокової дробарки ЩДС 4х9
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Огляд науково-технічних рішень підвищення роботоздатності щокових дробарок та обґрунтування обраного напрямку роботи; 2. Розрахункова частина; 3. Дослідно-експериментальна частина; 4. Охорона праці та техногенна безпека в галузі. Загальні висновки та рекомендації
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов’язкових креслень): 1. Дробарка щокова ЩДС 4х9 – 1А1; 2. Щока – 1А1; 3. Плита з трикутним рифленням робочої поверхні – 1А2; 4. Плита з трапецеїдальним рифленням робочої поверхні (модернізація) – 1А2 5. Вал ексцентриковий – 1А1; 6. Дослідження переміщення рухомої щоки дробарки при виконанні технологічного процесу – 1А1; 7. Дослідження впливу конструктивних параметрів дробарки на технологічний процес – 1А1.

6. Консультанти кваліфікаційної роботи

| Розділ | Прізвище, ініціали та посада консультанта | Підпис, дата | |
|---|---|---|---|
| | | Завдання видав | Завдання прийняв |
| 1 | Шейко С.П., канд.техн.наук, професор | | |
| 2 | Шейко С.П., канд.техн.наук, професор | | |
| 3 | Шейко С.П., канд.техн.наук, професор | | |
| 4 | Шейко С.П., канд.техн.наук, професор | | |

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

| № з/п | Назва етапів магістерської роботи | Строк виконання етапів кваліфікаційої роботи | Примітки |
|---|---|---|---|
| 1 | Збір матеріалу на кваліфікаційну роботу | 29.05.2024 – 25.06.2024 | |
| 2 | Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань кваліфікаційної роботи | 01.09.2024 – 17.09.2024 | |
| 3 | Виконання теоретичної частини кваліфікаційної роботи | 18.09.2024 – 18.10.2024 | |
| 4 | Виконання графічної частини кваліфікаційної роботи | 19.10.2024 – 19.11.2024 | |
| 5 | Написання та оформлення пояснювальної записки | 20.11.2024 – 30.11.2024 | |
| 6 | Перевірка кваліфікаційної роботи консультантами | 01.12.2024 – 03.12.20243 | |
| 7 | Попередній захист | 09.12.2023 | |
| 8 | Переплітання пояснювальної записки | Згідно з графіком | |
| 9 | Захист | Згідно з графіком | |

**Здобувач** _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

**Керівник кваліфікаційої роботи** _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

# АНОТАЦІЯ

Бобришев Б.О. Дослідження та удосконалення технологічного процесу дроблення щокової дробарки.

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальність 133 – Галузеве машинобудування, науковий керівник С.П. Шейко. Запорізький національний університет, інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні, кафедра металургійного обладнання, 2024.

Проаналізовані переваги та недоліки наявних технічних рішень спрямованих на конструктивне удосконалення щокових дробарок. Запропонований варіант модернізації дроблячої плити щокової дробарки зі складним рухом щоки. Проведено аналіз факторів впливу на зусилля дроблення. Розроблено рекомендації щодо підвищення продуктивності щокових дробарок.



Ключові слова: ДРОБЛЯЧА ПЛИТА, ДРОБАРКА, ЕКСЦЕНТРИСІТЕТ, ЕКСЦЕНТРИКОВИЙ ВАЛ, КУТ ЗАХОПЛЕННЯ МАТЕРІАЛУ



# ABSTRACT

Bobryshev B.O. Research and Improvement of the Technological Process of Jew Crusher.

Qualification final work for obtaining a higher education degree of a master's degree in specialty 133 - Industrial engineering, scientific adviser S.P. Sheyko. Zaporizhzhia National University, Engineering Educational and Scientific Institute named after Yu.M. Potebni, Department of Metallurgical Equipment, 2024.

The advantages and disadvantages of existing technical solutions aimed at structural improvement of jaw crushers are analyzed. The proposed variant of modernization of the crushing plate of the jaw crusher with complex movement of the jaw. An analysis of factors affecting the crushing effort was carried out. Recommendations for increasing the productivity of jaw crushers have been developed.



Keywords: CRUSHING PLATE, CRUSHER, ECCENTRICITY, ECCENTRIC SHAFT, ANGLE OF CAPTURE OF MATERIAL

Зміст

Вступ 7
1 ОГЛЯД НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ РОБОТОЗДАТНОСТІ ЩОКОВИХ ДРОБАРОК ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ 9
1.1 Технологічний процес та місце в ньому щокової дробарки 9
1.1.1 Основні технологічні засади мартенівського процесу 9
1.1.2 Різновиди мартенівського процесу 13
1.1.3 Устрій мартенівського цеху та місце в ньому щокової дробарки 14
1.2 Аналіз конструктивних особливостей щокової дробарки ЩДС 4х9 18
1.3 Аналіз конструктивних недоліків щокових дробарок, шляхи їхнього усунення та обґрунтування обраного напрямку досліджень 21
2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА 30
2.1 Вибір типорозміру, конструктивних та технологічних параметрів дробарки 30
2.2 Розрахунок потужності й вибір електродвигуна 34
2.3 Розробка кінематичної схеми приводу дробарки 41
2.4 Розрахунки навантажень, що діють на щоки дробарки 48
2.5 Розрахунок ексцентрикового валу 50
3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА 58
3.1 Порівняльний аналіз міцності конструкції наявної та запропонованого варіанту дроблячої плити 58
3.2 Дослідження впливу конструктивних параметрів дробарки на технологічний процес дроблення 64
3.3 Рекомендації з практичного використання отриманих результатів дослідження роботи щокової дробарки 75
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ 77
4.1 Виявлення та оцінка шкідливих факторів виробничого середовища 77
4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища 80

4.3 Технічні рішення по гігієні праці та виробничій санітарії 82
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ 84
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ 85
СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ 89
ДОДАТКИ 90

# Вступ

Процес зменшення розмірів пружньо–крихкого тіла від первинного (початкового) розміру до потрібного шляхом впливу зовнішніх сил називається дробленням або подрібненням, а машини, які використовують для цих цілей – дробарками.

У гірничо-рудній, цементній, металургійній галузях дроблення є підготовчим процессом, оскільки отримуваний після дробленя продукт спрямовується на подальшу переробку. В інших випадках, наприклад в промисловості будівельних матеріалів при виробництві щебеня або у вугільній промисловості при дробленні вугілля для брикетування, коксування та ін., після дробарок виходить кінцевий (товарний) продукт, тобто процес дроблення має самостійне значення.

Процеси дроблення є присутніми в багатьох галузях народного господарства, і кожна галузь накладає свою специфіку на самі процеси і на конструкції використовуваних дробарок.

У ряді випадків початкова сировина є гірською масою (чи який–небудь інший матеріал), що містить різні по міцності компоненти. В результаті переробки цієї маси вимагається виділити міцні складові, що досягається використанням так званого "виборчого дроблення". При такому дробленні дробарка налагоджена таким чином, що інтенсивніше руйнуються слабкі складові, а міцні руйнуються значно меньше або не руйнуються зовсім. Після дробарки на гуркоті розсіюють отриманий матеріал і слабкі складові, що мають менші розміри часток, відділяються від міцних.

Дроблення є не тільки підготовчим процесом, а й одним з таких, які впливають на економічну ефективність подальшої плавки. Отже підвищення ефективності роботи обладнання для подрібнення матеріалів – дробарок, є одним з важливих питань конструкторів-механіків

**Мета і задачі дослідження.** Метою роботи є дослідження роботи щокової дробарки зі складним рухом щоки.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі:

- виконати аналіз технічних рішень з конструктивного удосконалення щокових дробарок з метою підвищення продуктивності їхньої роботи;
- визначити навантаження, що діють на основні конструктивні елементи дробарки, та розробити її кінематичну схему та встановити основні технологічні параметри;
- виконати порівняльний аналіз переваг запропонованого технічного рішення над наявним;
- дослідити вплив конструктивних параметрів дробарки на перебіг технологічного процесу;
- надати рекомендації щодо використання результатів виконаних досліджень

**Предмет дослідження** – конструктивні параметри рухомої щоки щокової дробарки.

**Об'єкт дослідження** – дробляча плита з різним типом рифлень.

**Апробація результатів роботи**. Основні положення роботи доповідалися на: II міжнародній науково-практичній конференції «Scientific Research: Modern Innovations and Future Perspectives» (November 25-27, 2024. Montreal, Canada). Опубліковані тези доповіді.

**Структура та обсяг роботи.** Магістерська робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел, додатків. Загальний обсяг роботи включає 101 сторінку, у тому числі 86 сторінок основного тексту, 28 рисунків, 8 таблиць, 40 найменувань використаних джерел на 4 сторінках, 11 додатків.

Робота виконана на кафедрі металургійного обладнання, інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю.М. Потебні, Запорізького національного університету.

# 1 ОГЛЯД НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ РОБОТОЗДАТНОСТІ ЩОКОВИХ ДРОБАРОК ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

## 1.1 Технологічний процес та місце в ньому щокової дробарки

В мартенівських печах сталь отримується шляхом окислювальної плавки завантажених в піч залізовмісних матеріалів – чавуну, сталевого лому, залізняку і флюсів в результаті складних фізико-хімічних процесів взаємодії між металом, шлаком і газовим середовищем печі. Мартенівський процес поряд з іншими видами виробництва сталі − друга ланка в загальному виробничому циклі чорної металургії; дві інших основних ланки − виплавка чавуну в доменних печах і прокат сталевих зливків або заготовок.

Завдяки перевагам, якими мартенівський процес відрізняється від інших способів масового виробництва сталі, а саме:

- велика гнучкість і можливість застосовування його при будь-яких масштабах виробництва;
- менш строгі вимоги до вихідних матеріалів;
- відносна простота контролю і управління ходом плавки;
- висока якість і широкий асортимент сталі, що виплавляється.

Порівняно невелика вартість переділу, дозволили мартенівському процесу в кінці 19 століття і 1-ої половини 20 століття стати основним сталеплавильним процесом. Мартенівський процес – основний споживач сталевого лому (близько 50 %) [1].

### 1.1.1 Основні технологічні засади мартенівського процесу

Шихта мартенівських печей підрозділяється на металеву частину (чавун, сталевий лом, розкислювачі і легуючі добавки) і неметалічну (залізняк, мартенівський агломерат, вапняк, вапно, боксит, плавиковий шпат). Чавун,

вживаний або в рідкому стані, або у вигляді чушок, служить основним джерелом вуглецю, що забезпечує нормальне протікання мартенівського процесу. Кількість чавуну і сталевого лому в шихті може вагатися в будь-яких співвідношеннях залежно від різновиду процесу, економічних умов, марок сталей, що виплавляються. Як розкислювачі і легуючі добавки, в мартенівському процесі використовують феросплави і деякі чисті метали (алюміній, нікель). Залізняк і мартенівський агломерат застосовуються в мартенівському процесі як окислювачі, а також як флюс, сприяючий прискореному формуванню активного шлаку. В ролі окислювача може використовуватися також окалина. Вапняк, вапно, боксити, плавиковий шпат в мартенівському процесі служать для формування шлаку необхідного складу і консистенції, що забезпечує протікання окислювальних реакцій, видалення шкідливих домішок і нагрів металу [2].

У мартенівському процесі, на відміну від конвертерного, тепла, що виділяється в результаті хімічних реакцій окислення домішок металевої ванни, недостатньо для проведення плавки. Тому в піч додатково подається тепло, отримуване в результаті спалювання палива в робочому просторі. Паливом служать природний газ, мазут, коксовий і доменний гази. Для забезпечення повного згорання палива, повітря на горіння, подається в кількості, декілька більшій теоретично необхідної. Це створює надлишок кисню в продуктах згорання, в яких присутні також газоподібні оксиди $CO_2$ і $H_2O$, що частково дисоціюють при високій температурі. В результаті відбувається окислення заліза і інших елементів, що містяться в шихті. Для інтенсифікації горіння палива частина повітря, що подається в піч, може замінюватися киснем; газоподібний кисень подається також у ванну для інтенсифікації окислювальних процесів. Різноманітні оксиди, такі як $FeO$, $Fe_2O_3$, $CaO$, $SiO_2$, $MnO$, $P_2O_5$ та інші разом з вогнетривами кладки, що поступово руйнуються, флюсами і домішками, що вносяться шихтою, утворюють шлак, що покриває метал у подальші періоди плавки. Шлак грає важливу роль: зв'язує всі домішки, які треба видалити з шихти; передає кисень з атмосфери печі до рідкого металу;

передає тепло від факела до металу; захищає метал від насичення газами, що містяться в атмосфері печі, і від надмірного окислення заліза. У різні періоди плавки шлак повинен мати необхідний хімічний склад, густину і знаходитися в печі в певній кількості.

У мартенівській плавці розрізняються зазвичай наступні періоди: заправка печі, завалення і прогрівання шихти, заливка рідкого або завалення твердого чавуну, плавлення, кипіння, розкислювання і легування, випуск.

Заправка печі переслідує мету підтримки в робочому стані всіх елементів кладки плавильного простору. Для цього у момент випуску плавки на подину і стінках у міру їх звільнення від шлаку заправною машиною закидають вогнетривкі матеріали (роздроблений обпалений доломіт, магнезитовий порошок та інші). Після випуску з печі металу і шлаку подину ретельно оглядають і, якщо потрібно, виправляють відмічені нерівності (горби, ями) [3].

Завалення шихти здійснюється завалочною машиною. Всі тверді шихтові матеріали подаються до печі в спеціальних коробах − мульдах (ємністю до 3,3 $м^3$). Тривалість завалення залежно від ємності печі знаходиться в проміжку від 1 до 3 год. Для додаткового підігрівання всього сталевого лому, перед заливкою в піч чавуну, виконують прогрівання шихти, тривалість якого може досягати 1,5 год. Заливка чавуну триває 20-60 хв [4].

Період плавлення починається відразу після закінчення заливки чавуну і продовжується 1-5 год. У піч в цей період подається максимальна кількість палива, ванна продувається киснем. В процесі заливки чавуну в перший момент плавлення відбувається інтенсивне утворення шлаку, оскільки весь кремній і частина марганцю, що містяться в чавуні, окислюються (у шлак частково переходять і оксиди заліза). Товстий шар шлаку, що утворився, затруднює передачу тепла від факела до металу. У зв'язку з цим в першій половині плавлення видаляють з печі, шляхом спуску в шлакові чаші, деяку кількість шлаку. В період плавлення забезпечується видалення з металу також основної маси фосфору. Хімічний склад металевої ванни у момент повного розплавлення помітно відрізняється від складу, який сталь повинна мати перед випуском

плавки; температура металу відносно невисока. Тому головне призначення наступних періодів плавки, званих доведенням, полягає в тому, щоб забезпечити необхідний нагрів металу, доведення його до заданого хімічного складу. У зв'язку з цим період кипіння — найбільш відповідальний період мартенівської плавки. Головною реакцією цього періоду є реакція окислення розчиненого в рідкому металі вуглецю. Бульбашки окислу вуглецю, що утворюються в результаті цієї реакції, вириваються на поверхню металу, пробивають шар шлаку і, виходячи на його поверхню, створюють враження кипіння ванни. Швидкість окислення вуглецю в цей період можна регулювати або добавками залізняку і інших флюсів, або продуванням ванни киснем і стислим повітрям. Склад шлаку, що забезпечує оптимальний нагрів металу і видалення з нього небажаних домішок, зокрема сірки, регулюється добавками вапняку, руди і інших флюсуючих матеріалів. Бульбашки окислу вуглецю, що виділяються, грають важливу роль в мартенівському процесі. Перемішуючи нижні шари металу (менш нагріті) з верхніми (більш нагрітими), вони прискорюють процес нагріву всього об'єму металу. Крім того, вони захоплюють по дорозі вгору деяку кількість інших газів і неметалічних часток, присутність яких в готовій сталі погіршує її якість [5].

Період кипіння інколи умовно розділяють на 2 частини – період рудного кипіння, коли в піч вводять добавки руди (кисень), вапняку, флюсів, і період чистого кипіння, коли окислення розчиненого в металі вуглецю продовжується без яких-небудь добавок, за рахунок розчиненого в шлаку і металі кисню. В період чистого кипіння відбувається остаточне доведення металу до потрібних температури і хімічного складу. Тривалість чистого кипіння строго регламентується залежно від марки сталі, що виплавляється. Починаючи з моменту повного розплавлення ванни і до кінця періоду кипіння здійснюється контроль складу металу і шлаку, а також контроль температури металу. Загальна тривалість періоду кипіння 1-2,5 год.

Розкислювання і легування – завершуючий період плавки, основне призначення якого полягає в зниженні вмісту кисню в металі і доведенні складу

металу до заданого за вмістом всіх елементів, включаючи легуючих. Розкислюючі і легуючі добавки залежно від марки сталі, що виплавляється, вводять або в піч, або в сталеплавильний ківш під час випуску металу. Для випуску металу з печі з боку задньої стінки пробивають або пропалюють струменем газоподібного кисню сталевипускний отвір; метал по жолобу стікає у встановлений під ним сталерозливочний ківш (на великих печах плавку випускають в 2 або 3 ковші). Загальна тривалість випуску до 20 хв. Після випуску плавки і необхідного огляду отвір знов закладають вогнетривкими матеріалами. З ковша метал розливають у виливниці [6].

### 1.1.2 Різновиди мартенівського процесу

Залежно від складу вогнетривких матеріалів, з яких виготовлена подина печі, мартенівський процес буває двох типів: основний (у складі вогнетривів подини переважають основні оксиди – CaO, MgO) і кислий (подина складається з $SiO_2$). Шлак основного процесу складається переважно з основних оксидів, а кислого – з кислих. Залежно від складу шихти (точніше, від співвідношення чавуну і лому в шихті) мартенівський процес підрозділяють на декілька технологічних варіантів [7].

При карбюраторному (вугільному для скрапу) процесі металева частина шихти складається практично лише із сталевого лому (скрапу), а потрібна кількість вуглецю вводиться в шихту матеріалами (карбюраторами), що містять вуглець: антрацитом, коксом, графітом, кам'яним вугіллям і тому подібне. Карбюраторний процес набув дуже невеликого поширення.

Скрап-процес характеризується тим, що шихта складається в основному із скрапу. Витрата чавуну при цьому залежить від необхідного для проведення періоду кипіння вмісту вуглецю в розплавленому металі і вагається від 20 до 45 %. Скрап-процес зазвичай застосовується на заводах, що не мають доменних печей, а також в мартенівських цехах машинобудівних заводів.

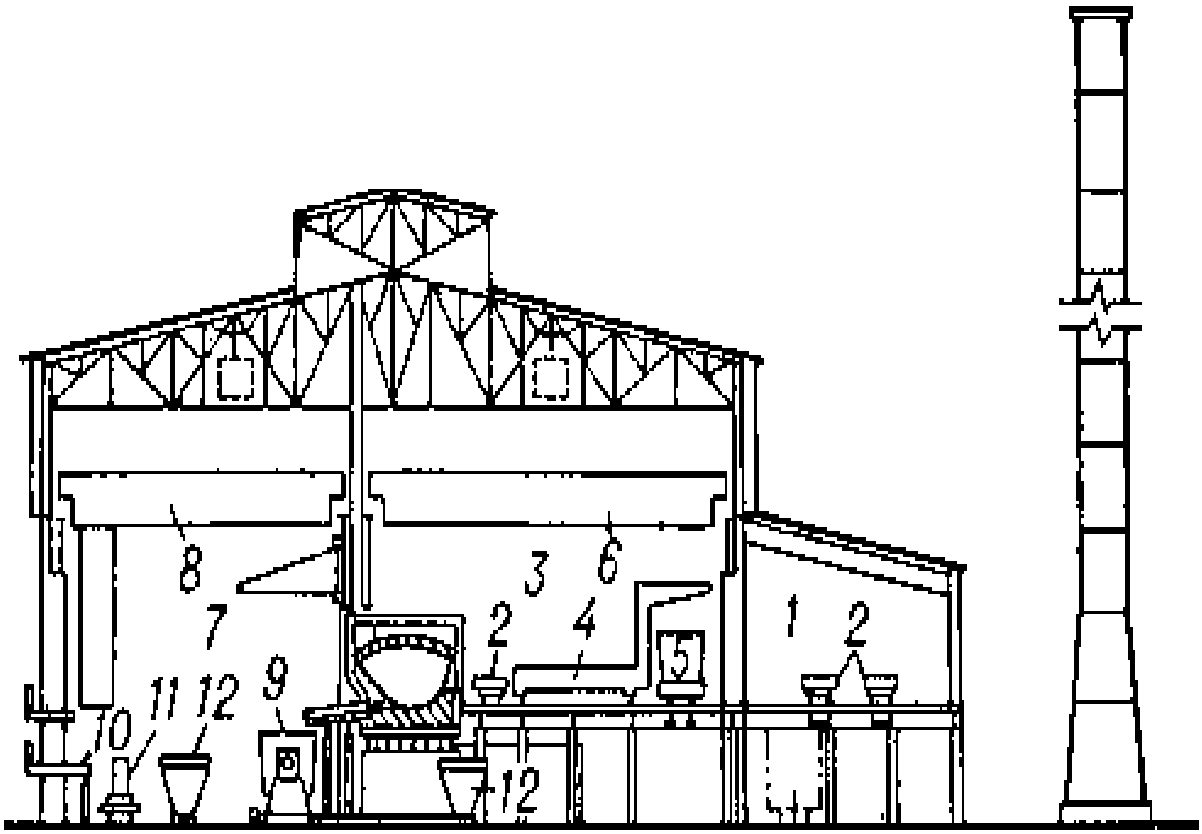
Найбільш розповсюджений скрап-рудний процес, що отримав свою назву від того, що тверда частина шихти складається в основному із скрапу і руди. Для цього процесу характерна підвищена кількість чавуну (50-80 % від маси металевої частини шихти), що заливається в піч в рідкому вигляді. Скрап-рудний процес застосовується в мартенівських цехах заводів, що мають доменні печі. У зв'язку з підвищеним вмістом чавуну в шихті до ванни вноситься багато домішок (вуглець, марганець, кремній, фосфор, сірка), на окислення яких потрібна підвищена кількість кисню (газоподібного і у вигляді оксидів руди) [8].

Рудний процес отримав свою назву від того, що тверда частина шихти складається в основному із залізняку; металева частина шихти складається лише з рідкого чавуну. Широкого вживання рудний процес не отримав.

Більше 95 % мартенівської сталі виплавляється основним процесом (скрап-процесом і скрап-рудним процесом). Кислий мартенівський процес значно менше поширений, ніж основний, у зв'язку з тим, що при цьому процес затруднено видалення з металу сірки і фосфору і тому потрібні чистіші (і, отже, дорожчі) шихтові матеріали; плавка при кислому процесі триває довше, ніж при основному. Проте особливості взаємодії металу з кислим футеруванням подини печі і з кислим шлаком, газопроникність якого менша, ніж основного, а також використання чистих шихтових матеріалів дозволяють отримувати при кислому процесі сталь високої якості, з низьким вмістом шкідливих домішок. Така сталь характеризується дуже малою анізотропією властивостей вздовж і поперек напряму подальшої обробки тиском. У зв'язку з цим кисла мартенівська сталь широко використовується для виробництва роторів турбін, крупних колінчастих валів, стволів артилерійських знарядь та інших виробів, які повинні мати високу механічну міцність вздовж і поперек волокна [9].

### 1.1.3 Устрій мартенівського цеху та місце в ньому щокової дробарки

В основі об'ємно-планувального рішення головної будівлі мартенівського цеху закладено поділ технологічного процесу виробництва сталі на два етапи: виплавку й розливання, кожний з яких сконцентрований у спеціалізованому відділенні – прольоті. У цех надходять всі вихідні матеріали, необхідні для виплавки сталі, і вивозяться продукти плавки й відходи.




1 − шихтова дільниця; 2 − залізничний склад з мульдами; 3 − пічний проліт; 4 − підлогова завалочна машина; 5 − чавуновозний ківш; 6 − мостовий заливальний кран; 7 − розливний проліт; 8 − мостовий розливний кран; 9 − сталерозливочний ківш; 10 − розливний майданчик; 11 − виливниці на залізничних візках; 12 − шлакові ковші

Рисунок 1.1 – Мартенівський цех (поперечний розріз)

Основними технологічними вантажопотоками є: подача твердих шихтових матеріалів, рідкого чавуну, виливниць для розливання сталі в зливки, вогнетривів і різних матеріалів для ремонтів, збирання сталі, шлаків,

технологічних і ремонтних відходів. Перевезення всіх цих вантажів здійснюється переважно залізничним транспортом. Крім того, для виплавки сталі в мартенівських пічах, потрібна велика кількість технологічного палива, води, кисню, які доставляються по трубопроводах, і електроенергії.

У мартенівську піч завантажують рідкий чавун, металевий лом, флюси, залізну руду й легуючі добавки. Рідкий чавун у чавуновозах надходить із доменного цеху в міксерне відділення, де за допомогою міксерного крана його заливають у міксер. Для безперебійної подачі рідкого чавуну в піч встановлено два міксери. З міксерного відділення рідкий чавун у чавуновозах подається тепловозом на робочу площадку пічного прольоту. У піч рідкий чавун заливають через вікна по підвісній охолоджуваній ринві за допомогою заливного крана.

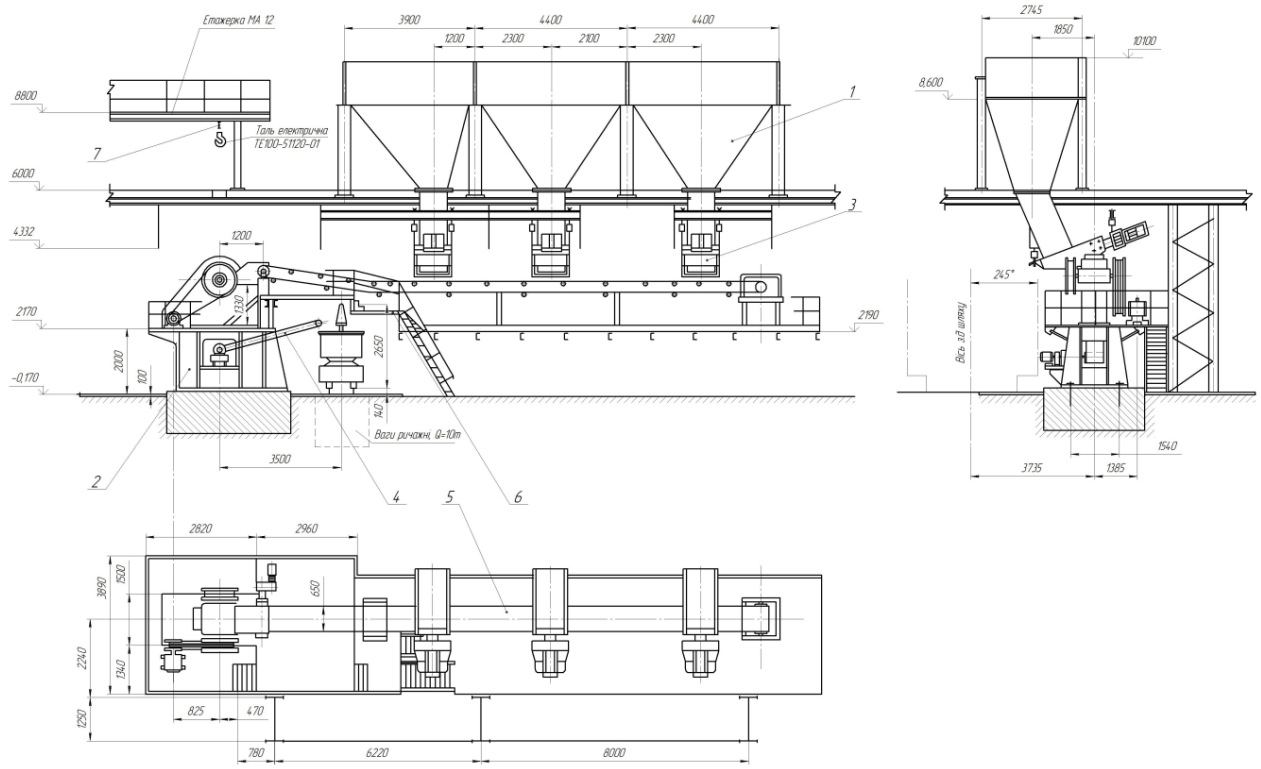
Холодну шихту (сипучі матеріали й металевий лом) зберігають у шихтовому відділенні, розташованому в окремій будівлі. Із шихтового відділення шихту подають до мартенівських печей у мульдах, установлених на спеціальних візках. Потяги з магнітними й сипучими матеріалами подають роздільно по естакадах з торців будівлі. Потяги із шихтою надходять до мартенівських печей через шихтовий відкрилок, а потім по горизонтальній естакаді безпосередньо на робочу площадку. Завантажують шихту в піч завалочними машинами. Феросплави подають у грубний проліт у саморозвантажувальних контейнерах ємністю 4 $м^3$ на мульдових візках на лінію подрібнення розкислювачів і засипають у металеві бункери ємністю 60 $м^3$. Заправні матеріали транспортують у переносних бункерах, пристосованих для установки на заправні машини. З мартенівської печі готову сталь випускають у розливний проліт по ринвах у сталерозливні ковші. Сталь із ковшів розливають розливним краном по виливницям. Потяг візків із залитими виложницями направляють у відділення роздягання зливків цеху підготовки потягів. Шлаки з робочого простору печей зливають через середні завалочні вікна в жужільні ковші ємністю 16 $м^3$, установлені на візках під робочою

площадкою, заповнені ковші висувають штовхачем у розливний проліт, де краном установлюють на шлаковози [10].

Окремою дільницею є лінія подрібнення розкислювачів, якими слугують феросплави.

Технологічний ланцюжок проходження феросплавів наступний. У пічному прольоті мартенівського цеху на робочому майданчику проходять дві залізничні колії для подачі потягів з мульдами й ковшами із чавуном і одна для пересування завалювальних машин уздовж фронту печей.

Феросплави подають у пічний проліт у саморозвантажних контейнерах на мульдових візках і засипають у металеві бункери 1 (рисунок 1.2), що знаходяться на лінії подрібнення розкислювачів.




1 – бункер; 2 – дробарка щокова ЩДС 4х9 ; 3 – віброживильник; 4 – транспортер; 5 – конвеєр стрічковий; 6 – майданчик для обслуговування; 7 – таль.

Рисунок 1.2 – Дільниця лінії подрібнення розкислювачів

З трьох бункерів феросплави за допомогою тічок сипляться у віброживильники 3, розташовані безпосередньо під бункерами. Із віброживильників феросплави потрапляють на стрічковий конвеєр 5, який транспортує, а потім вивантажує у щокову дробарку 2.

Після подрібнення в щоковій дробарці ЩДС 4х9 всі дроблені феросплави по транспортеру 4 надходить у мульди, установлені на спеціальних візках. Після того як завантажений матеріал буде зважений на ричажних вагах (Q=10 т), він прямує до мартенівських печей.

На лінії подрібнення розкислювачів також передбачений майданчик для обслуговування 6 дробарки та стрічкового конвеєру. Монтаж та демонтаж дробарки здійснюється за допомогою талі 7.

## 1.2 Аналіз конструктивних особливостей щокової дробарки ЩДС 4х9

Дробарка ЩДС 4х9 зі складним рухом рухливої щоки призначена для дроблення гірських порід. Дроблення матеріалу в ній відбувається за принципом роздавлювання й стирання між двома плитами, що дроблять, причому зусилля стирання досягає 70 % від зусилля роздавлювання [11].

Конструкція дробарки представлена на рисунку 1.3. Дробарка складається з корпусу 1. У середині корпусу кріпиться нерухома плита, що дробить, 6. У наскрізному отворі корпусу змонтований на підшипниках кочення ексцентриковий вал 3. На консольному кінці ексцентрикового валу встановлені шківи 4 для пасової передачі. Для запобігання поломкам деталей дробарки при попаданні в зону дроблення недроблених тіл, передбачений "слабкий переріз" плити розпору 5. На шатуні закріплена рухлива щока, що дробить, 2.

Обидві щоки, що дроблять, виготовлено зі зносостійкої марганцевистої сталі. Робочі поверхні щік, виконані рифленими, причому виступи однієї плити розташовуються проти западин інший. До нижнього кінця шатуна кріпиться за допомогою шарніра і сухарів 7 плита розпору 5. Регулювання ширини вихідного отвору відбувається зміною положення клину 8. Фіксація вибраного

положення осі здійснюється гвинтом 9. Для вибору проміжків в рухливих з'єднаннях шатуна і плити розпору і попередженю ударів передбачена пружина розтягування 10 і тяга 11.

Дробарка приводиться в дію від електродвигуна за допомогою пасової передачі.

Дробарка має сталеву суцільнолиту станину, у виточках якої встановлені роз'ємні корпуси підшипників приводного валу. На середній ексцентричній частині валу підвішена рухлива щока.

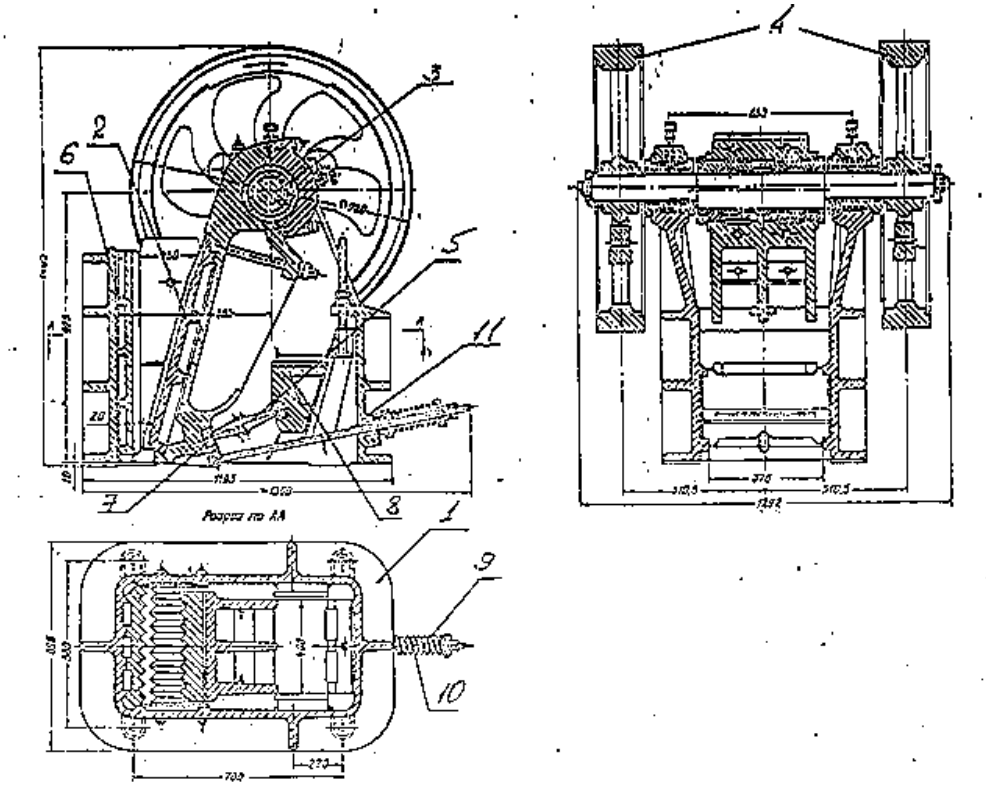



Рисунок 1.3 – Дробарка щокова ЩДС 4х9 (позиції наведено в тексті)

Плита рухливої щоки закладається, в косий паз в нижній частині щоки, а у верхній її частині кріпиться двома затягуваними болтами М24 з потайними голівками. Форма плит дроблення (рухливої і нерухливої), дозволяє в процесі експлуатації повернути їх на 180° (нижньою частиною, що швидше зношується, догори).

Чавунна суцільнолита плита розпору служить одночасно і деталлю і

запобіжним пристроєм від поломки інших частини дробарки, які раніше піддавались руйнуванню при попаданні недробленого матеріалу.

Замикаючий пристрій у вигляді сталевої тяги із спіральною пружиною запобігає випаданню плити розпору. Для регулювання ширини розвантажувального отвору застосований пристрій з вертикальним клином та гвинтом, що піднімається і опускається.

На приводному валу насаджено два чавунні маховики, кожен з яких можна використовувати в якості приводного шківа.

Щоб уникнути викидання шматків перероблюваного матеріалу з камери дроблення над нею встановлений захисний кожух. Для кріплення дробарки болтами до фундаменту у фланцях станини зроблено 4 отвори ø 30 мм.

Щокова дробарка зі складним рухом рухливої щоки працює в такий спосіб. Обертаючий момент від електродвигуна через пасову передачу передається на шків 4 ( рисунок 1.3), який обертає ексцентриковий вал 3, при цьому рухлива щока робить складний рух: у верхній частині – круговий, у нижній – по еліптичній траєкторії. Траєкторія нижніх точок рухливої щоки являють собою витягнуті у вертикальному напрямку замкнені криві, а траєкторії верхніх точок наближаються за формою до окружності. Малий рух нижньої частини рухливої щоки дозволяє одержати на виході більш дрібний і рівномірний по величині матеріал. Переміщення рухливої щоки зверху вниз виключає залипання грузлих порід під час дроблення. Характеристики щокової дробарки ЩДС 4х9 наведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Технічна характеристика дробарки ЩДС 4х9

| | |
|---|---|
| Модель дробарки | СМД–109А |
| Типорозмір | ЩДС 4х9 |
| Максимальний розмір шматка, мм | 340 |
| Ширина розвантажувального отвору, мм | 40–90 |

| | |
|---|---|
| Максимальна крупність готового матеріалу, мм | 60–135 |
| Продуктивність (max), $м^3$/год | 25–53 |
| Потужність двигуна, кВт | 45 |
| Маса, т | 10,8 |
| Габаритні розміри без привода, м (LxBxH) | 2,2x2,14x2,2 |

## 1.3 Аналіз конструктивних недоліків щокових дробарок, шляхи їхнього усунення та обґрунтування обраного напрямку досліджень

Щокові дробарки застосовують для великого і середнього дроблення різних матеріалів в багатьох галузях народного господарства, в основному в металургії, гірничо–рудній промисловості і промисловості будівельних матеріалів. Принцип роботи щокової дробарки полягає в наступному. У камеру дроблення, що має форму клину і утворену двома щоками, з яких одна в більшості випадків є нерухомою, а інша рухливою, подається матеріал, що підлягає дробленню. Завдяки клинообразной формі камери дроблення шматки матеріалу розташовуються по висоті камери залежно від їх великості: більші – вгорі, менш більші – внизу. Рухлива щока періодично наближається до нерухомої, причому при зближенні щік (рух стискування) шматки матеріалу дробляться, при відході подвижной щоки (холостий хід) шматки матеріалу просуваються вниз під дією сили тяжіння, виходячи з камери дроблення, якщо їх розміри стали менше найбільш вузької частини камери, яку називають вихідною щілиною, або займають нове положення, відповідне своєму новому розміру. Потім цикл повторюється [11].

Розрізняють щокові дробарки [12,13]:

- з верхнім підвісом щоки або з нижньою її опорою;
- із шарнірно–важільним або з кулачковим механізмом привода;
- з розпірними плитами або без них;
- із твердими або пружними кінематичними ланками;
- з електро- або гідроприводом;

– з фіксованими траєкторіями щоки або динамічно змінними (інерційні дробарки);
– із приводом рухливої щоки від одного або двох головних валів;
– з однією, двома або трьома камерами дроблення.

Незважаючи на розноманітність конструкцій, найбільше поширення мають дробарки із верхнім підвіском щоки. Ця схема шарнірно-важільного механізму з ексцентрико–шатунним приводом, завдяки невеликому відхиленню розпірних плит від горизонталі забезпечує між щоками в 15–20 разів більше зусилля, що роздавлює. При нижньому підвісі ускладнене розвантаження матеріалу.

Робочими елементами щокових дробарок є дві щоки (рисунок 1.4): нерухома 1 і рухома щока 2. Щоки утворюють пащу. Матеріал поступає в пащу згори. При зближенні щік шматки матеріалу руйнуються, а при розбіжності подрібнений матеріал висипається через нижню щілину пащі.

Рухливу щоку підвішують на осі за верхній кінець як показано на рисунку 1.4, а, б, в і е, або за нижній – рисунку 1.4, г і д.

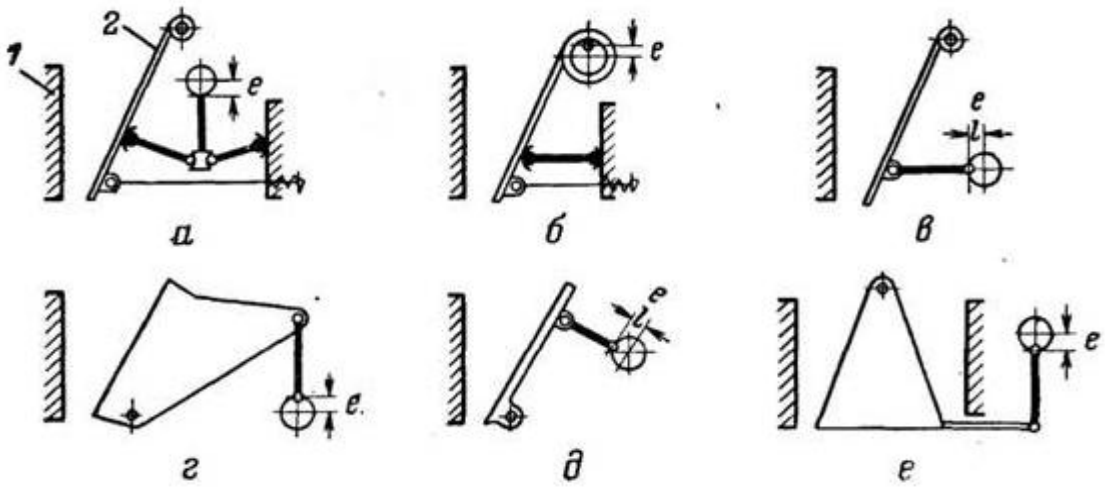



Рисунок 1.4 – Варіанти підвісу і приводу рухливої щоки (позиції наведено в тексті)

При верхньому підвісі найбільший розмах здійснює нижній кінець рухливої щоки. Ширина щілини в процесі роботи дробарки змінюється. Гранулометричний склад подрібненого матеріалу, що виходить через цю щілину, різний [14].

При нижньому підвісі найбільше гойдання здійснює верхній кінець рухливої щоки. Нижній кінець щоки зафіксований віссю, тому ширина вихідної щілини залишається постійною. Це дозволяє отримувати продукт з однорідніше гранулометричним складом. Проте в результаті постійності ширини вихідної щілини створюються застійні зони в нижній частині пащі дробарки.

Це затруднює вихід подрібненого матеріалу, знижує продуктивність і підвищує витрату енергії на одиницю готового продукту. Тому щокові дробарки з нижньою опорою рухливої щоки виготовляють невеликої продуктивності і застосовують в основному для дослідницьких цілей.

З урахуванням розглянутих конструктивних особливостей закріплення щок дробарки розділяють на два основних виконання: із простим рухом щоки ЩПД і зі складним рухом щоки ЩДС.

У щоковій дробарці із простим рухом щоки точки рухливої щоки рухаються прямолінійно або по дузі окружності, близької до прямої. У щоковій дробарці зі складним рухом точки рухливої щоки рухаються по замкнутих кривих [15].

Найбільш уразливим місцем щокових дробарок, яке потрбує постійного удосконалення, є саме щоки дробарки або дроблячі плити, які піддаються інтенсивному абразивному зносу.

У вітчизняній практиці рішення з модернізації щокової дробарки в основному направлені на зміні конструкції плит, що дроблять.

Так автори роботою [16] пропонують виконати щоки рознімними, таким чином забезпечуючи компенсацію абразивного зносу робочих поверхонь дроблячих шляхом заміни зношених частин.

Поставлена задача вирішується тим, що в щоковій дробарці, що містить

нерухому і рухому привідні щоки з робочими поверхнями, робочі поверхні нерухомої і рухомої приводних щік забезпечені знімними планками з зубцями.

Щокова дробарка (рисунок 1.5) містить станину 1, ексцентриковий вал 2, шатун 3, розпірні плити 4, нерухому 5 і рухому привідну 6 щоки з робочими поверхнями. Робочі поверхні нерухомої 5 і рухомої привідної 6 щік забезпечені знімними планками 7 з зубцями 8.

Шматковий матеріал, який підлягає подрібнюванню, надходить в пащу між нерухомою 5 і рухомою приводною 6 щоками. Подрібнювання шматкових матеріалів відбувається при зближенні щік за допомогою зубців 8 на знімних планках 7. При розходженні щік подрібнений матеріал висипається через нижню щілину пащи. Рух щоки 6 здійснюється від приводного ексцентрикового вала 2 за допомогою шатуна 3 та розпірних плит 4. Знімні планки 7 з зубцями 8 з'єднуються з нерухомою 5 і рухомою 6 щоками за допомогою пристрою для кріплення 9.

Після появи зношення окремих зубців 8 на планках 7 знімні планки замінюють на нові.

Використання щокової дробарки, що запропонована, в порівнянні з найближчим аналогом забезпечує підвищений термін її служби.

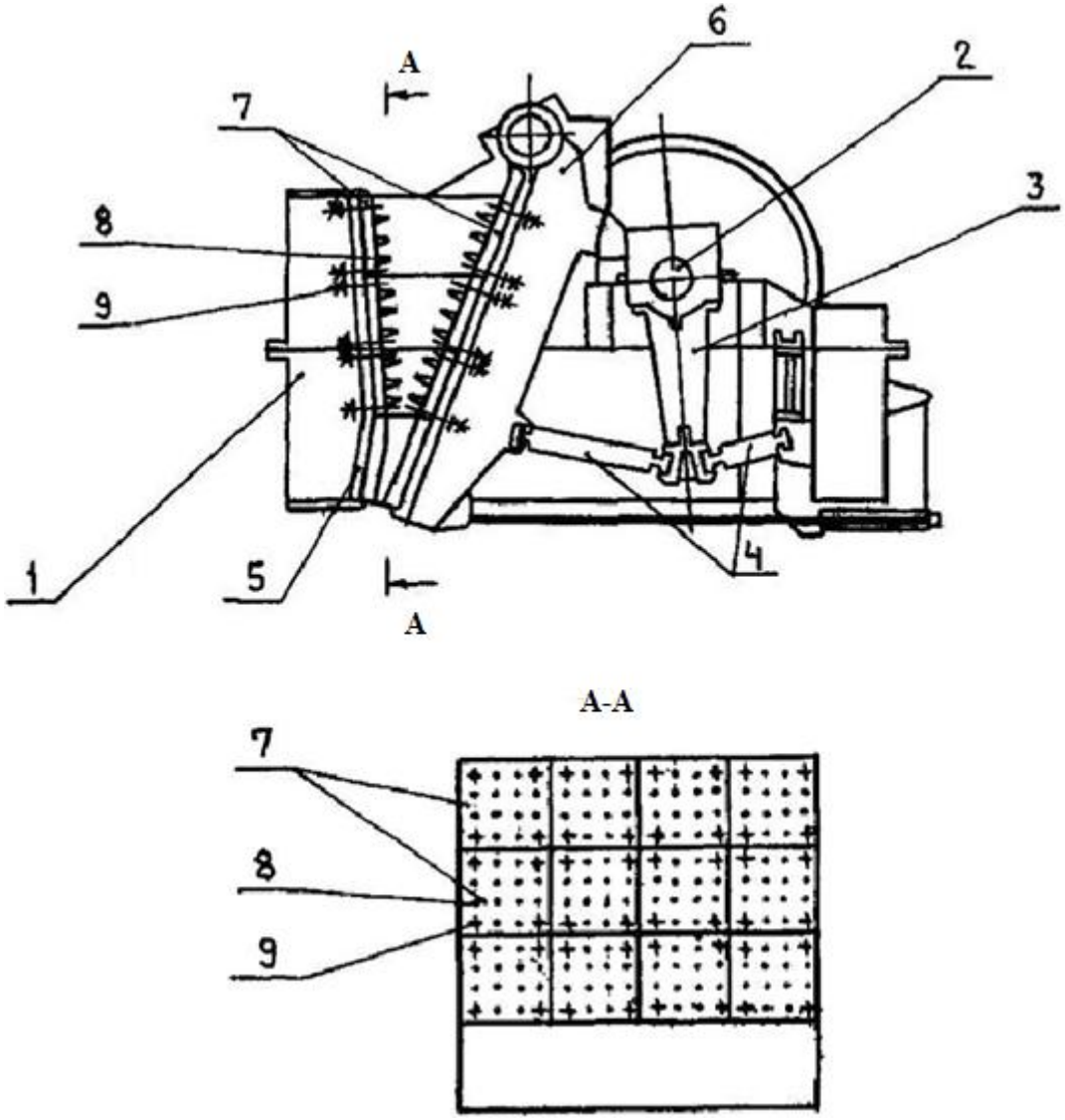



Рисунок 1.5 – Загальний вид дробарки з розрізом [16]

Таке рішення є доволі цікавим, але невідомо як воно себе проявить у виробництві, адже місця кріплення пластин будуть створювати додаткові осередки концентраторів напружень [17-18].

Роботою [19] описується щокова дробарка, що включає корпус, рухому і нерухому щоки з рифленими робочими поверхнями, згідно з винаходом, робоча поверхня однієї щоки виконана опуклою уздовж її подовжньої осі, а протилежна увігнутою в нижній частині, кожен третій зуб робочих поверхонь щік виконаний виступаючим за вершини рифлень, а щоки встановлені так, що кожен виступаючий зуб однієї щоки розташований проти центральної западини рифлень протилежної щоки, графічне виконання такого технічного рішення наведено на риснкух 1.6-1.8

Щокова дробарка (рисунок 1.6) включає корпус 1 з нерухомою щокою 2. На осі підвісу 3 встановлена рухома щока 4, з'єднана з кривошипно-шатунним приводом 5. Кожна з щік забезпечена футерувальними плитами 6, робочі поверхні яких мають рифлення 7. Кожен третій зуб 8 рифлень 7 виконаний виступаючим за їх вершини. Футерувальні плити 6 встановлені таким чином, що кожен виступаючий зуб 8 однієї щоки розташований проти центральної западини рифлень 7, симетрично двом прилеглим виступаючим зубам 8, протилежної щоки. Крім того, одна з футерувальних плит 6 (наприклад, рухомої щоки 4) виконана опуклою уздовж подовжньої осі, а протилежна виконана опуклою у верхній і увігнутою в нижній частині.

Дробарка працює таким чином. Плоский зливок 9 (рисунок 1.6), що надходить в камеру дроблення, спочатку контактує з виступаючими зубами. У міру переміщення його до розвантажувальної щілини і при достатньому силовому навантаженню з боку щік відбувається розколювання злитка по лінії контакту з вершинами виступаючих зубів. Внаслідок цього, злиток розділяється на бруски. Фактично, ширину бруска можна співвіднести з кроком виступаючих зубів 8. Ширина бруска може дорівнювати кроку (брусок 10) або складати його половину (брусок 11) (рисунок 1.7). У останньому випадку ширина отриманого бруска 11 відповідає одному з параметрів (ширині) необхідної фракції матеріалу.

Наявність виступаючих зубів 8, що виконують функцію направляючих елементів, дозволяє здійснити подальше орієнтоване переміщення брусків до розвантажувальної щілини. При цьому бруски 10, ширина яких, перевищує розмір необхідної фракції, переміщаються уздовж западин виступаючих зубів, розташованих на одній щоці. Бруски 11, роздроблені до необхідної ширини, переміщаються до розвантажувальної щілини між виступаючими зубами, розташованими на протилежних щоках (рис.1.8).

Бруски 10, переміщаючись до розвантажувальної щілини в западинах виступаючих зубів однієї щоки, отримують силову дію, при достатній амплітуді коливань рухомої щоки, по лінії: центральна западина рифлень однієї щоки -

виступаючий зуб протилежної щоки, що дозволяє здійснити розкол бруска 10 на дві частини в подовжньому напрямі.

Бруски 11, ширина яких дорівнює ширині необхідної фракції матеріалу, в період руху до розвантажувальної щілини безперешкодно, не отримуючи силового навантаження з боку щоки (минуючи другу стадію дроблення), орієнтовано потрапляють в нижню камеру дроблення. Внаслідок того, що в цій зоні одна щока виконана опуклою, а протилежна увігнутою, бруски ламаються в поперечному напрямі, утворюючи кондиційну фракцію матеріалу.

Таким чином, пропонований профіль робочої поверхні щік і їх взаємне розташування дозволяють забезпечити орієнтоване переміщення злитка і його частин до розвантажувальної щілини дробарки, а також здійснити інший характер послідовного додатку силового навантаження до злитка в процесі дроблення. Крім того, злиток, в процесі переміщення до розвантажувальної щілини, проходить декілька стадій дроблення, де здійснюється його послідовне розколювання в подовжньому і поперечному напрямах. Це дозволяє отримувати кондиційний продукт – шматки кубічної форми і потрібної, згідно з технологічним регламентом, крупності, а також зменшити вихід дрібних фракцій матеріалу.

Ідея виконання досить цікава, але як видно з опису авторів винаходу направлена вирішення проблеми подрібнення плаского матеріалу, і не зрозуміло як вона себе проявить при подрібненні феросплавів, які мають неправильну форму початкову.

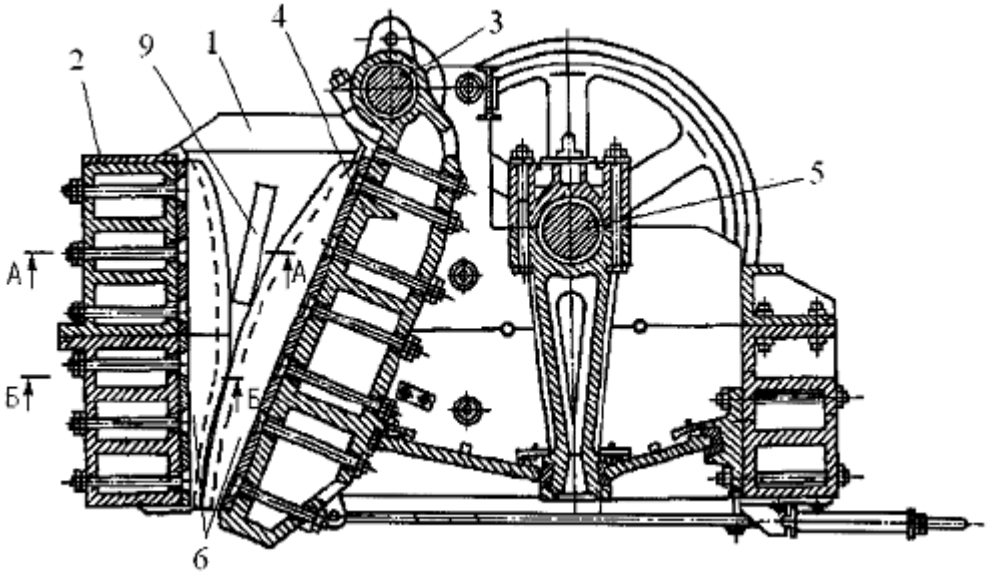



Рисунок 1.6 – Щокова дробарка (позиції наведено в тексті) [19]

А-А

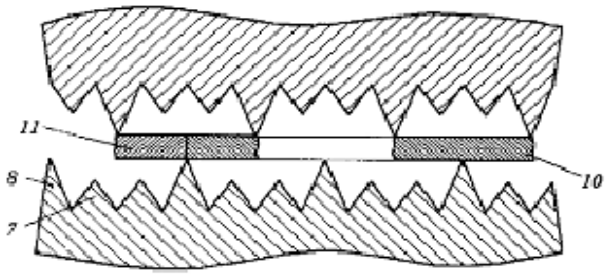



Рисунок 1.7 – Початкова взаємодія зубів із зливком (позиці наведено в тексті) [19]

Б-Б

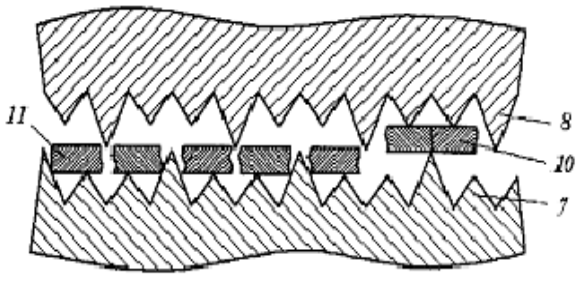



Рисунок 1.8 – Остаточна взаємодія зубів із зливком (позиції наведено в тексті) [19]

Вищезгадані технічні рішення є цікавим з точки зору технічного виконання але вони повністю вирішують поставлену задачу.

Варто відмітити, що питанням технологічності плити при литті і термообробці не приділяється серйозної уваги, а адже саме при цих процесах формуються кристалічна будова і дефекти матеріалу інструмента, якими і визначаються міцність і твердість контактної поверхні плити. Зниження обсягу механічної обробки є незрівнянно менш важливим завданням, на сучасних фрезерних або грубошліфовальних верстатах ця обробка займає хвилини. У міру зношування рифлень, як і в попередньому прикладі, якість металу на давлячій поверхні рифлень послідовно погіршується. Інтенсивність зносу рифлень плит після стирання поверхневого шару прогресивно збільшується, відповідно збільшується площа поверхні контакту плити і шматків подрібнювальної породи, а твердість матеріалу плити на поверхні контакту знижується. Збільшення площі і зниження твердості поверхні контакту призводить до необхідності збільшення контактних сил, необхідних для дроблення матеріалу, і сил тертя між плитою і руйнованою породою, при цьому інтенсивність зносу додатково збільшується. Товщина плити різко змінюється в сполучених елементах – від рифлення до западини, ця обставина, а також різкі переходи в западинах між сусідніми рифленнями сприяють утворенню тріщин при литті і термообробці, тріщини плит розвиваються при роботі дробарки, і плити раптово ламаються .

Зазначені цілі досягаються при комплексному вирішенні питань службової відповідності і технологічності інструменту. Конфігурація і розміри рифлень приймаються відповідно до рекомендацій для забезпечення високої ефективності дроблення гірської породи – мінімізації сил, необхідних для досягнення заданого ступеня подрібнення. Підвищення терміну служби досягається за рахунок зниження інтенсивності зносу рифлень плити. Цей ефект реалізується підвищенням якості литого металу при ретельному опрацюванні питань технологічності інструменту: оформлення плити, що дробить, як виливки з мінімально можливою зміною товщини від рифлення до западини, тим самим запобігає утворення усадочних дефектів у вигляді рихлоти і раковин і підвищується твердість і міцність матеріалу плити.

Зменшення вірогідності раптової поломки обумовлено відсутністю в конструкції плити різких переходів конструктивних елементів в сполученнях, що сприяє зниженню концентрації термічних напружень, а також високою якістю металу плити після лиття і термообробки.

Поліпшення технологічності при литті і термообробці обумовлено усуненням масивів металу під рифленнями і теплових вузлів в литті, а також використанням жорсткої окантовки плити по поздовжніх гранях при виконанні крайніх по ширині плити рифлень більш товстими, ніж інші.

З огляду на все вищесказане пропонується замінити існуючу плиту з виступами трикутної форми на плиту з виступами трапецеїдальної форми. Для компенсації дії абразивного серодовища матеріал плити зі сталі 35 Л замінити на марганцеву сталь, яка білш стійка до зношення, а саме на 110Г13Л. Запропонований комплекс дій має підвищити надійність плит, зменшуючи зупинки дробарки на ремонти пов’язані з аварійним виходом з ладу щок. Таким чином планує підвищення продуктивності дробарки має скласти 12 %.

# 2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

Всі розрахунки виконаємо за методиками наведеними в довідковій на навчальній літературі [20-24].

## 2.1 Вибір типорозміру, конструктивних та технологічних параметрів дробарки

Головними параметрами щокової дробарки, що визначають її типорозмір, є розмір приймального отвору і розмір вихідного отвору (BxLxb).

Ширина приймального отвору повинна забезпечити вільний прийом шматків максимальної величини:

$$B = D_{max}/0{,}8, \text{ м} \quad , \tag{2.1}$$

де $D_{max}$ – максимальний розмір початкового матеріалу, $D_{max}$=0,34 м;

$$B = 0{,}34 / 0{,}8 = 425 \text{ м}.$$

Приймаємо B=425 мм.

Довжина камери дроблення, L знаходиться залежно від B:

$$L = (1{,}2...2{,}3) \cdot B, \text{ мм}; \tag{2.2}$$

$$L = (1{,}2...2{,}3) \cdot 425 = (510...977) \text{ мм}$$

Приймаємо L=920 мм.

Максимальна ширина b вихідної щілини при використанні стандартних плит дроблення, пов'язана з максимальним розміром шматків у готовому продукті залежністю:

$$b = d_{max} / К_{ок}\ , \text{ мм}, \qquad (2.3)$$

де $d_{max}$ – максимальна крупність шматків у готовому продукті,

$d_{max}$=135 мм;

$К_{ок}$ – коефіцієнт відносної крупності продукту дроблення в щокових дробарках, $К_{ок}$ =1,2÷1,9.

$$b = \frac{135}{(1{,}2...1{,}9)} = (112{,}5...71)\ \text{мм}.$$

Розмір вихідного отвору становить 20..80 мм для дробарок дрібного дроблення, 40…120 мм – для середнього дроблення й 100…250 мм – для великого. У нашому випадку дроблення – середнє.

Приймаємо b=40…90 мм.

Розміри основних елементів механізму щокової дробарки визначаються конструктивно.

Висота камери дроблення:

$$H = \frac{B - b}{tg\alpha}\ , \text{ мм}, \qquad (2.4)$$

де α – кут захоплення матеріалу; α=20°;

b – мінімальне значення вихідного отвору, b=40 мм.

$$H = \frac{425 - 40}{tg\,20^{\circ}} = 1057\ \text{мм}.$$

З конструктивних міркувань приймаємо Н=1100 мм.

Оптимальні значення руху стискування для щокових дробарок з різною кінематикою визначені експериментально.

Для дробарок зі складним рухом, рух рухливої щоки вгорі:

$$S_в = (0{,}03...0{,}06)\cdot B, \text{ мм;} \qquad (2.5)$$

$$S_в = 0{,}05 \cdot 425 = 21{,}25 \text{ мм.}$$

Рух рухливої щоки внизу:

$$S_н = 7 + 0{,}10 \cdot b, \text{ мм;} \qquad (2.6)$$

$$S_н = 7 + 0{,}10 \cdot 40 = 11 \text{ мм.}$$

Величина середнього руху рухливої щоки дробарки становить:

$$S_{ср} = \frac{S_в + S_н}{2}, \text{ мм;}$$

$$S_{ср} = \frac{21{,}25 + 11}{2} = 16{,}3 \text{ мм.}$$

Визначимо необхідне теоретичне число обертів ексцентрикового валу дробарки з виразу:

$$n_Е = 0{,}5 \cdot К_Д \cdot К_{СТ} \cdot \sqrt{\frac{g \cdot tg\alpha}{2 \cdot S_н}}, \ с^{-1}, \qquad (2.7)$$

де $К_Д$ – коефіцієнт динамічності, приймаємо $К_Д$=0,89;

$К_{СТ}$ – коефіцієнт, що враховує обмежене падіння дробленого матеріалу

з камери дробарки, $К_{СТ}$=0,9…0,95, приймаємо $К_{СТ}$=0,91;

$\alpha$ – кут захоплення матеріалу, $\alpha$=20°;

$S_н$ – рух рухливої щоки внизу камери дроблення, $S_н$=0,011 м.

$$n_E = 0{,}5 \cdot 0{,}89 \cdot 0{,}91 \cdot \sqrt{\frac{9{,}81 \cdot tg20^0}{2 \cdot 0{,}011}} = 5{,}15\ с^{-1};$$

$$n_E = 60 \cdot 4{,}83 = 290\ хв^{-1}.$$

Оптимальне число оборотів валу повинне відповідати максимальній продуктивності дробарки.

Продуктивність щокових дробарок визначається з виразу:

$$Q = \frac{К_к \cdot S_{ср} \cdot L \cdot b \cdot n \cdot (B + b)}{2 \cdot D_{ср} \cdot tg\alpha},\ м^3/год, \qquad (2.8)$$

де $К_К$ – коефіцієнт кінематики, для дробарок із складним рухом, $К_к$=1;

$S_{ср}$ – середній рухд рухливої щоки, $S_{ср} = 0{,}0163$ м;

L – довжина приймального отвору, L=0,92 м;

b – ширина вихідного отвору (номінальне значення), b=0,04 м;

$n_E$ – частота обертів ексцентрикового валу дробарки, $n_E$=5,15 $с^{-1}$;

B – ширина приймального отвору, B=0,425 м;

$D_{ср}$ – середньовзважений розмір шматків в початкового матеріалу, м;

$\alpha$ – кут захоплення матеріалу; $\alpha$=20°.

Для дробарок переважно із шириною приймального отвору B=400 мм і більше середньозважений розмір шматків $D_{ср}$ можна визначити з виразу:

$$D_{ср}=0{,}31 \cdot B,\ мм; \qquad (2.9)$$

$D_{ср}$=0,31·425=132 мм=0,132 м.

Середньозважений розмір подрібненого матеріалу становить:

$$d_{СР} = 0{,}8 \cdot b, \text{ мм;} \qquad (2.10)$$

$$d_{СР} = 0{,}8 \cdot 40 = 32 \text{ мм.}$$

$$Q = \frac{1 \cdot 0{,}0163 \cdot 0{,}92 \cdot 0{,}04 \cdot 5{,}15 \cdot (0{,}425 + 0{,}04)}{2 \cdot 0{,}132 \cdot tg20^0} = 0{,}01496 \text{ м}^3/\text{с}=53{,}8 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Розрахована продуктивність задовольняє виробничі потреби. Отриманих даних достатньо для розрахунку потужності приводу та вибору електродвигуна.

## 2.2 Розрахунок потужності й вибір електродвигуна

Потужність необхідну для дроблення матеріалу щоковою дробаркою розраховують по емпіричних залежностях, виведеним на основі енергетичних законів дроблення. Виходячи із цього питомого зусилля дроблення, потужність дроблення дробарки зі складним рухом щоки знаходиться за формулою:

$$N=12 \cdot L \cdot H \cdot r \cdot n_E, \qquad (2.11)$$

де L – довжина приймального отвору, L=0,92 м;

H – висота камери дроблення, H=1,1 м;

r – ексцентриситет валу, r=0,012 м;

$n_E$ – частота обертів ексцентрикового валу дробарки, $n_E$=309 $хв^{-1}$;

N=12·0,92·1,1·0,012·309=45кВт.

Попередньоприймаємо трифазний асинхронний двигун з короткозамкненим ротором закритого виконання типу 5АМ250S6, що працює від мережі змінного струму , $U_{ном}$=380 В , з параметрами: потужність N=45 кВт, номінальна частота обертання $n_{дв}$=1000хв$^{-1}$, $I_{ном}$=260 А, $J_{дв}$=1,2 кг·м², η=0,93.

Перевіримо двигун на перевантаження з урахуванням динамічних моментів, що виникають під час роботи дробарки.

Попередньо знаходимо статичний момент який виникає під час дроблення:

$$M'_{ст} = \frac{N \cdot \eta}{\varpi_{м}}, \qquad (2.12)$$

де N – необхідна потужність для дроблення N=45 кВт;

η – загальний ККД приводу η=0,93;

$\omega_e$ – кутова швидкість ексцентрикового вала :

$$\omega_e = \frac{n}{9{,}55}, \qquad (2.13)$$

де n – частота обертання ексцентрикового вала n=309 хв$^{-1}$;

$$\omega_e = \frac{309}{9{,}55} = 32{,}3 \text{ рад/с},$$

тоді:

$$M'_{ст} = \frac{45 \cdot 10^3 \cdot 0{,}93}{32{,}3} = 1295{,}6 \text{ Н·м}.$$

Тоді приведений статичний момент приведений до валу електродвигуна буде дорівнювати:

$$M_{ст} = \frac{M'_{ст}}{\eta \cdot i_р} \qquad (2.14)$$

де η=0,96 –ККД пасової передачі;

$i_р$=3,5 – загальне передаточне число пасової передачі.

$$M_{ст} = \frac{1295,6}{0,96 \cdot 3,5} = 385,6\,Н{\cdot}м.$$

Динамічні моменти, що виникають під час розгону й гальмування визначаються по формулі:

$$M_{д(р)} = M_{д(Т)} = \frac{J \cdot \omega_{дв}}{t_р} \qquad (2.15)$$

де $t_р$ – час розгону(гальмування), згідно навантажувальної діаграми рисунок 2.1, $t_р$=18 с;

$\omega_{дв}$ – кутова швидкість двигуна, рад/с:

$$\omega_{дв} = \frac{n_{дв}}{9,55}, \qquad (2.16)$$

$$\omega_{дв} = \frac{1000}{9,55} = 104,7 \text{ рад/с}.$$

J – приведений до валу двигуна момент інерції, який знаходимо по формулі:

$$J=J_{дв}+ J_{ш1}+ J_{ш2}+J_{др}, \qquad (2.17)$$

де $J_{дв}$=1,2 – момент інерції двигуна, кг·м$^2$;

$J_{ш1}$ – момент інерції ведучого шківа приведений до валу двигуна:

$$J_{ш1} = \frac{GD^2}{4g}, \qquad (2.18)$$

де G=1800 – вага ведучого шківа, Н;

D=0,355 – діаметр ведучого шківа, м,

$$J_{ш1} = \frac{1800 \cdot 0{,}355^2}{4 \cdot 9{,}81} = 5{,}7 \text{ кг·м}^2;$$

$J_{ш2}$ – момент інерції веденого шківа приведений до валу двигуна:

$$J_{ш2} = \frac{GD^2}{4g \cdot i_р^2}, \qquad (2.19)$$

де G=7000 – вага ведомого шківа, Н;

D=1,23 – діаметр ведомого шківа, м;

$i_р$=3,5 – загальне передаточне число пасової передачі,

$$J_{дв} = \frac{7000 \cdot 1{,}23^2}{4 \cdot 9{,}81 \cdot 3{,}5^2} = 22 \text{ кг·м}^2;$$

$J_{др}$ – момент інерції дробарки приведений до валу двигуна:

$$J_{др}=0{,}5\ J_{дв}=0{,}5 \cdot 1{,}2=0{,}6 \text{ кг·м}^2.$$

Підставивши розраховані значення моментів інерції в формулу (2.17) отримаємо:

$$J=1,2+ 5,7 + 22 + 0,6=28,9 \text{ кг}\cdot\text{м}^2$$

Підставивши величини розраховані за формулами (2.61) та (2.17) в формулу (2.15) отримаємо динамічний момент:

$$M_{д(р)} = \frac{28,9 \cdot 104,7}{18} = 168,1 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Визначаємо сумарний момент:

$$M_{\Sigma}^{(л+с)} = M_{ст} + M_{д}. \qquad (2.20)$$

$$M_{\Sigma}^{(л+с)} = 385,6 + 168,1 = 553,7 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

По розрахованим величинам статичного та динамічного моментів будуємо навантажувальну діаграму (рисунок 2.1).

Еквівалентний момент буде дорівнювати:

$$M_{экв} = \sqrt{\frac{M_р^2 \cdot t_р + M_с^2 \cdot t_с + M_г^2 \cdot t_г}{t_р + t_с + t_г}} \qquad (2.21)$$

де $M_р$=553,7 – момент розгону, Н·м ( згідно навантажувальної діаграми рисунок 2.1);

$M_с$=385,6 – момент сталого режиму, Н·м (згідно навантажувальної діаграми рисунок 2.1);

$M_г$=217,5 – момент гальмування , Н·м (згідно навантажувальної діаграми рисунок 2.1);

$t_р$=18 – час розгону, с;

$t_с$=14000 – час сталого режиму, с;

$t_т$=18 – час гальмування, с;

$$M_E = \sqrt{\frac{553,7^2 \cdot 18 + 385,6^2 \cdot 14000 + 217,5^2 \cdot 18}{18 + 14000 + 18}} = 385,6\,Н{\cdot}м$$

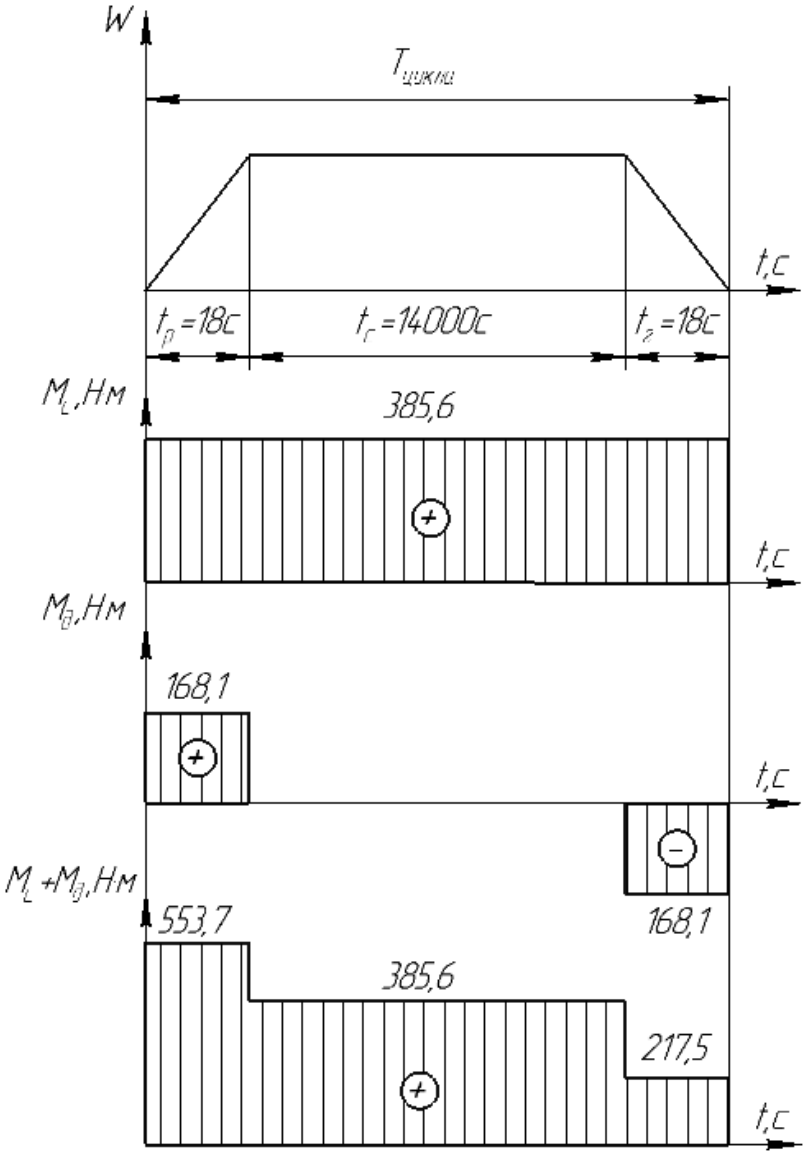



Рисунок 2.1 – Навантажувальна діаграма

Тоді потужність двигуна згідно еквівалентного моменту:

$$P_{дв} = \frac{M_E \cdot \omega_н}{\eta}, \qquad (2.22)$$

де $M_E$ – еквівалентний момент, Н;

$\omega_н$=104,7 – кутова швидкість двигуна, рад/с (формула 4.6);

$\eta$ – загальний ККД приводу, $\eta$=0,93;

$$P_{дв} = \frac{385,6 \cdot 104,7}{0,93} = 43400 \text{ Вт}=43,4 \text{ кВт}.$$

В зв'язку з тим, що допускається двократне перевантаження двигуна остаточно вибираємо трифазний асинхронний двигун з короткозамкненим ротором закритого виконання типу 5AM250S6 з параметрами: N=45 кВт, $n_{дв}$=1000хв$^{-1}$, $U_{ном}$=380 В, $I_{ном}$=260 А, $J_{дв}$=1,2 кг·м², $\eta$=0,93 [25].

В зв'язку з тим що привод дробарки працює в тривалому режимі з постійним навантаженням (рисунок 2.1) виконаємо перевірку на перевантаження:

$$\lambda = \frac{P_{max}}{P_н} < 2, \qquad (2.23)$$

де $P_{max}$ = 43,4 кВт – розрахункова потужність приводу;

$P_н$=45 кВт – номінальна потужність приводу.

$$\lambda = \frac{43,4}{45} = 0,96 < 2.$$

Умова виконується.

Визначимо номінальній момент двигуна:

$$M_Н = \frac{P_{дв.н}}{\varpi_{дв}} > M_E; \qquad (2.24)$$

$$M_{Н} = \frac{45 \cdot 10^{3}}{104,7} = 430\,Н{\cdot}м > 379Н{\cdot}м.$$

Умова перевірки на нагрів виконується.

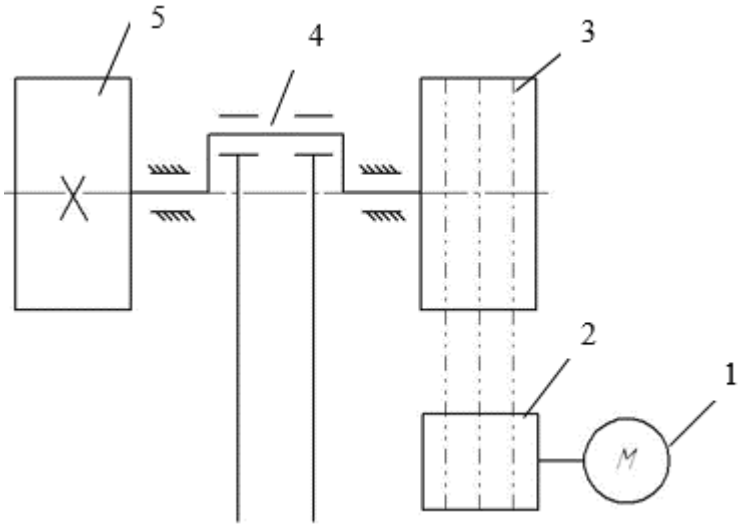
## 2.3 Розробка кінематичної схеми приводу дробарки

Вихідні дані:

частота обертання приводного вала (електродвигуна) $n_1 = 1000$ хв$^{-1}$;

частота обертання ведомого ексцентрикового вала $n_2 = 309$ хв$^{-1}$;

потужність електродвигуна привода дробарки P=45 кВт.




1 – tлектродвигун; 2 – шків приводний; 3 – шків ведомий; 4 – ексцентриковий вал; 5 – плита,що рухається

Рисунок 2.2 – Кінематична схема привода щокової дробарки

Крутний момент на приводному валу (вал електродвигуна):

$$M_1 = M_{ДВ} = \frac{9550 \cdot P}{n_1}, \quad Н{\cdot}м; \qquad (2.25)$$

$$M_1 = M_{ДВ} = \frac{9550 \cdot 45}{1000} \approx 430\,Н{\cdot}м.$$

Загальне передатне число привода розраховується з наступної формули [5]:

$$U = \frac{n_1}{n_2}; \qquad (2.26)$$

$$U = \frac{1000}{290} = 3{,}4.$$

Отримане значення округляємо до стандартного U=3,5.

Крутний момент, переданий ведомим шківом пасової передачі, розраховуємо з формули [24]:

$$M_2 = M_1 \cdot U \cdot \eta_{ПАС}, Н{\cdot}м, \qquad (2.27)$$

де $\eta_{ПАС}$ – ККД пасової передачі, $\eta_{ПАС}$=0,96.

$$M_2 = 430 \cdot 3{,}5 \cdot 0{,}96 = 1445\,Н{\cdot}м.$$

Визначаємо тип клинового паса за переданим крутним моментом $M_1$.

Приймаємо клиновий пас нормального перетину (рис.2.3) тип С(В) з параметрами [26]:

W – величина нормального поперечного перерізу паса, W=22 мм;

$W_P$ – величина нормального поперечного перерізу паса на рівні нейтральної лінії, $W_P$=19 мм;

$T_0$ – висота перетину паса, $T_0$=14 мм.

A – площа поперечного перетину паса, A=230 мм$^2$;

m – вага 1 м довжини паса, m=0,3 кг/м;

$d_{1min}$ – мінімальний діаметр ведучого шківа, $d_{1min}$=200 мм.

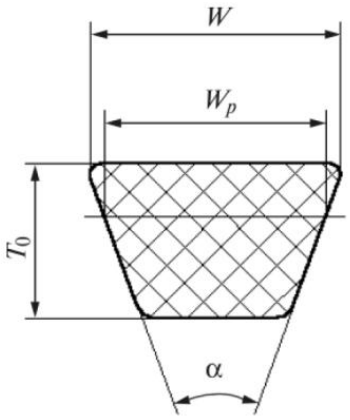



Рисунок 2.3 – Клиновий пас нормального перетину тип С(В)

Визначимо діаметр приводного (малого) шківа за величиною переданого крутного моменту:

$$d_1 = C \cdot \sqrt[3]{M_1 \cdot 10^3}\ , \text{мм}, \qquad (2.28)$$

де С – коефіцієнт пропорційності для ременів нормального перетину, С=(3…5);

$$d_1 = (3...5) \cdot \sqrt[3]{430 \cdot 10^3} = (227...377)\ \text{мм}.$$

Приймаємо діаметр приводного (малого) шківа рівним $d_1$=355 мм.

Діаметр веденого шківа:

$$d_2 = d_1 \cdot U \cdot (1-\varepsilon), \text{мм}, \qquad (2.29)$$

де ε – відносне ковзання паса, для пасових передач із регульованим натягом паса приймаємо ε=0,01.

$$d_2 = 355 \cdot 3{,}5 \cdot (1 - 0{,}01) = 1230 \text{ мм.}$$

Приймаемо $d_2$=1250 мм.

Уточнення передатного числа знаходемо з виразу:

$$U_Ф = \frac{d_2}{d_1}; \qquad (2.30)$$

$$U_Ф = \frac{1250}{355} = 3{,}521.$$

Відхилення передатного числа від номінального знаходемо з формули:

$$\Delta U = \frac{(U_Ф - U)}{U} \cdot 100\% \le 5\%; \qquad (2.31)$$

$$\Delta U = \frac{(3{,}521 - 3{,}5)}{3{,}5} \cdot 100\% = 0{,}6 < 5\%.$$

Відхилення передатного числа в межах допустимого значення, умову виконано.

Попереднє значення міжосьової відстані відкритої передачі розраховуємо в діапазоні:

$$a_{min} = 0{,}55 \cdot (d_1 + d_2) + T_0, \text{ мм}; \qquad (2.32)$$

$$a_{maa} = (1...2) \cdot (d_1 + d_2), \text{ мм}, \qquad (2.33)$$

де $T_0$ – висота перетину паса, $T_0$=13,5 мм.

$$a_{min} = 0{,}55 \cdot (355 + 1250) + 14 = 897 \text{ мм};$$

$$a_{maa} = (1\ldots2) \cdot (355 + 1250) = (1605\ldots3210) \text{ мм}.$$

Приймаємо а=2000 мм.

Довжину паса (без обліку припуску на з'єднання кінців) знаходемо з формули:

$$L_P = 2 \cdot a + 0{,}5 \cdot \pi \cdot (d_1 + d_2) + \frac{(d_1 + d_2)^2}{4 \cdot a}, \text{ мм}; \qquad (2.34)$$

$$L_P = 2 \cdot 2000 + 0{,}5 \cdot 3{,}14 \cdot (355 + 1250) + \frac{(1250 - 355)^2}{4 \cdot 2000} = 6620 \text{ мм}.$$

Отриману розрахункову довжину паса $L_P$ округляємо до найближчого стандартного значення, а потім уточнюємо міжосьову відстань.

Приймаємо довжину паса зі стандартного ряду $L_P$=6700 мм.

Уточнену (дійсну) міжосьову відстань знаходемо з виразу:

$$a_y = 0{,}125 \cdot [2 \cdot L_P - \omega + \sqrt{[2 \cdot L_P - \omega^2] - 8 \cdot y}], \text{ мм}, \qquad (2.35)$$

$$\omega = \pi \cdot (d_1 + d_2), \text{мм}; \qquad (2.36)$$

$$\omega = 3{,}14 \cdot (355 + 1250) = 5039{,}7 \text{ мм};$$

$$y = (d_2 - d_1)^2, \text{мм}^2; \qquad (2.37)$$

$$y = (1250 - 355)^2 = 801025 \text{ мм}^2.$$

Уточнена (дійсна) міжосьова відстань:

$$a_y = 0{,}125 \cdot [2 \cdot 6700 - 5039{,}7 + \sqrt{[2 \cdot 6700 - 5039{,}7]^2 - 8 \cdot 801025}\,] = 2041 \text{ мм}.$$

Кут охоплення меньшого шківа знаходемо з формули [13]:

$$\varphi = 180^0 - 57^0 \cdot \frac{d_2 - d_1}{a_y} \geq 120^0, \qquad (2.38)$$

$$\varphi = 180^0 - 57 \cdot \frac{1250 - 355}{2041} = 155^0 > 120^0.$$

Кут охоплення в межах допустимих значень.

Вибираємо клиновий пас перетином С(В) з довжиною $L_P$=6700 мм із кордшнуром у несучому шарі.

Пас С(В)–6700 IV

Колову швидкість паса знаходемо з формули:

$$V = \frac{\pi \cdot d_1 \cdot n_1}{60}, \text{ м/с}; \qquad (2.39)$$

$$V = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}355 \cdot 1000}{60} = 18{,}57 \text{ м/с}.$$

Число пасів, яке необхідні для передачі необхідної потужності:

$$Z = \frac{P \cdot C_P}{[P]} = \frac{P \cdot C_P}{P_0 \cdot C_L \cdot C_\alpha \cdot C_Z}, \qquad (2.40)$$

де $P_0$ – потужність, що допускається для передачі одним пасом, кВт;

$C_L$ – коефіцієнт, що враховує вплив довжини паса;

$C_P$ – коефіцієнт режиму роботи;

$C_\alpha$ – коефіцієнт, що враховує кут охоплення малого шківа;

$C_Z$ – коефіцієнт, що враховує число пасів у передачі.

$$Z = \frac{45 \cdot 1{,}6}{11{,}1 \cdot 1{,}04 \cdot 0{,}93 \cdot 0{,}85} = 7{,}88 \text{ (пасів).}$$

Приймаємо Z=8 пасів.

Попередній натяг кожної гілки клинового паса знаходимо за формулою:

$$F_0 = \frac{850 \cdot P_1 \cdot C_P \cdot C_L}{Z \cdot V \cdot C_\alpha} + \theta \cdot V^2, \text{ Н,} \qquad (2.41)$$

де $\theta$ – коефіцієнт, що враховує вплив центобіжних сил, приймається в залежності від типу перетина, при пасі типу С(В) приймаємо $\theta$ =0,3.

$$F_0 = \frac{850 \cdot 45 \cdot 1{,}6 \cdot 1{,}04}{8 \cdot 18{,}57 \cdot 0{,}93} + 0{,}3 \cdot 18{,}57^2 = 560\text{Н}.$$

Силу, що діє на вал від пасової передачі знаходимо за формулою:

$$S_B = 2 \cdot F_0 \cdot Z \cdot \sin\frac{\alpha}{2}, \text{ Н;} \qquad (2.42)$$

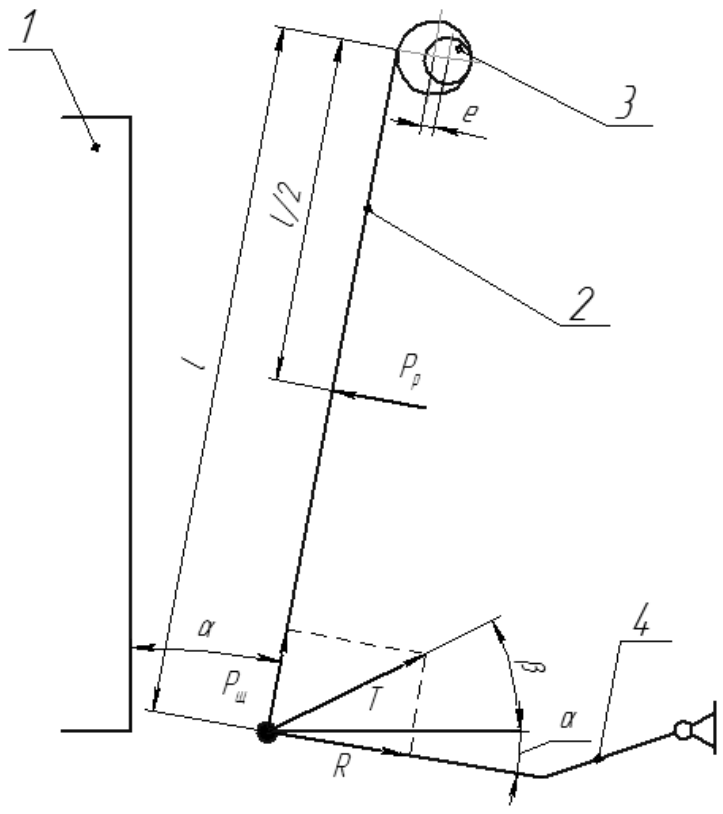
$$S_B = 2 \cdot 560 \cdot 8 \cdot \sin\frac{155^0}{2} = 8750 \text{ Н.}$$

Скориставшись отриманими даними можна визначити навантаження, що діють на щоки дробарки.

## 2.4 Розрахунки навантажень, що діють на щоки дробарки

Вихідні дані:

| | |
|---|---|
| Потужність електропривода | P=45 кВт. |
| Кут захоплення | $\alpha = 20^0$. |
| Частота обертання ексцентрикового вала | $n = 5{,}15 c^{-1}$. |
| Рух щоки в розвантажувальному отворі | $S_H$=0,011 м. |
| Ексцентриситет вала | r=12 мм=0,012м. |
| ККД дробарки | η=0,85. |
| Кут між розпірною плитою та горизонтальною площиною | $\beta = 20^0$. |
| Розрахункова схема | рисунок 2.4 |




1 – щока нерухома; 2 – щока рухома; 3 – вал ексцентриковий; 4 – опорна плита.

Рисунок 2.4 – Схема до розрахунків навантажень, що діють на елементи щокової дробарки

Визначення зусилля дроблення Q проводиться з вираження роботи дроблення:

$$P_P = \frac{2 \cdot A}{S_{CP}}. \qquad (2.43)$$

Однак за експериментальними даними уточнене значення максимального зусилля визначається з виразу:

$$P_P = \frac{4{,}1 \cdot P \cdot \eta}{n \cdot (S_H + 2 \cdot e) \cdot \cos\alpha}, \text{ кН}. \qquad (2.44)$$

Підставив відомі значення, отримаємо:

$$P_P = \frac{4{,}1 \cdot 45 \cdot 0{,}85}{5{,}15 \cdot (0{,}011 + 2 \cdot 0{,}012) \cdot \cos 20^0} = 926 \text{ кН}.$$

Для запобігання неправильного спрацьовування запобіжних пристроїв, на випадок попадання не дроблених тіл, отримане значення рекомендується збільшити в 1,5 рази, тому остаточно вираження для максимального зусилля можна записати:

$$P_{P\max} = 1{,}5 \cdot P_P = 1{,}5 \cdot 926 = 1389 \text{ кН}.$$

Найбільше зусилля, що діє по розпірній плиті в ЩДС розраховують з виразу:

$$T_{max} = \frac{P_{P\max}}{2 \cdot \cos(\alpha + \beta)}, \text{ кН}, \qquad (2.45)$$

де β – кут між розпірною плитою та горизонтальною площиною, β=$20^0$;

$$T_{max} = \frac{1389}{2 \cdot \cos(20^0 + 20^0)} = 907 \text{ кН}.$$

Зусилля, що діє уздовж рухливої щоки на ексцентриковий вал, визначають по формулі та використовується для розрахунків ексцентрикового вала на розтягування.

$$P_{Щ max} = T_{max} \cdot \sin(\alpha + \beta), \qquad (2.46)$$

$$P_{Щ max} = 907 \cdot \sin(20^0 + 20^0) = 583 \text{ кН}.$$

Отриманих даних достатньо для розрахунку ексцентрикового валу.

## 2.5 Розрахунок ексцентрикового валу

Ексцентриковий вал розраховують на одночасну дію від моменту вигину та кручення вала в небезпечних перетинах.

Вихідні дані до розрахунку:

– вага маховика $G_M$=2050 кг=20500 Н=20,5 кН;

– зусилля в хитуні $P' = \frac{P_{Щ max}}{2} = \frac{583}{2} = 291{,}5 \text{ кН}$;

– зусилля від пасової передачі $S_B$=8750 Н=8,75 кН;

– плечі сил $l_1$=368 мм; $l_2$=260 мм; $l_3$=428 мм;

– крутний момент на валу ексцентрикового вала $M_2 = 1445 \text{ Н}\cdot\text{м}$;

– розрахункова схема рисунок 2.5

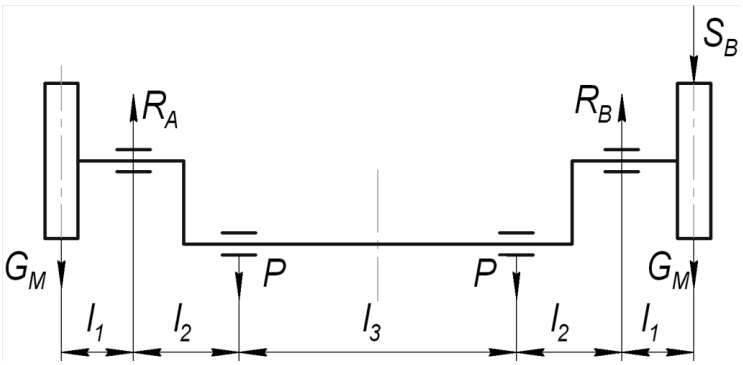



Рисунок 2.5 – Схема навантаження ексцентрикового валу

$$L = 2 \cdot l_2 + l_3 = 2 \cdot 260 + 428 = 948 \text{ мм.}$$

Визначимо значення реакцій опор $R_A$ та $R_B$ використовуючи розрахункову схему (рисунок 2.5) та вихідні дані до розрахунку.

$$\Sigma M_A = 0;$$

$$-P \cdot l_2 - P \cdot (l_2 + l_3) + R_B \cdot (2 \cdot l_2 + l_3) - G_M \cdot (l_1 + 2 \cdot l_2 + l_3) - S_B \cdot (l_1 + 2 \cdot l_2 + l_3) + G_M \cdot l_1 = 0;$$

$$R_B = \frac{P \cdot l_2 + P \cdot (l_2 + l_3) + G_M \cdot (l_1 + L) + S_B \cdot (l_1 + L) - G_M \cdot l_1}{L};$$

$$R_B = \frac{291{,}5 \cdot 260 + 291{,}5 \cdot (260 + 428) + 20{,}5 \cdot (368 + 948) + 8{,}75 \cdot (368 + 948) - 20{,}5 \cdot 368}{948} =$$

=324 кН

$R_B$=324 кН.

$$\Sigma M_{В} = 0;$$

$$-G_{М} \cdot (l_1 + 2 \cdot l_2 + l_3) - R_{А} \cdot (2 \cdot l_2 + l_3) + P \cdot (l_2 + l_3) + P \cdot l_2 - G_{М} \cdot l_1 - S_{В} \cdot l_1 = 0;$$

$$R_{А} = \frac{G_{М} \cdot (l_1 + L) + P \cdot (l_2 + l_3) + P \cdot l_2 - G_{М} \cdot l_1 - S_{В} \cdot l_1}{L};$$

$$R_A = \frac{20{,}5 \cdot (368 + 948) + 291{,}5 \cdot (260 + 428) + 291{,}5 \cdot 260 - 20{,}5 \cdot 368 - 8{,}75 \cdot 368}{948} = 308{,}75 \text{ кН}$$

$R_А$=308,75 кН.

Перевірка:

$$-G_{М} + R_{А} - P - P + R_{В} - G_{М} - S_{В} = 0;$$

$$-20{,}5 + 308{,}75 - 291{,}5 - 291{,}5 + 324 - 20{,}5 - 8{,}75 = 0.$$

Проведемо розрахунок моментів вигину по небезпечним перетинам (рисунок 2.6).

Згинаючі моменти по небезпечним перетинам

претин I

$$M_{В} = -G_{М} \cdot l_1;$$

$$M_{В} = -20{,}5 \cdot 0{,}368 = -7{,}544 \text{ кН·м};$$

претин II

$$M_{В} = -G_{М} \cdot (l_1 + l_2) + R_{А} \cdot l_2;$$

$$M_{В} = -20{,}5 \cdot (0{,}368 + 0{,}26) + 308{,}75 \cdot 0{,}26 = 67{,}4 \text{ кН·м};$$

претин III

$$M_{В} = -G_{М} \cdot (l_1 + l_2 + l_3) + R_{А} \cdot (l_2 + l_3) - P \cdot l_3;$$

$$M_В = -20,5 \cdot (0,368 + 0,26 + 0,428) + 308,75 \cdot (0,26 + 0,428) - 291,5 \cdot 0,428 = 66$$

кН·м;

претин III

$$M_В = -G_М \cdot (l_1 + l_2) - S_В \cdot (l_1 + l_2) + R_В \cdot l_2;$$

$$M_В = -20,5 \cdot (0,368 + 0,260) - 8,75 \cdot (0,368 + 0,26) + 324 \cdot 0,26 = 66 \text{ кН·м;}$$

претин IV

$$M_В = -S_В \cdot l_1 - G_М \cdot l_1;$$

$$M_В = -8,75 \cdot 0,368 - 20,5 \cdot 0,368 = -10,764 \text{ кН·м.}$$

Згідно отриманим значенням креслимо епюри згинальних і крутних моментів (рисунок 2.6).

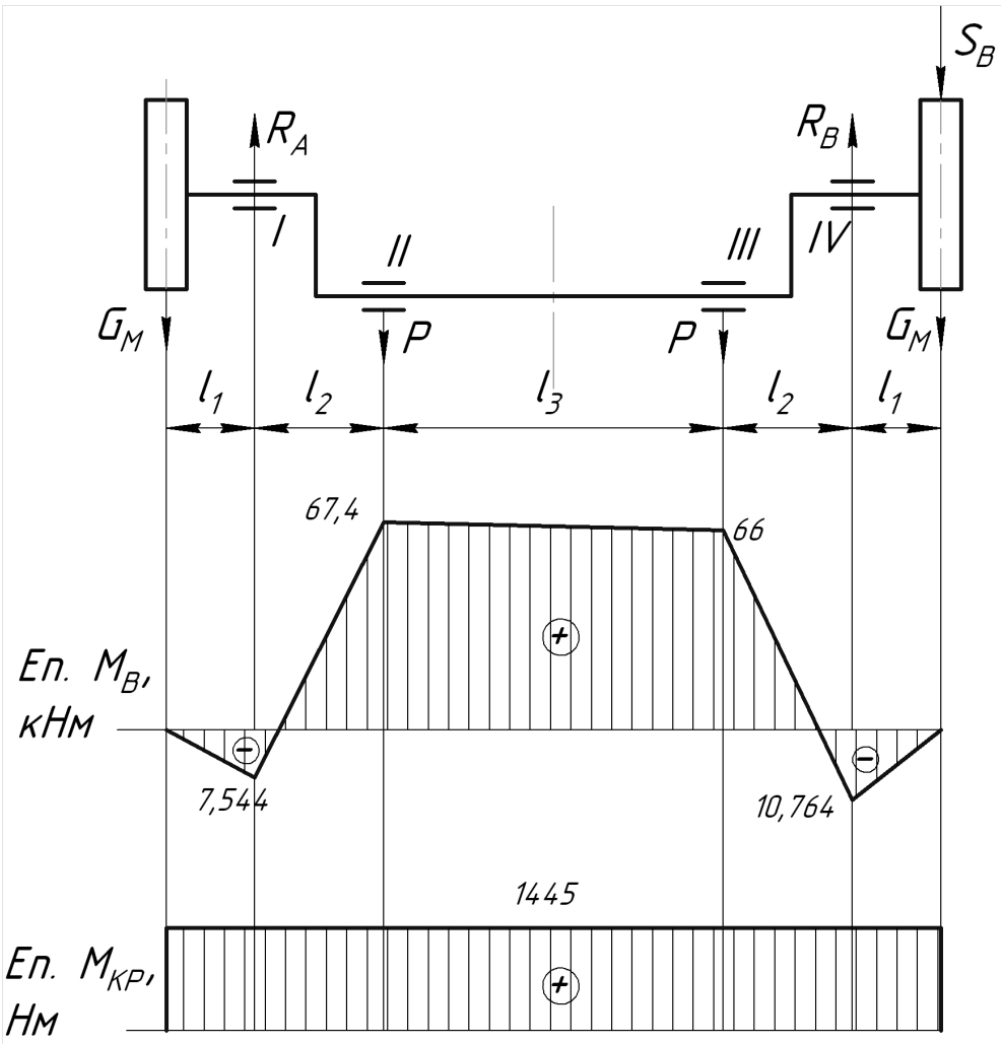



Рисунок 2.6 – Схема навантаження та, епюр згинальних та крутних моментів, що діють на ексцентриковий вал

Умова міцності згідно з четвертою теорією міцності:

$$\sigma_E = \sqrt{\sigma_B^2 + 3 \cdot \tau_{KP}{}^2} \le [\sigma], \text{ МПа}, \qquad (2.47)$$

де $\sigma_B$ – напруження вигину вала;

$\tau_{KP}$ – напруження кручення вала;

$[\sigma]$ – максимально допустиме напруження матеріалу валу (відповідно до межі плинності), для сталі 40Х:

$$[\sigma] = \frac{\sigma_{ДОП}}{n} = \frac{\sigma_T}{n} = \frac{540}{5} = 104\,МПа,$$

де n=5 – коефіцієнт запасу міцності.

$$\sigma_B = \frac{M_B}{0{,}1 \cdot d^3},\ МПа, \qquad (2.48)$$

де $M_B$ – значення моменту вигину в небезпечному перетині;

d – діаметр вала в небезпечному перетині.

$$\tau_{КР} = \frac{M_{КР}}{0{,}2 \cdot d^3},\ МПа, \qquad (2.49)$$

де $M_{КР}$ – значення крутного моменту на валу в небезпечному перетині.

Перетин I

$M_B$=7,544 кН·м=7544 Н·м; $M_{КР}$=1445 Н·м; d=160 мм.

$$\sigma_B = \frac{7544}{0{,}1 \cdot 0{,}16^3} = 18{,}42\,МПа;$$

$$\tau_{КР} = \frac{1445}{0{,}2 \cdot 0{,}16^3} = 1{,}76\,МПа;$$

$$\sigma_E = \sqrt{18{,}42^2 + 3 \cdot 1{,}76^2} = 18{,}67 < [\sigma] = 104\ МПа.$$

Перетин II

$M_В$=67,4 кНм=67400 Нм; $M_{КР}$=1445 Нм; d=200 мм.

$$\sigma_В = \frac{67400}{0,1 \cdot 0,2^3} = 84,25\,МПа;$$

$$\tau_{КР} = \frac{1445}{0,2 \cdot 0,2^3} = 0,9\ МПа;$$

$$\sigma_Е = \sqrt{84,25^2 + 3 \cdot 0,9^2} = 84,26 < [\sigma] = 104\,МПа.$$

Перетин III

$M_В$=66 кНм=66000 Нм; $M_{КР}$=1445 Нм; d=200 мм.

$$\sigma_В = \frac{66000}{0,1 \cdot 0,2^3} = 82,5\ МПа;$$

$$\tau_{КР} = \frac{1445}{0,2 \cdot 0,2^3} = 0,9\,МПа;$$

$$\sigma_Е = \sqrt{82,5^2 + 3 \cdot 0,9^2} = 82,51 < [\sigma] = 104\,МПа.$$

Перетин IV

$M_В$=10,764 кНм=10764 Нм; $M_{КР}$=1445 Нм; d=160 мм.

$$\sigma_В = \frac{10764}{0,1 \cdot 0,16^3} = 26,28\,МПа;$$

$$\tau_{КР} = \frac{1445}{0{,}2 \cdot 0{,}16^3} = 1{,}76\,МПа;$$

$$\sigma_E = \sqrt{26{,}28_B^2 + 3 \cdot 1{,}76^2} = 26{,}45 < [\sigma] = 104\,МПа.$$

Розрахунки вказують, що ексцентриковий вал має незначний запас міцності при максимальному напруженні ($\sigma_E = 84{,}26\,МПа < [\sigma] = 104\,МПа$), що складає 19% запасу міцності.

Приймаємо призматичні шпонки виконання В із плоскими торцями.

Перевірка шпонки на зминання:

$$\sigma_{зм} = \frac{2 \cdot T_{КР} \cdot 10^3}{d \cdot t_2 \cdot l_P} < [\sigma_{зм}],\ МПа, \qquad (2.50)$$

де $[\sigma_{зм}] = 150\,МПа$ – допустиме напруження, на зминання;

l=140 мм – робоча довжина шпонки.

$$\sigma_{зм} = \frac{2 \cdot 1445 \cdot 10^3}{140 \cdot 8{,}4 \cdot 140} = 17{,}55\,МПа < [\sigma_{зм}] = 150\,МПа.$$

Параметри шпонкового з’єднання наведено в таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Параметри шпонкового з'єднання

| Вал | Ділянка | Діаметр, мм | Крутний момент, Н·м | Розміри шпонки, мм | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | $t \times b \times l_P$ | $t_1$ | $t_2$ |
| Ексцентри–ковий | хвостовик | d=140 | $T_{КР}$=1445 | 36x20x140 | 12 | 8,4 |

Перевірка шпонки на зріз:

$$\tau_{зр} = \frac{2 \cdot T_{Н2} \cdot 10^3}{d_К \cdot b \cdot l_Р} \leq [\tau_{зр}], \text{ МПа}, \qquad (2.51)$$

де $\lfloor \tau_{зр} \rfloor = 90$ МПа – допустиме напруження на зріз.

$$\tau_{зр} = \frac{2 \cdot 1445 \cdot 10^3}{140 \cdot 36 \cdot 140} = 4{,}1 \text{МПа} < [\tau_{зр}] = 90 \text{ МПа}.$$

Умови на зминання й зріз виконуються.

# 3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА

## 3.1 Порівняльний аналіз міцності конструкції наявної та запропонованого варіанту дроблячої плити

Розрахунок плити аналогічний розрахунку балки, що шарнірно опирається на дві опори: вісь підвісу (ексцентриковий вал) і розпірну плиту. Силу Т діючу уздовж осі розпірної плити можна розкласти на складові $T_к$, що діє уздовж нейтральної осі, і $T_п$ діючу по нормалі до неї (рисунок 3.1) [27,28]. Остання буде викликати напруження вигину в плиті, а $T_к$ - напруження розтягання, яке визначаємо по формулі:

$$\sigma = \frac{M_{зг.max}}{W} + \frac{T_k}{F} \qquad (3.1)$$

де W – момент опору перетину плити, $м^3$;

F – площа перетину плити, $м^2$.

Перевірці піддається перетин I-I у зоні дії зусилля, що дробить $Q_{max}$ (рисунок 3.1).

Візьмемо момент навколо точки А (рисунок 3.2) , $\Sigma M_A = 0$;

$$R_2 \cdot (l_2 + l_1) - Q \cdot l_1 = 0;$$

$$R_2 = \frac{Q \cdot l_1}{l_1 + l_2}, \text{ кН}; \qquad (3.2)$$

$$R_2 = \frac{105{,}3 \cdot 700}{700 + 900} = 46 \text{ кН}.$$

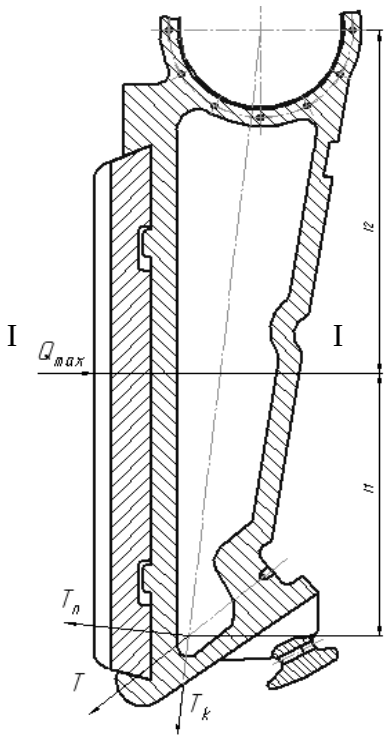



Рисунок 3.1 – Розрахунковий перетин рухливої щоки

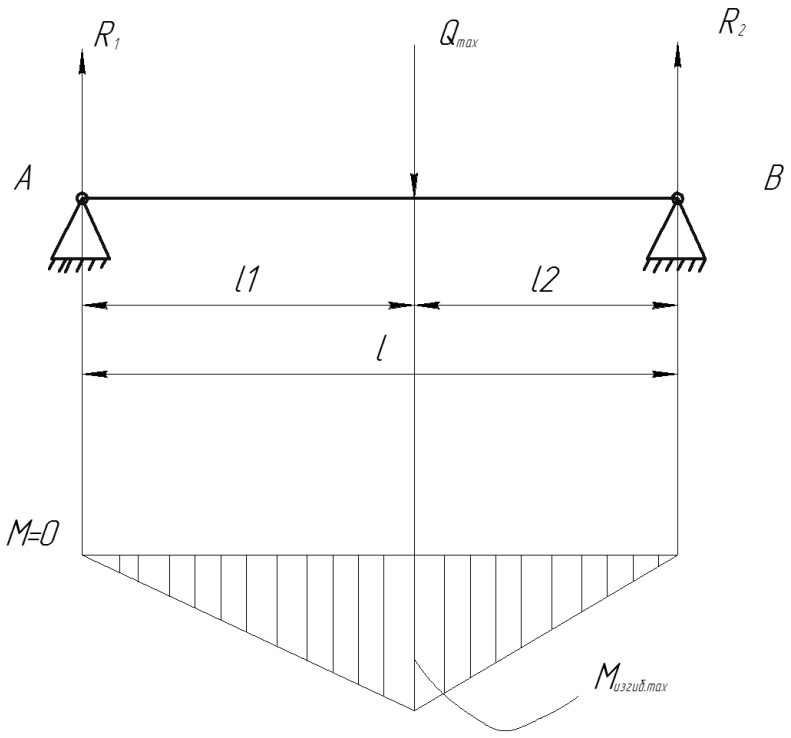



Рисунок 3.2 – Розрахункова схема рухливої щоки

Розрахуємо момент навколо точки А, $\Sigma M_B = 0$;

$$Q \cdot l_2 - R_1 \cdot (l_2 + l_1) = 0$$

$$R_1 = \frac{Q \cdot l_2}{l_1 + l_2}, \text{ кН;} \qquad (3.3)$$

$$R_1 = \frac{105{,}3 \cdot 900}{700 + 900} = 59{,}2 \text{ кН.}$$

$$0 \le x_1 \le 700;$$

$$\Sigma M_B = 0, \ -R_1 \cdot x_1 = 0, \ [41{,}5] \text{ кН·м.}$$

$$0 \le x_1 \le 900;$$

$$\Sigma M_A = 0 \ , -R_2 \cdot x_2 = 0 \ , [41{,}5] \text{ кН·м.}$$

Отже, $M_{зг.max} = 41{,}4$ кН·м, $T_n = R_2$, $T_k = R_2$ (рисунок 3.3).

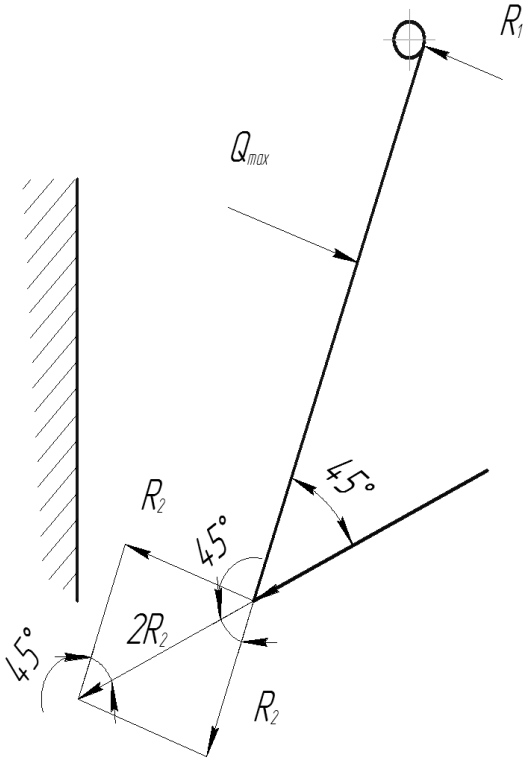



Рисунок 3.3 – Розрахункова схема для визначення зусилля в деталях щокової дробарки

З метою порівняльного аналізу існуючого варіанту дроблячої плити та запропонованого варіанту виконаємо розрахунок на міцність у перетині I-I (рисунок 3.1). Розрахунок проведемо в системі тривимірного моделювання SolidWorks. Для цього попередньо побудуємо 3D модель плити із трикутним перетином (рисунок 3.4) і плити із трапецеїдальним перетином (рисунок 3.5).

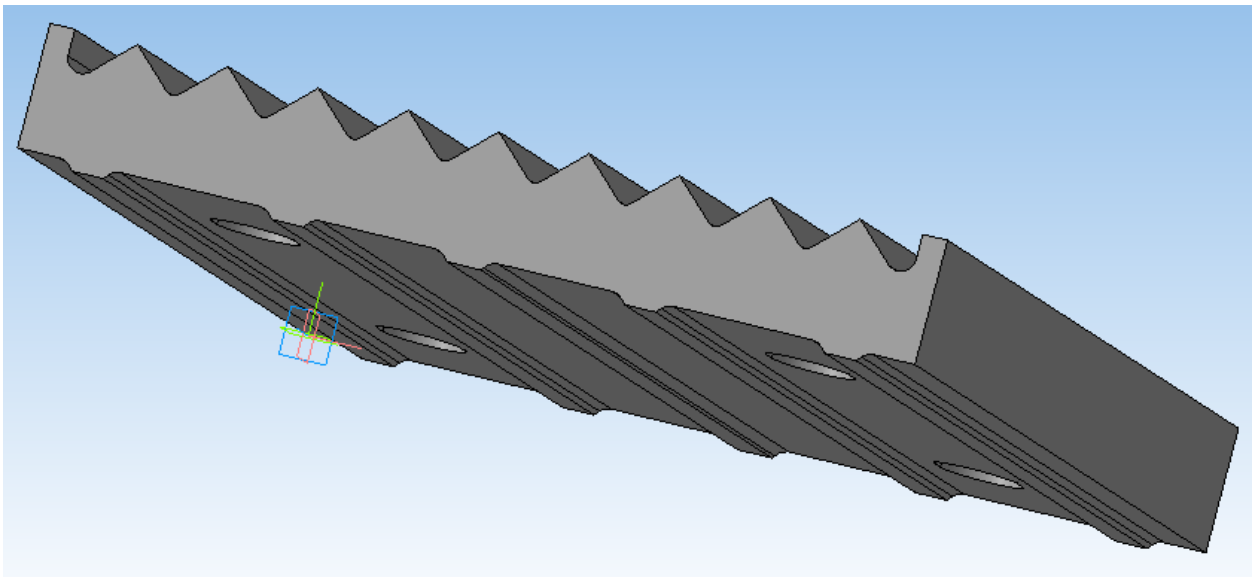


Рисунок 3.4 – 3D модель плити із трикутним перетином

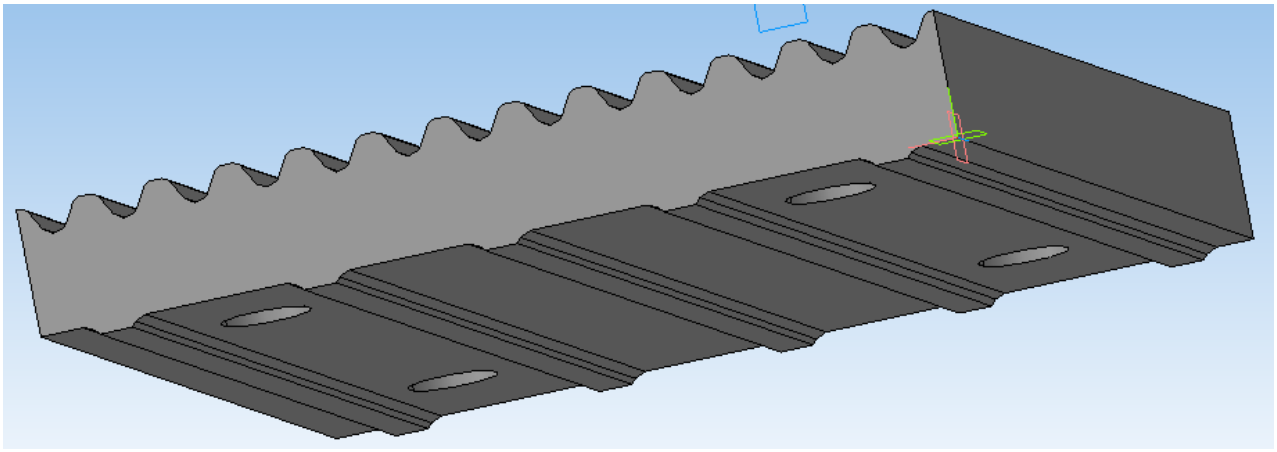


Рисунок 3.5 – 3D модель плити із трапецеїдальним перетином

В наслідок розрахунку одержимо наступні дані:

для плити із трикутним перетином (рисунок 3.4):

$$y_c = 54 \text{ мм},\ z_c = 700 \text{ мм},$$

$$J_y = 990{,}8 \cdot 10^6 \text{ мм}^4,\ J_z = 328{,}4 \cdot 10^6 \text{ мм}^4;$$

для плити із трапецеїдальним перетином (рисунок 3.5):

$$y_c = 58 \text{ мм},\ z_c = 700 \text{ мм},$$

$$J_y = 1193{,}2 \cdot 10^6 \text{ мм}^4,\ J_z = 388{,}3 \cdot 10^6 \text{ мм}^4,$$

де $y_c$,$z_c$– координати центра ваги плити;

$J_y$,$J_z$ – осьові моменти інерції плити.

Визначаємо момент опору плит. Він складається з моменту опору $W_y$ і $W_z$,

$$W = W_y + W_z, \text{ м}^3,$$

де $W_y$ визначають по формулі:

$$W_y = \frac{J_y}{y_c}, \text{ м}^3; \qquad (3.4)$$

$W_z$ визначають по формулі:

$$W_z = \frac{J_z}{z_c}, \text{ м}^3. \qquad (3.5)$$

Для плити із трикутним перетином:

$$W_y = \frac{990,8 \cdot 10^6}{54} = 18,3 \cdot 10^{-3}\ м^3;$$

$$W_z = \frac{328,4 \cdot 10^6}{700} = 0,47 \cdot 10^{-3}\ м^3;$$

$$W = 18,3 \cdot 10^{-3} + 0,47 \cdot 10^{-3} = 18,7 \cdot 10^{-3}\ м^3.$$

Для плити із трапецеїдальним перетином:

$$W_y = \frac{1193,2 \cdot 10^6}{58} = 20,57 \cdot 10^{-3}$$

$$W_z = \frac{388,3 \cdot 10^6}{700,1} = 0,55 \cdot 10^{-3}\ м^3;$$

$$W = 20,57 \cdot 10^{-3} + 0,55 \cdot 10^{-3} = 21,12 \cdot 10^{-3}\ м^3.$$

Отже, згідно (3.1) напруження розтягнення:

– для плити із трикутним перетином:

$$\sigma = \frac{41,4 \cdot 10^3}{18,7} + \frac{46 \cdot 10^3}{100 \cdot 10^{-3}} = 2,6\ \text{МПа}.$$

– для плити із трапецеїдальним перетином:

$$\sigma = \frac{41,4 \cdot 10^3}{21,12} + \frac{46 \cdot 10^3}{100 \cdot 10^{-3}} = 1,4\ \text{МПа}.$$

Аналіз отриманих значень напруження в небезпечному перерізі плит із трикутним та з трапецеїдальним перетином дозволяє зробити висновок, що

обидва варіанти забезпечують виконання початкової умови на міцність, але у варіанті плити із трапецеїдальним перетином виникають напруження на 53 % менші ніж в плиті з трикутнис перетином, а з у рахуванням того, що запропонована марганцева сталь більш стійка до абразивного зносу, то запропоноване технічне рішення є більш надійним та дозволять збільшити міжнеремонтні періоди дробарки і запобігти аврійним зупинкам пов’язаним з непрогнозованим виходом з ладу дроблячої плити.

## 3.2 Дослідження впливу конструктивних параметрів дробарки на технологічний процес дроблення

Фізична модель дослідної щокової дробарки призначена для проведеня лабораторних і дослідницьких робіт: визначення оптимальних геометричних параметрів дробарок, визначення навантажень, що виникають в вузлах та деталях дробарки, визначення продуктивності, моделювання реальних умов роботи устаткування. Фотографії лабораторної моделі щокової дробарки наведено на рисунках 3.6-3.8



Рисунок 3.6 – Фотографія лабораторної моделі шокової дробарки (вигляд зверху)



Рисунок 3.7 – Фотографія лабораторної моделі шокової дробарки (вигляд з боку)



Рисунок 3.8 – Фотографія лабораторної моделі шокової дробарки (вигляд попереду)

Відповідно до теоретичних положень, проведено дослідження впливу конструктивних параметрів дробарки на траєкторію руху рухомої щоки (переміщення точки на рухомій щоці), для чого скористалися технічною характеристикою моделі дробарки та даними отриманими при прямих (безпосередніх) вимірах параметрів моделі.

Для визначення геометричних параметрів дробарки було проведено ряд однотипних вимірів, за результатами яких були отримати середні значення.

Результати вимірів представлено в таблиці 3.1.

Після чого були побудовані схеми, що необхідні для визначення траєкторії переміщення щоки (рисунок 3.9).

Таблиця 3.1 - Результати вимірів параметрів моделі щокової дробарки

| φ, град | $\alpha_0$, град | $\beta_0$, град | γ, град | r, мм | BD, мм | BA, мм |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 0 | 34,6 | 55,4 | 3 | 6 | 231,84 | 240 |
| 45 | 35,7 | 54,2 | 3 | 6 | 231,5 | 240 |
| 135 | 36,1 | 53,8 | 3 | 6 | 231,35 | 240 |
| 225 | 35,4 | 54,4 | 3 | 6 | 231,94 | 240 |
| 315 | 34.,4 | 55,3 | 3 | 6 | 231,7 | 240 |
| 360 | 34,6 | 55,4 | 3 | 6 | 231,84 | 240 |

Визначемо траєкторії переміщення щоки для значень кута положення вала 0°, 45°, 135°, 225°, 315°,360°, для цього будуємо розрахункові схеми переміщення рухомої щоки (рисунок 3.9).

Розрахунок №1

$$\varphi=0^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

$$X_D=6\frac{231,84}{240}(\frac{1-\cos0}{\sin55,4}+\sin0)\sin(55,4+3)=0 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos0}{\sin55,4}-6\frac{231,84}{240}\left(\frac{1-\cos0}{tg55,43}+\sin0\right)\cos(55,4+3)=0 \text{ мм}$$

$$\varphi=45^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

$$X_D=6\frac{231,5}{240}\left(\frac{1-\cos45}{\sin54,2}+\sin45\right)\sin(54,2+3)=5,23 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos45}{\sin54,2}-6\frac{231,5}{240}\left(\frac{1-\cos45}{tg54,2}+\sin45\right)\cos(54,2+3)=-0,671$$

$$\varphi=135^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

$$X_D=6\frac{231,35}{240}\left(\frac{1-\cos135}{\sin53,8}+\sin135\right)\sin(53,8+3)=13,6 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos135}{\sin53,8}-6\frac{231,35}{240}\left(\frac{1-\cos135}{tg53,8}+\sin135\right)\cos(53,8+3)=6,45 \text{ мм}$$

$$\varphi=225^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

$$X_D=6\frac{231,94}{240}\left(\frac{1-\cos225}{\sin54,4}+\sin225\right)\sin(54,4+3)=6,76 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos225}{\sin54,4}-6\frac{231,94}{240}\left(\frac{1-\cos225}{tg54,4}+\sin225\right)\cos(54,4+3)=10,95 \text{ мм}$$

$$\varphi=315^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

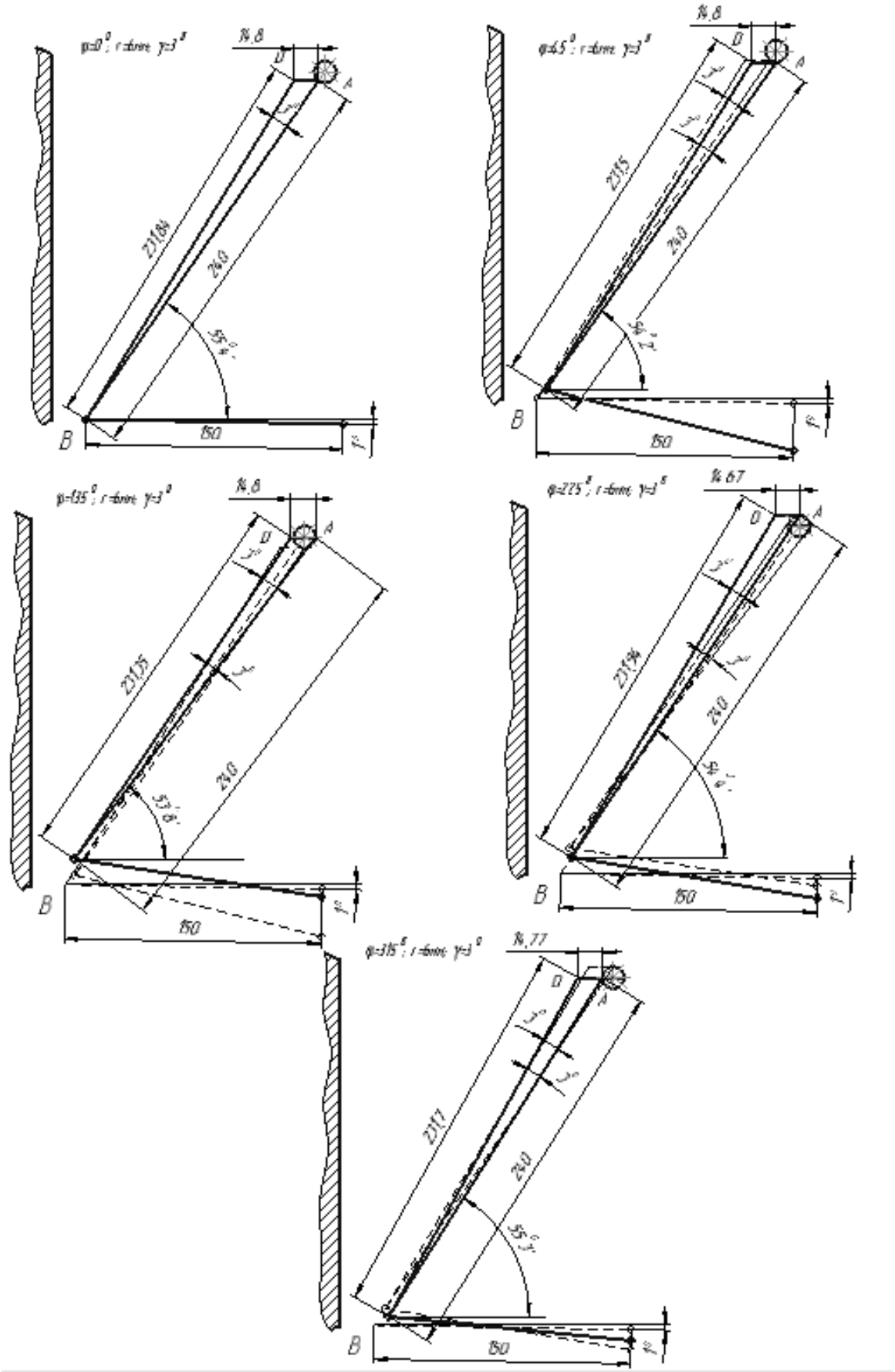



Рисунок 3.9 – Розрахункові схеми переміщення рухомої щоки при різному значенні кута φ

$$X_D=6\frac{231,7}{240}(\frac{1-\cos 315}{\sin 55,3}+\sin 315)\sin(55,3+3)))=-1,67 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos 315}{\sin 55,3}-6\frac{231,7}{240}\left(\frac{1-\cos 315}{tg55,3}+\sin 315\right)\cos(55,3+3)=-0,67 \text{ мм}$$

$$\varphi=360^0;r=6;\ \gamma=3^0$$

$$X_D=6\frac{231,84}{240}\left(\frac{1-\cos 360}{\sin 55,4}+\sin 360\right)\sin(55,4+3)=0 \text{ мм}$$

$$Y_D=6\frac{1-\cos 360}{\sin 55,4}-6\frac{231,84}{240}\left(\frac{1-\cos 360}{tg55,43}+\sin 360\right)\cos(55,4+3)=0 \text{ мм}$$

За результатами розрахунків будуємо графік.

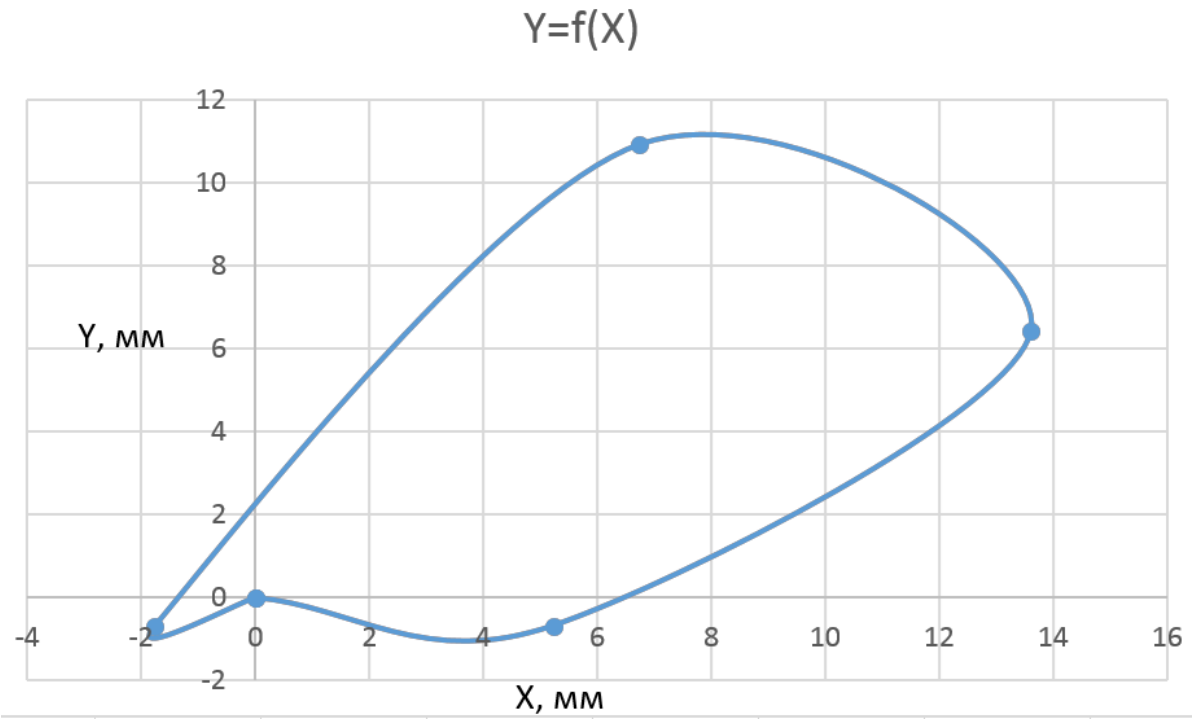



Рисунок 3.10 – Графік залежності переміщення рухомої щоки при конструктивних параметрах $\varphi$ = 0° - 360°, r = 6 мм, $\gamma$ = 3°

Отримані значення для подальшого аналізу представлено в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Розрахункові значення при при $\varphi$= 0° - 360°, r= 6 мм, $\gamma$= 3°

| X | У | φ | $\beta_0$ | γ | BD | BA | r | $\alpha_0$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| мм | мм | град | град | град | мм | мм | мм | град |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 3 | 231,84 | 240 | 6 | 34,6 |
| 5,23 | -0,671 | 45 | 54,2 | 3 | 231,5 | 240 | 6 | 35,7 |
| 13,6 | 6,45 | 135 | 53,8 | 3 | 231,35 | 240 | 6 | 36,1 |
| 6,76 | 10,95 | 225 | 54,4 | 3 | 231,94 | 240 | 6 | 35,4 |
| -1,76 | -0,67 | 315 | 55,3 | 3 | 231,7 | 240 | 6 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 3 | 231,84 | 240 | 6 | 34,6 |

Проведемо дослідження впливу величини ексцентриситету вала величину переміщення щоки (рисунок 3.11). Дослідження проведемо за умови зміни r з 4 мм на 8 мм, при всіх інших постійних конструктивних параметрах. Отримані значення заносимо в таблицю 3.3.

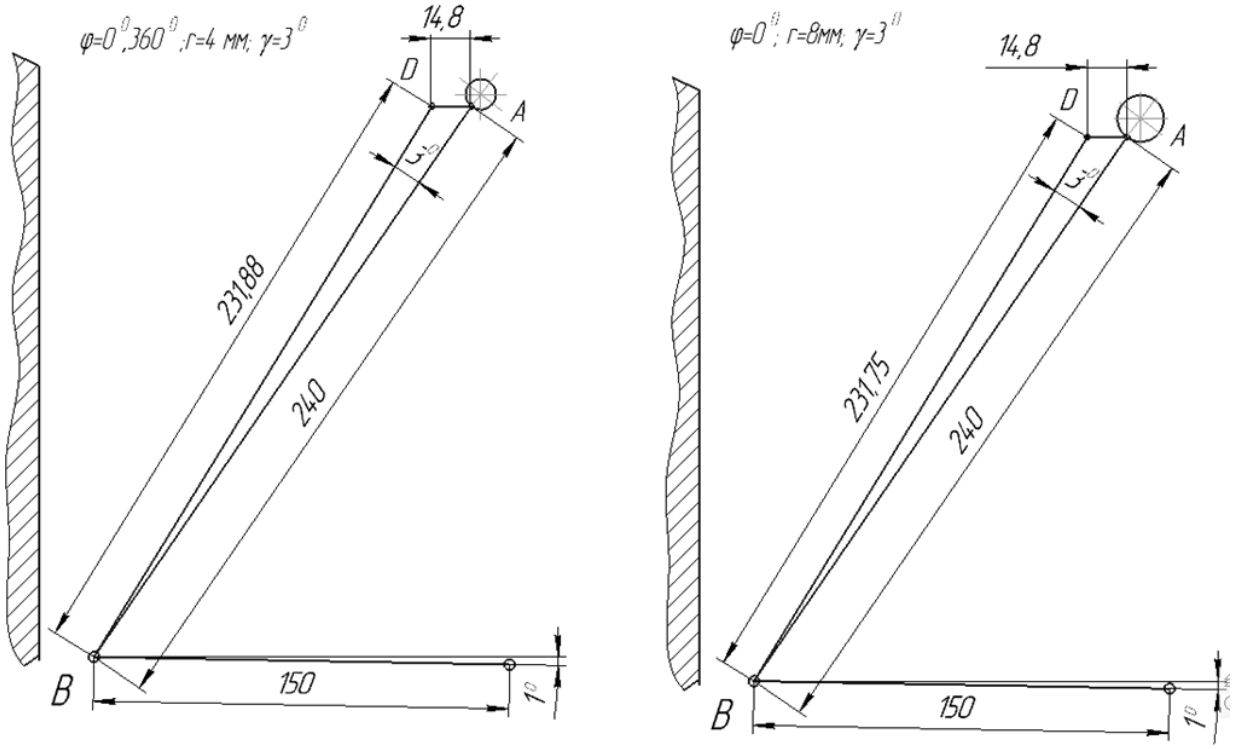



Рисунок 3.11 – Розрахункова схема переміщення рухомої щоки при різних значеннях ексцентриситету вала r

Таблиця 3.3-Розрахункові значення при різних значеннях ексцентриситету вала r

| X | У | φ | $\beta_0$ | γ | BD | BA | r | $\alpha_0$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| мм | мм | град | град | град | мм | мм | мм | град |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 3 | 231,88 | 240 | 4 | 34,6 |
| 3,49 | -0,45 | 45 | 54,2 | 3 | 231,55 | 240 | 4 | 35,7 |
| 9,1 | 4,29 | 135 | 53,8 | 3 | 231,4 | 240 | 4 | 36,1 |
| 4,5 | 7,3 | 225 | 54,4 | 3 | 231,98 | 240 | 4 | 35,4 |
| -1,11 | -0,22 | 315 | 55,3 | 3 | 231,77 | 240 | 4 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 3 | 231,88 | 240 | 4 | 34,6 |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 3 | 231,75 | 240 | 8 | 34,6 |
| 6,99 | -0,9 | 45 | 54,2 | 3 | 231,47 | 240 | 8 | 35,7 |
| 18,2 | 8,58 | 135 | 53,8 | 3 | 231,32 | 240 | 8 | 36,1 |
| 9,01 | 14,6 | 225 | 54,4 | 3 | 231,9 | 240 | 8 | 35,4 |
| -2,22 | -0,87 | 315 | 55,3 | 3 | 231,7 | 240 | 8 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 3 | 231,75 | 240 | 8 | 34,6 |

За результатами отриманих значень будуємо загальний графік залежності впливу ексцентриситету вала плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки (рисунок 3.12).

Проведемо дослідження впливу зміни кута нахилу плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки. Побудуємо розрахункові схеми (рисунок 3.13).

Отримані значення заносимо в таблицю 3.4.

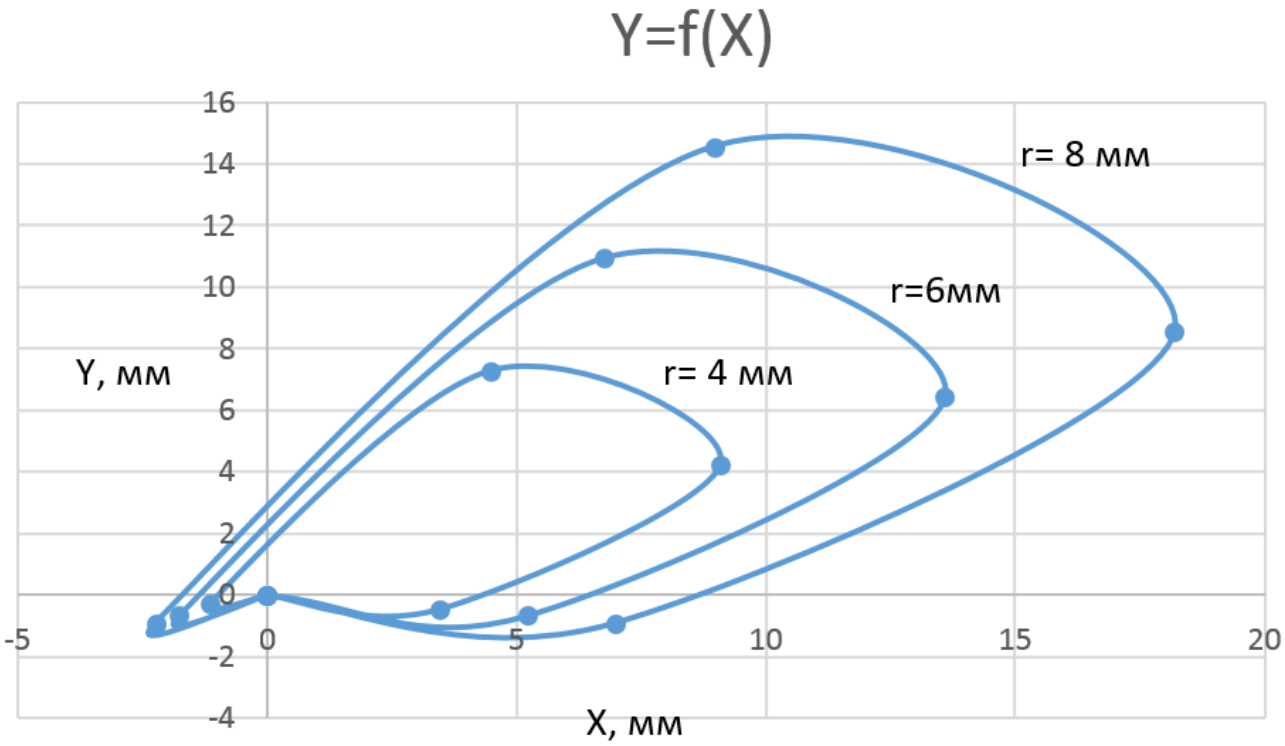



Рисунок 3.12 – Загальний графік залежності впливу ексцентриситету вала плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки

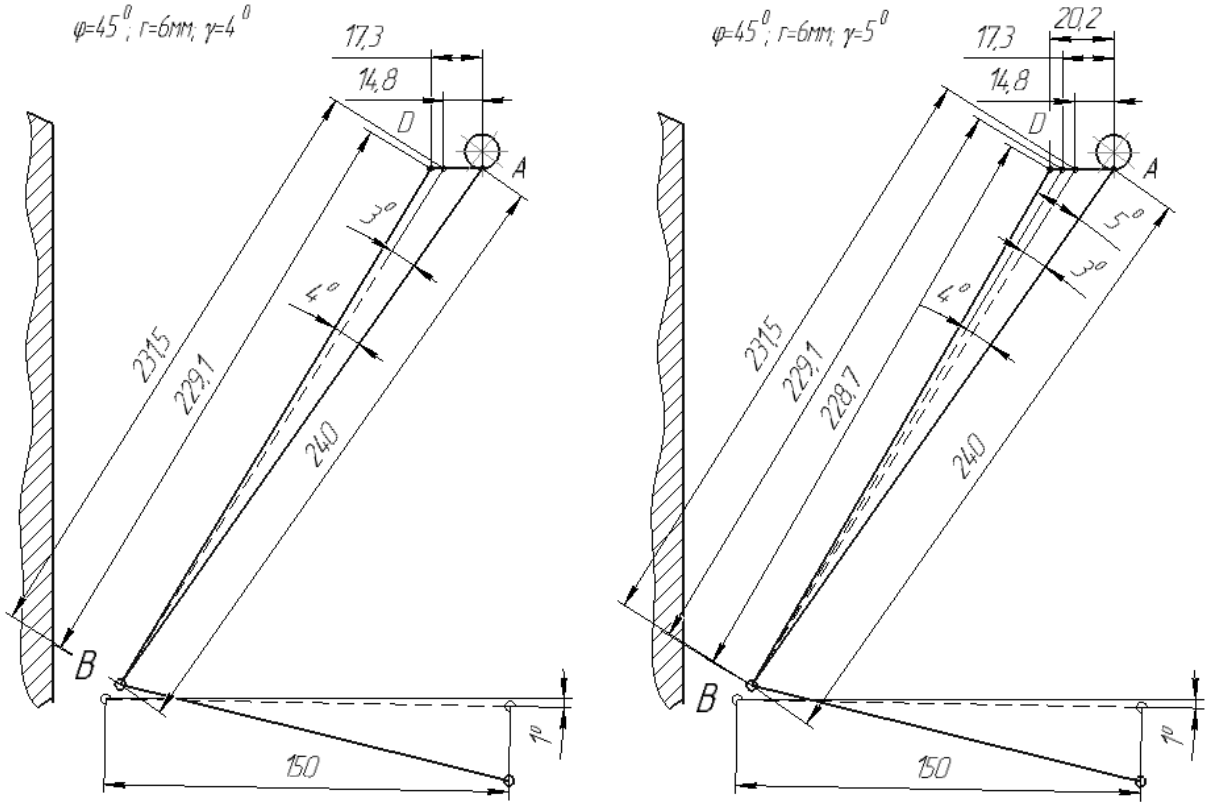



Рисунок 3.13 – Розрахункова схема переміщення рухомої щоки при різних значеннях кута γ

Для розрахунків приймемо наступні дані:

- $\varphi$ = 0° - 360°, r = 6 мм, $\gamma$ = 3°;
- $\varphi$ = 0° - 360°, r = 6 мм, $\gamma$ = 4°;
- $\varphi$ = 0° - 360°, r =6 мм, $\gamma$ = 5°.

Таблиця 3.4 - Розрахункові значення при різних значеннях кута γ

| X | У | φ | $\beta_0$ | γ | BD | BA | r | $\alpha_0$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| мм | мм | град | град | град | мм | мм | мм | град |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 4 | 229,6 | 240 | 6 | 34,6 |
| 3,89 | -0,08 | 45 | 54,2 | 4 | 229,1 | 240 | 6 | 35,7 |
| 5,62 | 6,83 | 135 | 53,8 | 4 | 228,9 | 240 | 6 | 36,1 |
| 6,91 | 11,1 | 225 | 54,4 | 4 | 229,2 | 240 | 6 | 35,4 |
| -1,7 | -0,87 | 315 | 55,3 | 4 | 229,5 | 240 | 6 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 4 | 229,6 | 240 | 6 | 34,6 |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 5 | 229,1 | 240 | 6 | 34,6 |
| 5,4 | -0,4 | 45 | 54,2 | 5 | 228,9 | 240 | 6 | 35,7 |
| 13,8 | 6,7 | 135 | 53,8 | 5 | 228,7 | 240 | 6 | 36,1 |
| 6,9 | 11 | 225 | 54,4 | 5 | 229,2 | 240 | 6 | 35,4 |
| -1,7 | -0,41 | 315 | 55,3 | 5 | 229,5 | 240 | 6 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 5 | 229,1 | 240 | 6 | 34,6 |

Будуємо загальний графік впливу зміни кута нахилу плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки (рисунок 3.14)

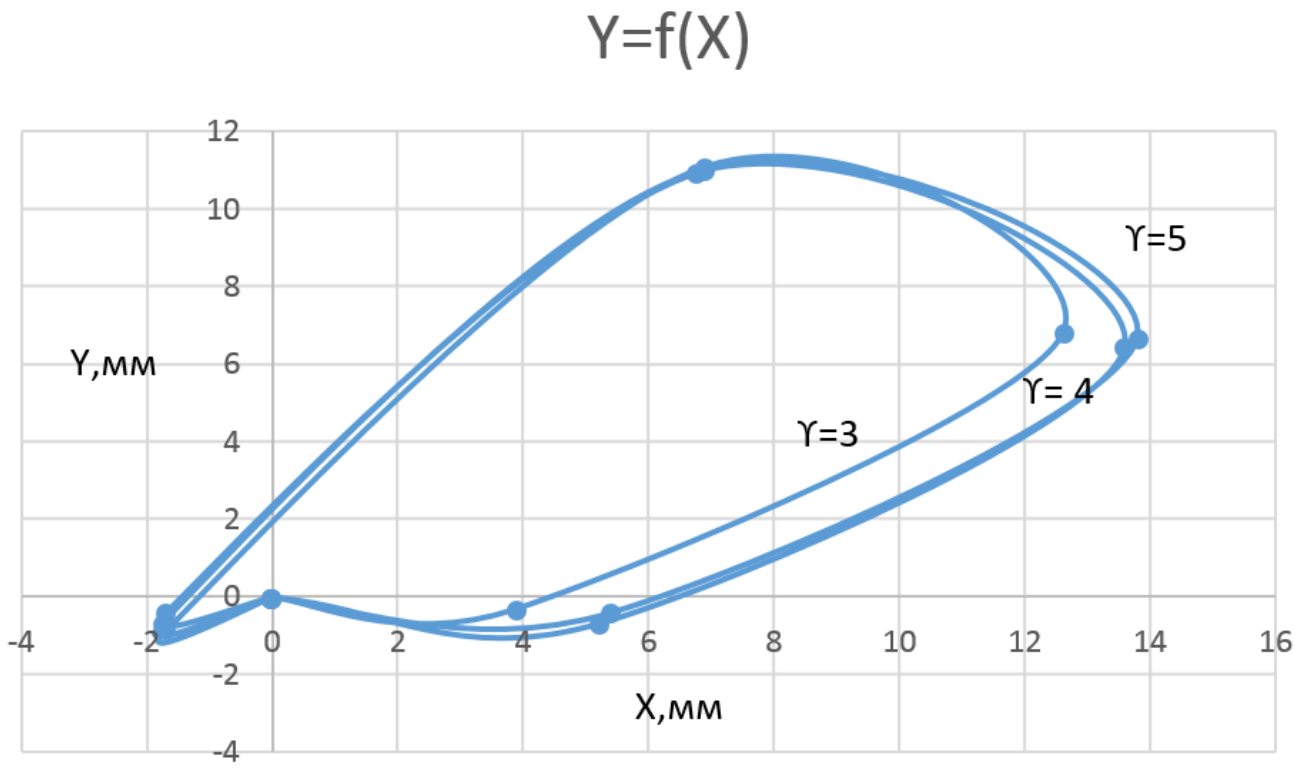



Рисунок 3.14 – Загальний графік зміни кута нахилу плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки

Аналіз результатів дослідження дозволяє зробити наступні висновки: при зміні ексцентриситету виходять геометрично подібні траєкторії руху рухливої щоки, а зміни кута нахилу розпірної плити, приводять до пропорційного зменшення нахилу до обрію великої осі еліпса траєкторії руху точок рухливої плити, що дробить (перший ефект) і збільшенняя осі цих траєкторій (другий ефект).

Перший ефект приводить до зменшення вертикальної складової траєкторії, відповідно матеріал, що дробиться знаходиться менший час в контакті з плитою та зменшується її абразивний знос, а отже збільшується термін служби плити, що дробить, але при цьому збільшуютьсяя навантаження на ексцентриковий вал. Обидва ефекти приводять до збільшення руху стискання, і, отже, щоб залишити рух стискання в раніше обраних межах, потрібно зменшити ексцентриситет вала, що має конструктивні обмеження.

## 3.3 Рекомендації з практичного використання отриманих результатів дослідження роботи щокової дробарки

Аналіз даних в розділі 3.2 вказує на конструктивну обмеженність впливу на продуктивність щокових дробарок. Також представлена залежність зміни траєкторії переміщення щоки при різних кутах захоплення α, вказує на незначне відхилення траєкторії, а отже викликає потребу в додатковому аналізі формули для обрахування продуктивності, з метою виявлення виробничих резервів для дробарки ЩДС 4х9.

Продуктивність щокових дробарок визначається з виразу [20]:

$$Q = \frac{K_к \cdot S_{ср} \cdot L \cdot b \cdot n \cdot (B + b)}{2 \cdot D_{ср} \cdot tg\alpha}, \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (3.6)$$

де $K_К$ – коефіцієнт кінематики, для дробарок із складним рухом, $K_к$=1;

$S_{ср}$ – середнє переміщення рухливої щоки, $S_{ср} = 0{,}0163$ м;

L – довжина приймального отвору, L=0,92 м;

b – ширина вихідного отвору (номінальне значення), b=0,04 м;

$n_E$ – частота обертів ексцентрикового валу дробарки, $n_E$=5,15 $с^{-1}$=18540 $год^{-1}$;

B – ширина приймального отвору, B=0,425 м;

$D_{ср}$ – середньовзважений розмір шматків в початкового матеріалу, м;

α – кут захоплення матеріалу; для порівняння α=25° та 35° .

Для дробарок, що працюють на рядовій гірській масі, переважно із шириною приймального отвору B=400 мм і більше середньозважений розмір шматків $D_{ср}$ можна визначити з виразу [11,12]:

$$D_{ср}=0{,}31 \cdot B, \text{ мм}; \qquad (3.7)$$

$$D_{ср}=0,31\cdot 425=132 \text{ мм}=0,132 \text{ м}.$$

Тоді для різного кута захоплення матеріалу:

$$Q_{35}=\frac{1\cdot 0,0163\cdot 0,92\cdot 0,04\cdot 18540\cdot (0,425+0,04)}{2\cdot 0,132\cdot \text{tg}35^0}=27,97 \text{ м}^3/\text{год}.$$

$$Q_{35}=\frac{1\cdot 0,0163\cdot 0,92\cdot 0,04\cdot 18540\cdot (0,425+0,04)}{2\cdot 0,132\cdot \text{tg}25^0}=42 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Зміна продуктивності дробарки складе

$$\Delta=\frac{Q_{25}-Q_{35}}{Q_{25}}100\%=33\%$$

Таким чином зміна кута захвату матеріалу всього на 10° дозволяє збільшити продуктивність дробарки на 33 %, що є досить значним резервом. У випадку коли конструктивно змінити кут захвату дробимого матеріалу немає можливості, варто звернути увагу на підготовчі роботи, а саме попереднє грохочення матеріалу перед дробленням, що дозволить відсіяти більш крупну фракцію, тобто зменшення кута захвату матеріалу шляхом мінімізації типорозміру дробимого матеріалу.

Підсумовуючи все вищесказане варто відзначити, що конструктивні удосконалення дробарок зі складним рухом рухливої щоки мають акцентуватися на зниженні вертикальної складової траєкторії руху рухливої щоки, для збільшення терміну служби плит що дроблять, а також зменшення кута захоплення матералу. Розширення конструктивних можливостей регулювання положення ексцентрикового валу також відіграє значну роль в ефективній роботі дробарки та заслуговує на особливу увагу конструкторів механіків.

# 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ

## 4.1 Виявлення та оцінка шкідливих факторів виробничого середовища

Щокову дробарку зі складним рухом щоки, типу ЩДЧ 4х9, яка була основним об’єктом дослідження кваліфікаційної роботи встановлено на лінії подрібнення розкислювачів мартенівського цеху. Мартенівський цех – це складний комплекс різних промислових споруджень, з'єднаних між собою залізничними коліями. До складу мартенівського цеху входять:

- відділення шихтових матеріалів – шихтовий двір;
- міксерне відділення;
- головна будівля, де розміщені мартенівські печі;
- відділення підготовки виливниць.

Крім того, у складі цеху є й інші підсобні ділянки й відділення.

Мартенівський цех оснащено різноманітними механічним, електричним, підйомно-транспортним устаткуванням, обслуговування якого вимагає чіткого виконання норм виробничої санітарії й правил безпеки.

З гігієнічної точки зору мартенівський процес відноситься до виробництв із забрудненнями 1-й 2-й класів небезпеки. Для правильної організації роботи персоналу має бути встановленим графік проведення робіт з розрахунком поділу в часі гарячих операцій. Гарячі операції варто проводити якнайшвидше.

Робота в цеху впливає на організм людини за рахунок високих теплових виділень. Основними напрямками правильної організації технологічних процесів і створення встаткування при їхній розробці й модернізації передбаченими нормативними документами, є безперервність технологічних процесів з усуненням ручних операцій, комплексна автоматизація теплового й технологічного процесу плавки й механізація основних і допоміжних операцій [29-31].

З таблиці 4.1 можна зробити висновок, що:

- електрогазозварник має 25% механізованої й 75% ручної праці;
- слюсар ремонтник 6-го розряду - 25% механізованої, 75% ручної праці;
- дробарник - 37,5% механізованої, 52,5% ручної праці;
- крановий машиніст - 62,5% механізованої, 27,5% ручної праці.

Праця електрогазозварника та слюсаря відноситься до ручної праці, дробарника до змішаної, а кранового машиніста - до механізованої.

Таблиця 4.1 – Розрахунок рівня механізації праці для різних професій

| № п/п | Професія робітників | Штат робітників | Кількість відпрацьованих людино-годин за добу | | | % механізованої праці | % Ручної праці |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | Вручну | За допомогою машин | Всього | | |
| 1 | Електрогазозварник | 1 | 6×1=6 | 2×1=2 | 8 | 25 | 75 |
| 2 | Слюсар ремонтник 6 розряду | 4 | 6×4=24 | 2×4=8 | 32 | 25 | 75 |
| 3 | Дробарник | 1 | 3×1=3 | 5×1=5 | 8 | 37,5 | 52,5 |
| 4 | Крановий машиніст | 3 | 0,5×3=1,5 | 7,5×3=22,5 | 24 | 62,5 | 27,5 |

Мартенівське виробництво нерозривно пов'язане з високими температурами, утворенням пилу, великих кількостей вибухонебезпечних й отруйних газів, рідких продуктів плавки, з пересуванням великих кількостей вантажів; насиченістю механічним й електричним устаткуванням. Дані шкідливості приводять до нещасних випадків і професійних захворювань.

По характеру праці мартенівське виробництво ставиться до категорії важких робіт.Технологічні операції виконуються в несприятливих кліматичних

умовах: висока температура, теплове випромінювання, запиленість, загазованість [32].

У мартенівському цеху на лінії подрібнення розкислювачів однією з головних проблем є запиленість. Пил утворюється в наступних місцях: під час завантаження конвеєру для транспортування феросплавів, під час дроблення феросплавів щоковою дробаркою.

Шкідливі фактори виробничого середовища представлені в таблиці 4.2. (Робоче місце – щокова дробарка, професія – черговий слюсар).

Таблиця 4.2 – Оцінка факторів виробничого середовища й трудового процесу

| № п/п | Фактори виробничого середовища й трудового процесу | Норм. значення | Фактична величина | Характер праці | | | Час дії за зміну,% |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | 1ст | 2ст | 3ст | |
| 1 | Шкідливі хімічні речовини, мг/м$^3$:<br>3 клас небезпеки:<br>- ангідрид сірчистий<br>- вуглецю оксид | <br><br>10<br>20 | <br><br>15,93<br>26,3 | <br><br>1,59<br>1,3 | | | <br><br>80<br>85 |
| 2 | Пил переважно фіброгенної дії:<br>- діоксид Si, мг/м$^3$ | 4 | 59,470 | | | 14,9 | 85 |
| 3 | Шум, дБА | 80 | 96 | | | 16 | 100 |
| 4 | Мікроклімат у приміщенні (холодний період року):<br>- температура повітря<br>- швидкість руху повітря,м/с | 23<br>0,5-0,6 | 16<br>0,2 | 1 | | 14 | 90<br>75 |
| 5 | Важкість праці, праця напружена | середньої важкості II а | | | | | |
| 6 | Кількість факторів | | | 3 | | 3 | |

Гігієнічна оцінка умов праці:

Умови й характер праці ставляться до 3 класу 2 ступені.

Оцінка технічного й організаційного рівня: відповідає технологічному регламенту й проекту організації праці на робочому місці.

Атестація робочого місця:

Робоче місце має в наявності: 3 фактора 1 ступеня, 3 фактора 3 ступеня.

По показниках робоче місце варто вважати з шкідливими й тяжкими умовами праці, що відповідає показникам списку № 1, пункту 1:пенсія за списком № 1, надбавка до зарплати 24%, додаткова відпустка 18 днів і молоко.

## 4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища

Для запобігання травматизму й професійних захворювань розроблені дві групи основних заходів щодо усунення небезпечних і шкідливих факторів: організаційні й інженерні.

В мартенівському цеху для зниження шкідливого впливу тепла на організм людини повинно бути обмеження виділення тепла у виробничому приміщенні. Із цією метою прибігають до термоізоляції печей, установлюють стаціонарні або пересувні вентиляційні установки. Здійснюють аерацію приміщень мартенівського цеху. З метою ізоляції робочих від потоків променистого тепла встановлюють спеціальні, теплопоглинальні екрани [33].

Для вловлювання й видалення шкідливих газів і пилу на лінії подрібнення розкислювачів встановлюють витяжні зонти [34].

Для захисту органів подиху від пилу застосовують безклапанний аерозольний респіратор ШБ–1. При високій запиленості повітря застосовують противопильні респіратори РУ–60 [35].

Також шкідливим фактором на лінії подрібнення розкислювачів є шум. По походженню шум буває механічний, виникаючий у результаті тертя вузлів і

деталей механізмів і машин на холостому й робочому ході; аерогідродинамічний, що виникає при великих швидкостях руху потоків повітря, газів, рідин; імпульсний, виникаючий у результаті зіткнення твердих тіл; термічний, генеруємий при згорянні газоподібного палива в пристроях. Джерелами шуму на лінії подрібнення розкислювачів є: приводи конвеєра, віброживильників; також шум виникає при подрібненні дробаркою феросплавів [36].

Шум різної інтенсивності й частоти, довгостроково впливаючи на працюючих, приводить до зниження гостроти слуху, а згодом до розвитку професійної глухоти. Шум також негативно впливає на фізіологічні функції організму людини. Будучи зовнішнім подразником, що сприймається й аналізується корою головного мозку, шум приводить до перенапруги центральної нервової системи й розладу функцій внутрішніх органів і систем людини.

Для зменшення шуму в джерелі його утворення заміняють зворотно-поступальні рухи - обертальними; демпфірують коливання деталей,що ударяються і окремих вузлів агрегату шляхом зчленування їх з матеріалами, що мають велике внутрішнє тертя: гумою, пробкою, бітумом, азбестом і ін.; зменшують інтенсивність вібрацій деталей агрегатів шляхом облицювання цих поверхонь.

Для ослаблення вібрацій всі агрегати, що створюють вібрації (працюючі машини, двигуни, вентилятори й т.п.), встановлюють на самостійних фундаментах, віброізольованих від підлоги й інших конструкцій будівель, або на спеціально розрахованих амортизаторах зі сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрацій і шуму по повітрєпроводах і трубопроводах приєднання їх до вентиляторів і насосів робиться за допомогою гнучкої вставки із прогумованої тканини або гумового патрубка.

Для захисту від виробничого шуму від роботи щокової дробарки, застосовують противошумні вкладиші з матеріалу ФПП–Ш. Ці вкладиші

розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують також шумозахисні навушники НІОТ.

## 4.3 Технічні рішення по гігієні праці та виробничій санітарії

Згідно вимог санітарних норм мартенівський цех розташовується з підвітрянної сторони стосовно цехів з меншою кількістю шкідливих виділень, а також стосовно населених пунктів. Крім того, між цехом і житловими районами встановлюється санітарно-захисна зона, ширина якої повинна бути не менш 1000м.

Розміри санітарно-захисної зони визначаються потужністю виробництва й характером шкідливих виділень. Санітарні норми передбачають п'ять класів виробництв із відповідними розмірами санітарно-захисних зон. Мартенівський цех відноситься до 1 класу виробництва. В зв′язку з тим, що в мартенівському цеху можливий викид речовин 1-го й 2-го класів небезпеки, допоміжні будівлі не слід розташовувати в зоні так називаної аеродинамічної тіні, створюваної будівлями й спорудженнями [37].

Розташування будівель і споруджень мартенівського цеху забезпечує найбільш сприятливі умови аерації й природного освітлення приміщень [38]. Будівлі й спорудження не повинні утворювати замкнуті й напівзамкнуті двори.

Розміри виробничих приміщень :

- площа виробничого приміщення на одного працюючого - 4,8м$^2$;
- обсяг виробничого приміщення на одного працюючого - 15,3м$^2$;
- висота одноповерхових будівель (від підлоги до низу горизонтальних несучих конструкцій на опорі) – 3м;
- розміри пішохідних тунелів,галерей й естакад – висота - 2,1м, ширина - 1,5м.

Центральний пост керування міксером розміщається в окремому звуко- і теплоізольованому приміщенні з подачею в нього кондицьованого повітря [39].

До складу санітарно - побутових приміщень мартенівського цеху входять: гардеробні, душові, умивальні, кімнати гігієни, кімнати прийому їжі,

приміщення для обігріву або охолодження, приміщення для обробки, зберігання й видачі спецодягу.

Побутові приміщення, якими робітники користуються в робочий час, розміщаються на площі цеху. До них ставляться: пункти питної води, санвузли, кімнати відпочинку.

Будівлі побутових приміщень мартенівського цеху розташовують із боку завантажувального прольоту. Будівлі санітарно-побутових прибудов з'єднані з головною будівлею цегельними утепленими переходами.

Душові розміщають у приміщеннях, суміжних з гардеробами. Вони відокремлюються друг від друга вологостійкими перегородками або висотою 1,6 м і не доходять дна 0,2 м до підлоги. Умивальники розміщають у гардеробах. Частина вмивальників розташовують на вільних ділянках цеху поблизу робочих місць. Відповідно до санітарних норм про’ктування підприємств, відстань до санвузлів не повинна перевищувати 100 м від найбільш вилученого робочого місця. Поза будівлею ця відстань повинна бути не більше 200 м. Відстань від робочих місць до пункту живлення повинна становити при обідній перерві тривалістю 30 хв. не більше 200 м [40].

Велике значення для нормалізації роботи персоналу в умовах значних тепловиділень має раціональний режим праці й відпочинку, що включає регламентований відпочинок, пристрій кімнат відпочинку з подачею кондиційованого повітря.

Період безперервного виконання операцій в умовах надлишкового тепла не більше 10 хв. Після 2-гої години роботи встановлюється 15–ти хвилинна перерва, що повинна проходити в кімнаті відпочинку.

Для забезпечення адаптації до умов мартенівського цеху в перші 2–3 тижні молоді робітники, а також робітники після перенесених захворювань і після відпустки повинні виконувати роботу легкої й середньої ваги з поступовим збільшенням навантаження. Кімнати відпочинку обладнуються в герметичному, звукоізольованому (рівень шуму не більше 50 дБА) приміщенні з кондиціонуванням повітря.

Для підтримки вітамінного балансу в організмі робітників рекомендується вітамінізований напій на чайній основі, молочно-кислі напої.

# ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. Ознайомлення з технологією й устаткуванням лінії подрібнення розкислювачів показало, що одним з проблемних місць лінії є незадовільна робота щокової дробарки ЩДС 4х9.
2. На підставі наведеного огляду й аналізу технічної й патентної літератури встановлено, що для подрібнення розкислювачів у світовій практиці використаються різні конструкції машин, серед яких перевага належить щоковим дробаркам, які мають ті ж самі недоліки, що й дробарка лінії ЩДС 4х9, при цьому основні напрчми удосконалення – моджернізація конструкції дроблячої плити.
3. В результаті запропонованої модернізації щокової дробарки можливе досягнення наступних цілей – збільшення продуктивності, терміну служби, та зменшення аварійних зупинок, пов’язаних з виходом з ладу дроблячої плити.
4. В ході теоретичних досліджень встановлено, що зміна профілю поперечного перерізу та матеріалу дроблячої плити дозволить зменшити в ній напруження розтягнення на 53 %, що значно підвищить її надійність.
5. На підставі проведених досліджень можна стверджувати, що зусилля дроблення залежить від зміни ексцентиситету валу рухливої дроблячої плит, при цьому зміна ексцентриситету має конструктивні обмеження.
6. Запропоновано, задля нівелювання конструктивних обмежень по зміні ексцентриситету скористатися можливістю зменшення кута захвату матеріалу, шляхом підготовчих робіт перед дробленням, а саме попереднім грохоченням на дроблення залишати фракцію матеріалу, яка буде забезпечувати мінмальний кут захвату, що дозволить оптимізувати продуктивність дробарки та лінії розкислювачів в цілому.
7. Результати роботи можуть бути використані не тільки в мартенівському виробництві, але й на інших підприємствах чорної й кольорової металургії та горнодобувної промисловості.

# СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Сировинні матеріали та їх підготовка до металургійних процесів / І.Ф. Червоний та ін. Запоріжжя: ЗДІА, 2013. 408 с.
2. Мартенівське виробництво. Енциклопедія Сучасної України. URL: https://esu.com.ua/article-65946 (дата звернення: 11.11.2023).
3. Верховлюк А.М., Нарівський А.В., Могилатенко В.Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: навч. посіб. / за ред. академіка НАН України В.Л. Найдека. К.: Вініченко, 2016. 224 с.
4. Пахаренко В.Л., Марчук М.М. Матеріалознавство та технологія конструкційних матеріалів (металургія, ливарне виробництво): навч. посіб. Рівне, 2009. 182 с.
5. Охотський В.Б. Диспергування в сталеплавильних системах. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2006. 28 с.
6. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: «Пороги», 2001. 334 с.
7. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. Д. Ф. Чернега та ін. / за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
8. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посіб. К.: НМК ВО, 1993. 276 с.
9. Власенко А. М. Технологія металів та зварювання. Модульний курс : навч. посіб. Вінниця: ВНТУ, 2013. 250 с. ISBN 978-966-641-512-0
10. Усачов В.П. Технологічні лінії та комплекси металургійних цехів Частина 2 - Технологічні основи компоновки ліній металургійних виробництв. К.: ІСДО, 1994. 416 с.
11. Саленко Ю.С. Обладнання для подрібнення матеріалів: дробарки та млини: навч. посіб. Кременчук: КДПУ, 2008. 100 с.

12. Дубинін А. І., Ханик Я. М., Атаманюк В. М. Обладнання для подрібнення матеріалів. Львів: НУ «Львівська політехніка», 2005. 140 с.
13. Назаренко І. І., Тумановська О. В. Машини і устаткування підприємств будівельних матеріалів: Конструкції та основи експлуатації: підручник. Київ: Вища школа, 2004. 590 с.
14. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик: навч. посіб. Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. 269 с.
15 Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 1. Підготовчі процеси: навчю посіб. Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. 199 с. ISBN: 978-617-7553-73-0
16. Щокова дробарка: А.С. UA 72444 U. МПК B02C 1/02 Риндяєв В.І., Українська інженерно-педагогічна академія; Дата подання 21.11.2011; Публік. 27.08.2012, Бюл. №16, 4 с.
17. Гречаний О. М., Васильченко Т., Бадло В. В., Чувальський М. В., Падалка О. О., Пархоменко В. В. Аналіз факторів, що впливають на втомну міцність деталей металургійного обладнання. Інформаційні технології в металургії та машинобудуванні. ІТММ'2023: тези доповідей міжнародної науково-практичної конференції Дніпро: УДУНТ, 2023. С. 23-26.
18. Hrechanyi O., Vasilchenko T., Badlo V., Chuvalskyi M., Padalka O., Parkhomenko V. Analysis of constructive factors affecting the fatigue strength of metallurgical equipment parts. Системні технології. 2023. Т. 145. № 2. С. 19-29. URL: https://doi.org/10.34185/1562-9945-2-145-2023-03.
19. Щокова дробарка: А.С. UA 95848 C2. МПК B02C 1/02 Франчук В.П., Кузбаков Ж.І., Федоскін В.О., Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет»; Дата подання 09.03.2010; Публік. 12.09.2011, Бюл. №17, 3 с.

20. Воронін С. В., Онопрейчук Д. В., Стефанов В. О. Розрахунок параметрів пересувної дробильно-сортувальної установки замкненого циклу : метод. вказівки. Харків : Укр. держ. ун-т залізн. трансп., 2020. 66 с.
21. Удосконалення обладнання та процесів вуглепідготовки і кососортування металургійного виробництва: монографія/ Засельський В. Й., Пополов Д. В., Зайцев Г. Л., Білодіденко С. В., Кононов Д. О., Пелих І. В. Кривий Ріг: Р. А. Козлов, 2019.- 203 с.
22. Рудь Ю. С. Основи конструювання машин : підручник. 2-ге вид. Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д.О., 2015. 492 с.
23. Васильченко Т.О, Шевченко І.А, Гречаний О.М. Опір матеріалів : навчально-методичний посібник Запоріжжя : ЗНУ, 2020. – 263 с.
24. Гайдамака А.В. Деталі машин. Основи теорії та розрахунків: навчальний посібник. Харків: Харківський політехнічний інститут, 2020.
25. Електродвигуни промислові - Каталог моделей, поставка, ремонт та модернізація. *ЕЛНАС*. URL: https://all-electro.com.ua/ua/g4907106-elektrodvigateli-promyshlennye (дата звернення: 13.11.2024).
26. Павлище В.Т. Основи конструювання та розрахунок деталей машин: підручник. 2-ге вид. Львів: афіша, 2003. 560 с.
27. Корнілов О. А. Опір матеріалів.Підручник для студентів технічних ВНЗ. К.: Логос, 2002. 562 с.
28. Опір матеріалів / Г. С. Писаренко та ін. К.: Вища школа, 1993. 655 с.
29. Охорона праці на гірничо–металургійному підприємстві: навч. посібник. Ч.І: Металургійний комплекс. / В.О.Шеремет та ін. Дніпропетровськ: Січ, 2002. 375 с.
30. Полєтаєв В.П., Крюковська О.А. Охорона праці в галузі металургії: навч. посіб. Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2015. 363 с. ISBN 978-966-175-124-7.
31. Глиняна Н.М. Охорона праці у ливарному виробництві: курс лекцій.

Краматорськ : ДДМА, 2009. 184 с. ISBN: 978-966-379-341-2

32. Довідковий посібник керівника та спеціаліста гірничо-металургійного підприємства з охорони праці: Навчальний посібник / В.О. Шеремет та ін. Дніпропетровськ: ПП „Ліра ЛТД", 2005. 850 с.
33. ДСТУ 2894–94. Пристрої екранувальні для захисту від інфрачервоного випромінювання. Параметри та загальні технічні вимоги. Чинний від 1996–01–01. Вид. офіц. 1994.
34. ДСТУ EN 12097:2022. Вентиляція будівель. Повітроводи. Вимоги до складових повітроводів для полегшення обслуговування систем повітроводів. На заміну EN 12097:2006, IDT ; чинний від 2024-09-01. Вид. офіц. 2024.
35. НПАОП 0.00-4.01-08 Положення про порядок забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту [Електронний ресурс] // Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду. – 2008. – Режим доступу до ресурсу: http://online.budstandart.com/ru/catalog/doc-page?id_doc=28566.
36. ДСН 3.3.6.037–99. Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку. Чинний від 1999–12–01. Вид. офіц.
37. НПАОП 27.0-1.01-08 Правила охорони праці в металургійній промисловості.
38. ДБН В.2.5–28–2006. Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення [Електронний ресурс] // Мінбуд України. – 2006. – Режим доступу до ресурсу: http://www.gorsvet.kiev.ua/wp–content/uploads/2016/08/ДБН–В.2.5–28–2006.pdf.
39. 40. НПАОП 27.1-1.01-09 Правила охорони праці в сталеплавильному виробництві
40. ДБН В.2.2–28:2010. Будинки і споруди. Будинки адміністративного та побутового призначення. Чинний від 2011–10–01. Вид. офіц.

| № п/п | Найменування | Кільк. листів | Формат |
|---|---|---|---|
| 1 | Дробарка щокова ЩДС 4х9 з приводом | 1 | А1 |
| 2 | Щока | 1 | А1 |
| 3 | Плита з трикутним рифленням робочої поіверхні | 1 | А2 |
| 4 | Плита з трапецеїдальним рифленням робочої поверхні (модернізація) | 1 | А2 |
| 5 | Вал ексцентриковий | 1 | А1 |
| 6 | Дослідження переміщення рухомої щоки дробарки при виконанні технологічного процесу | 1 | А1 |
| 7 | Дослідження впливу конструктивних параметрів дробарки на технологічний пройцес | 1 | А1 |

# ДОДАТКИ

| Формат | Зона | Поз. | Обозначение | Наименование | Кол. | Приме-чание |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Документація | | |
| A1 | | | МР.023205.000 ВЗ | Вид загальний | | |
| | | | | Складальні одиниці | | |
| A4 | | 1 | МР.023205.100 | Щока | 1 | |
| | | 2 | | Шків приводний | 1 | |
| | | | | Стандартні вироби | | |
| | | 4 | | Пас С(В)-6700 IV ГОСТ 1284.1-89 | 8 | |
| | | | | Покупне обладнання | | |
| | | 6 | | Електродвигун 5АМ250S4 | 1 | |
| | | | | Р=45 кВт, n=1000 об$^{-1}$, | | |
| | | | | U=380В | | |

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.

| Изм. | Лист | № докум. | Подп. | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Разраб. | | Бобришев Б.О. | | |
| Пров. | | Шейко С.П. | | |
| Н.контр. | | Гречаний О.М. | | |
| Утв. | | Власов А.О. | | |

МР.023205.000

Дробарка щокова

ЩДС 4х9

| Лит. | Лист | Листов |
|---|---|---|
| Н | 1 | 1 |

МОН України
ІНХІ ім. Ю.М. Потебні ЗНУ,
каф. МО, гр. 8.1333

Копировал

Формат А4

| Формат | Зона | Поз. | Обозначение | Наименование | Кол. | Приме-чание |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | Документація | | |
| A1 | | | МР.023205.100 СК | Складальне креслення | | |
| | | | | Складальні одиниці | | |
| | | 1 | | Корпус щоки | 1 | |
| | | 2 | МР.023205.102 | Плита з трикутним рифленням робочої поверхні | 1 | |

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.

| Изм. | Лист | № докум. | Подп. | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Разраб. | | Бабришев Б.О. | | |
| Пров. | | Шейко С.П. | | |
| Н.контр. | | Гречаний О.М. | | |
| Утв. | | Власов А.О. | | |

МР.023205.100

Щока

| Лит. | Лист | Листов |
|---|---|---|
| Н | 1 | 1 |

МОН України
ІНН ім. Ю.М. Потебні ЗНУ,
каф. МО, гр. 8.1333

Копировал

Формат А4

| Формат | Зона | Поз. | Позначення | Найменування | Кіл. | Примітка |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | |
| | | | | Документація | | |
| | | | | | | |
| A1 | | | МР.023205.200 СК | Складальне креслення | | |
| | | | | | | |
| | | | | Складальні одиниці | | |
| | | | | | | |
| | | 1 | | Маховик | 1 | |
| | | 2 | | Шків | 1 | |
| | | | | | | |
| | | | | Деталі | | |
| | | | | | | |
| | | 3 | | Вал ексцентриковий | 1 | |
| | | 4 | | Кришка | 2 | |
| | | 5 | | Стакан | 2 | |
| | | 6 | | Кришка | 2 | |
| | | 7 | | Втулка | 2 | |
| | | | | | | |
| | | | | Стандартні вироби | | |
| | | | | | | |
| | | | | Болти ДСТ 17475-80 | | |
| | | 8 | | М12х30 | 16 | |
| | | 9 | | М16х30 | 12 | |
| | | 10 | | М20х100 | 12 | |
| | | 11 | | Гайка М20 ДСТ 5915-70 | 12 | |
| | | 12 | | Шайба 20 ДСТ 11371-78 | 12 | |
| | | 13 | | Вальниця 2097940 ДСТ 6364-78 | 2 | |
| | | 14 | | Вальниця 3530 ДСТ 5721-75 | 2 | |
| | | | | | | |

Перш. заст.

Справ. №

Підп. і дата

Інв. № дубл.

Взам. інв. №

Підп. і дата

Інв. № подл.

| Зм. | Лист | № докум. | Підп. | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Розроб. | | Бобришев Б.О. | | |
| Перев. | | Шейко С.П. | | |
| Н.контр. | | Гречаний О.М. | | |
| Затв. | | Власов А.О. | | |

МР.023205.200

Вал ексцентриковий

| Літ. | Лист | Листів |
|---|---|---|
| Н | 1 | 2 |

МОН України
ІННІ ім. Ю.М. Потебні ЗНУ,
каф. МО, гр. 8.1333

Копировал

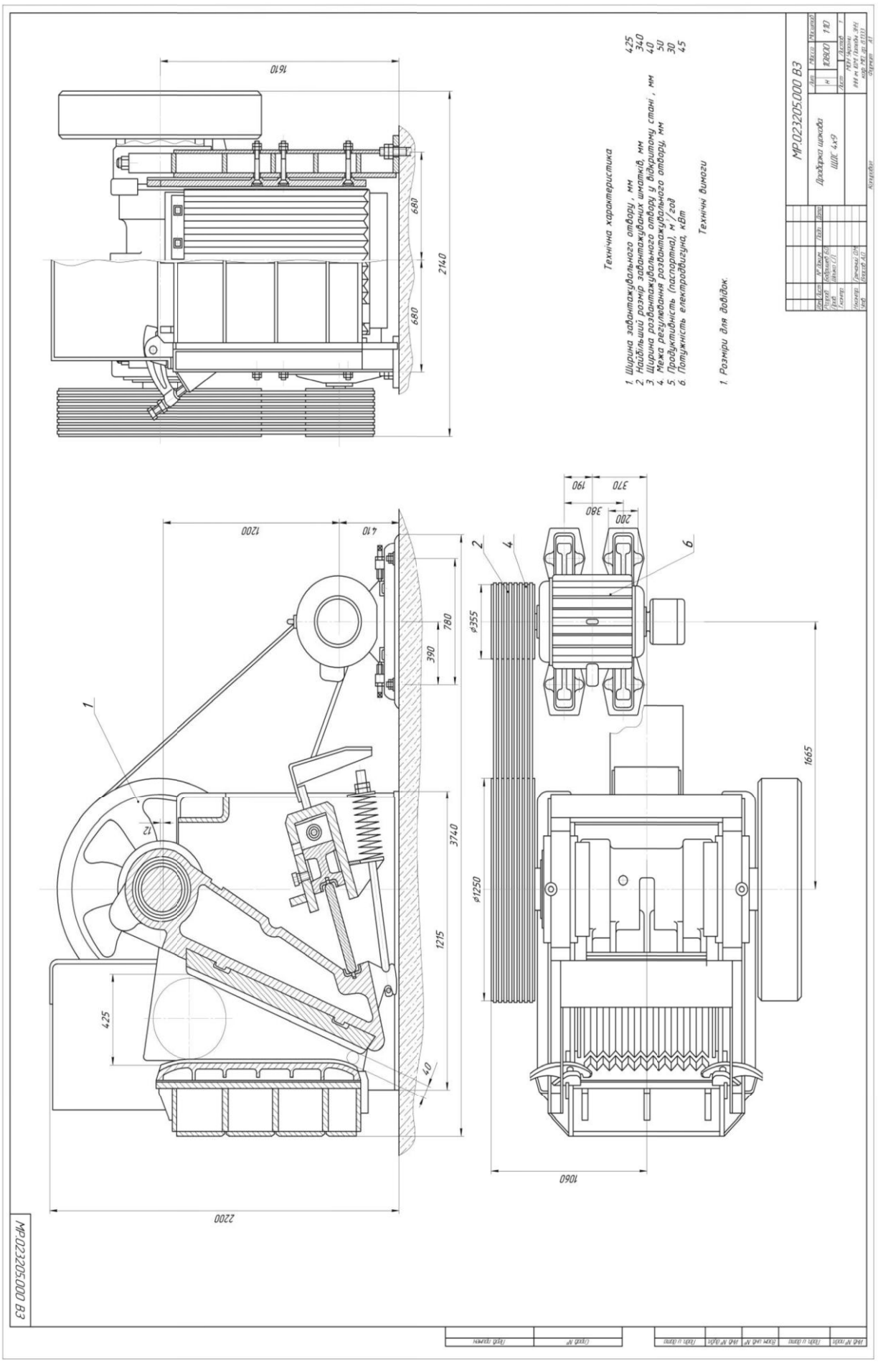
Формат А4

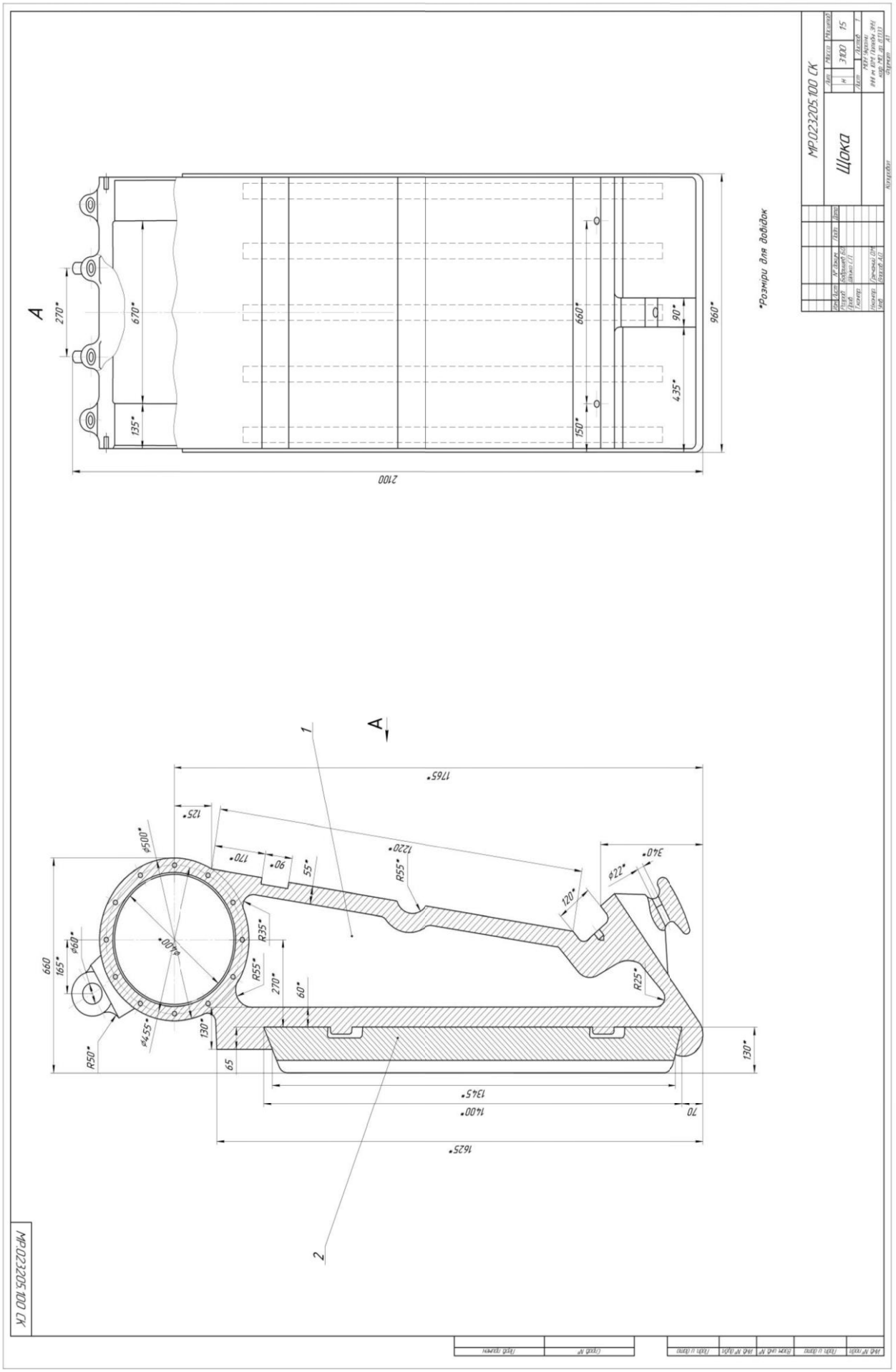
| Формат | Зона | Поз. | Обозначение | Наименование | Кол. | Приме-чание |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | |
| | | 15 | | Ущільнення 200х10 ДСТ 6207-80 | 2 | |
| | | 16 | | Ущільнення 150х17010 ДСТ 6418-83 | 2 | |
| | | 17 | | Болт М12х64 ДСТ 3129-70 | 12 | |

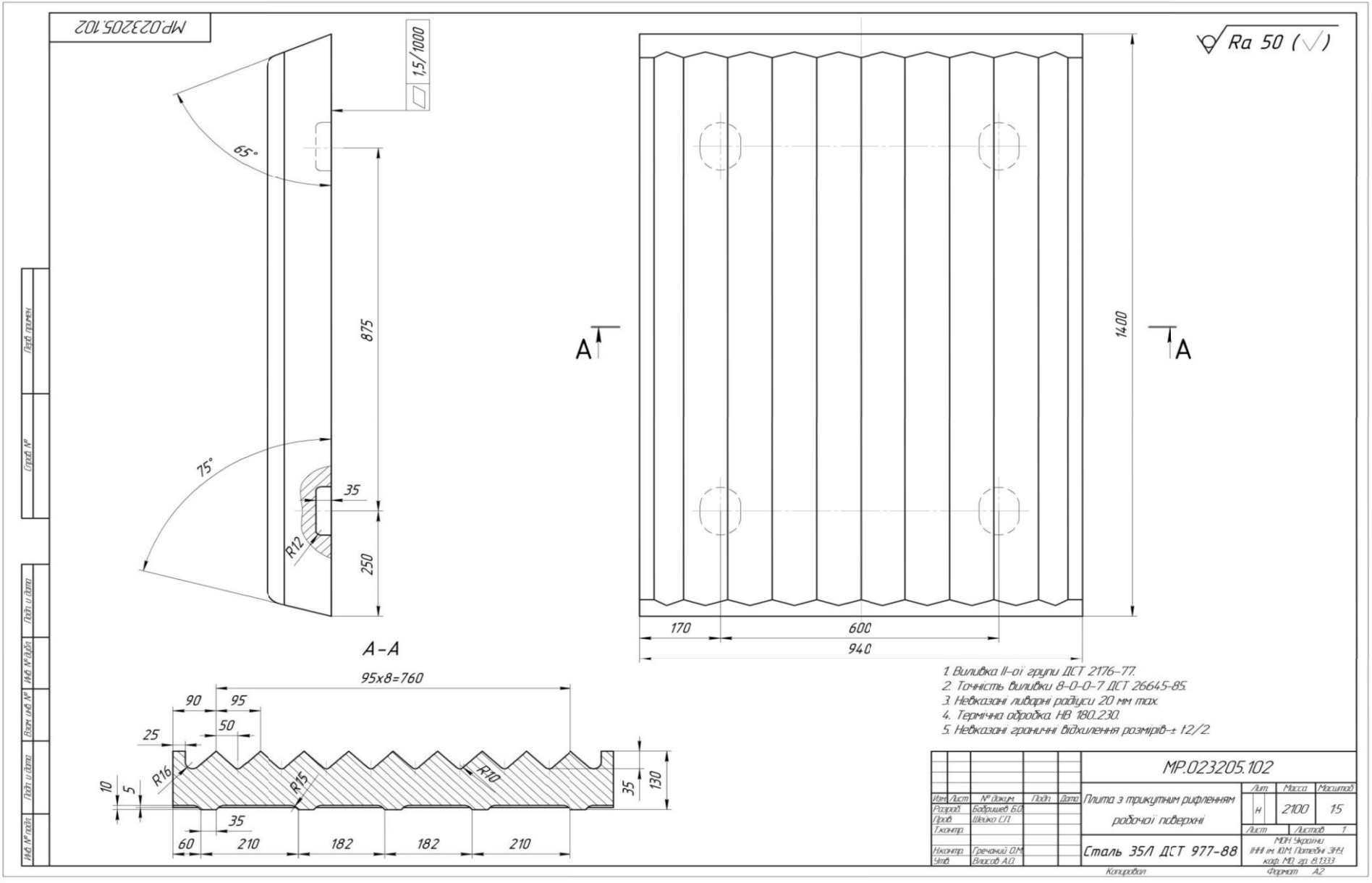
Подп. и дата | Инв. № дубл. | Взам. инв. № | Подп. и дата | Инв. № подл.

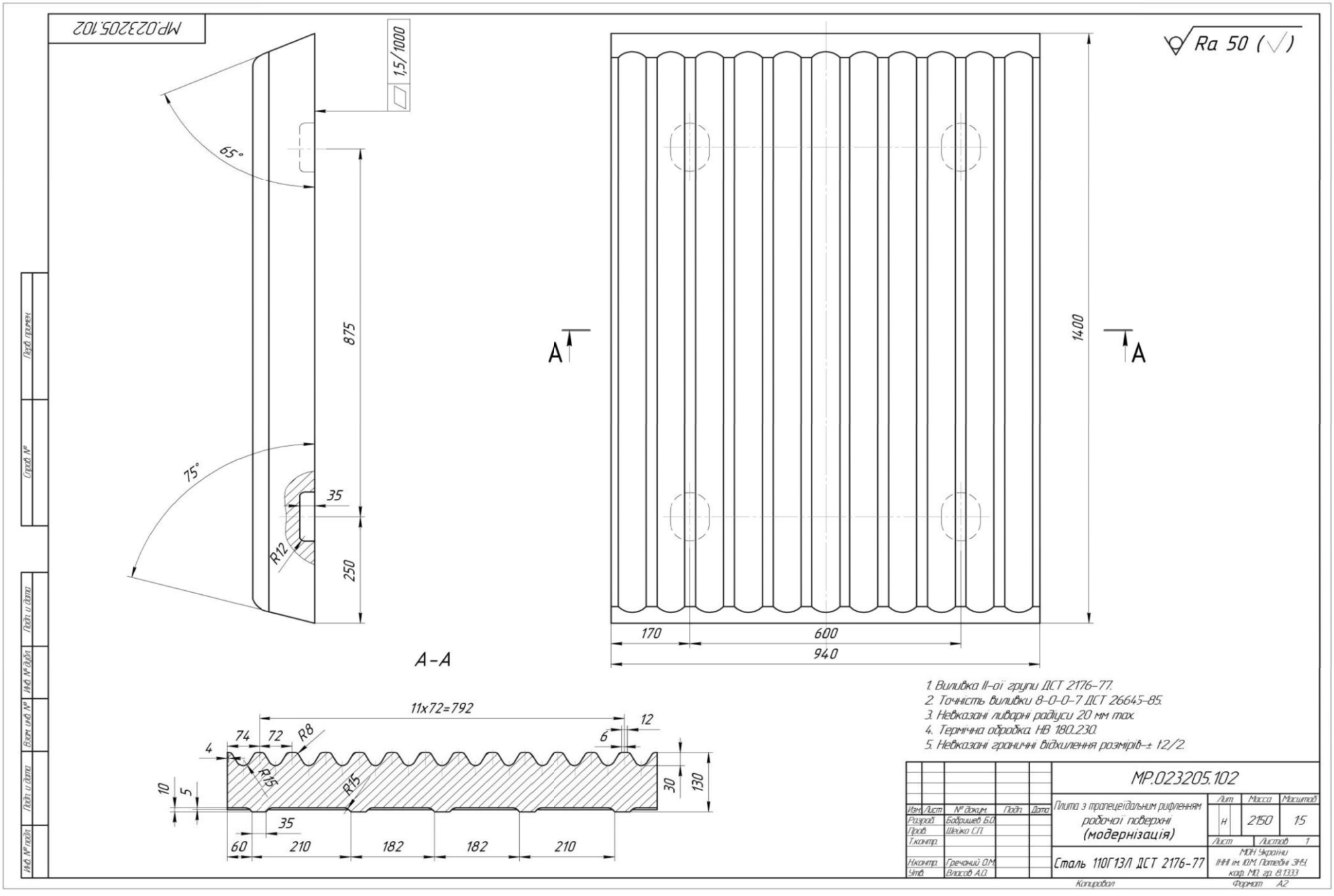
| Изм. | Лист | № докум. | Подп. | Дата | МР.023205.220 | Лист 2 |
|---|---|---|---|---|---|---|

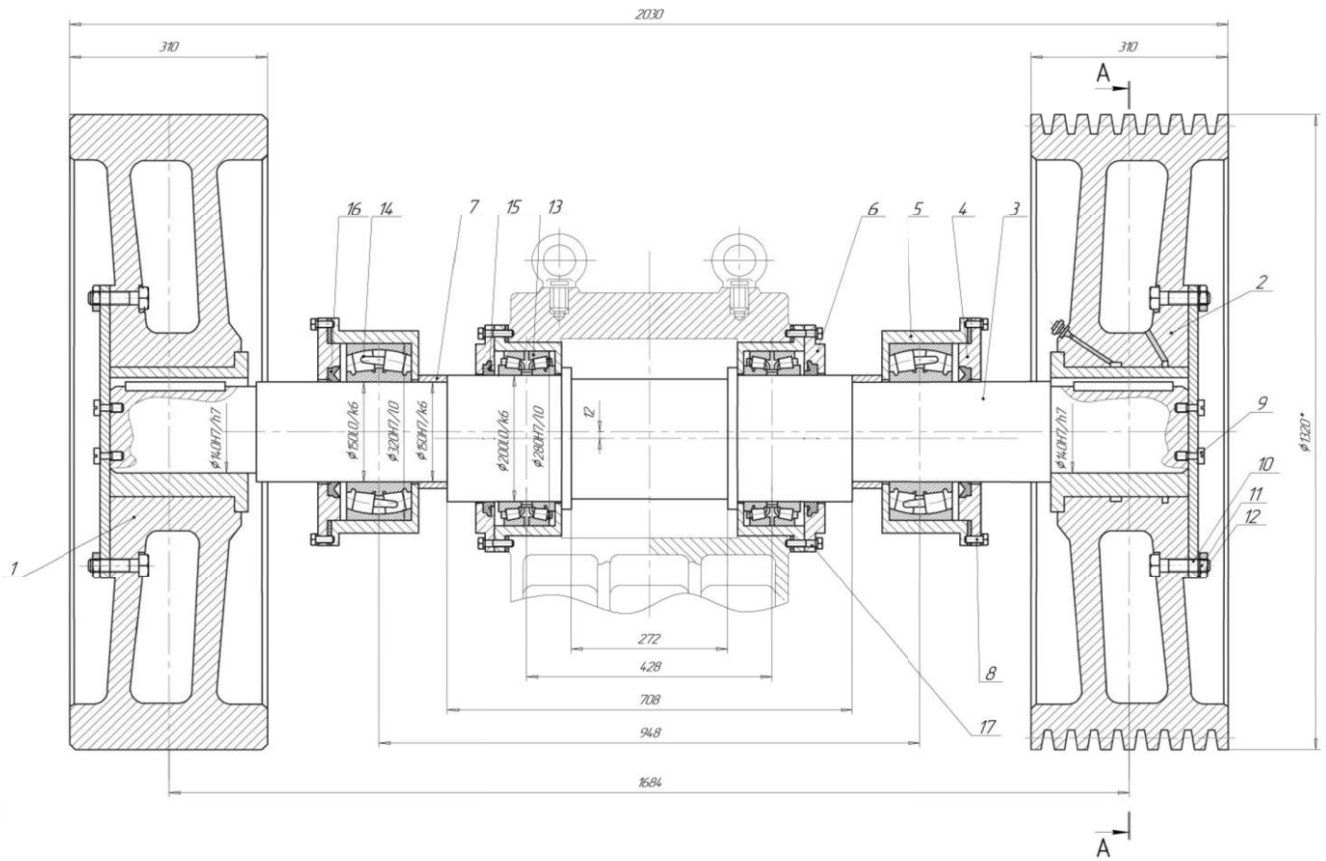
Копировал Формат А4


Технічна характеристика
1. Ширина завантажувального отвору , мм 425
2. Найбільший розмір завантажуваних шматків, мм 340
3. Ширина розвантажувального отвору у відкритому стані , мм 40
4. Межа регулювання розвантажувального отвору, мм 50
5. Продуктивність (паспортна), м³/год 30
6. Потужність електродвигуна, кВт 45
Технічні вимоги
1. Розміри для довідок.
МР.02320500 ВЗ
Дробарка щокова
ЩДК 4х9
1610
680
2140
1200
410
780
390
3740
1215
425
40
2200
370
190
380
200
ф355
ф1250
1665
1060
12
1
2
4
6

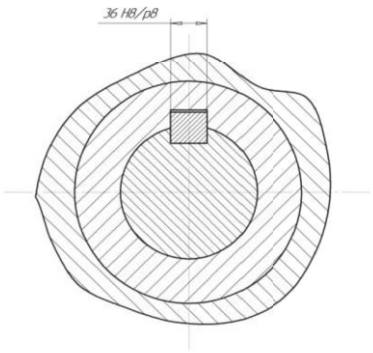

МР.023205.100 СК
Щока
*Розміри для довідок
А
2100
960*
670*
270*
135*
660*
435*
150*
90*
1765*
1625*
1400*
1345*
70
130*
65
660
165*
R50*
ø60*
ø500*
ø400*
ø455*
R55*
R35*
270*
60*
130*
170*
90*
55*
125*
1220*
R55*
120*
ø22*
340*
R25*
1
2


МР.023205.102
1,5/1000
65°
875
75°
35
R12
250
А–А
95х8=760
90
95
50
25
R16
R15
R10
10
5
35
130
35
60
210
182
182
210
Ra 50 (√)
А
А
1400
170
600
940
1. Виливка II-ої групи ДСТ 2176-77.
2. Точність виливки 8-0-0-7 ДСТ 26645-85.
3. Невказані ливарні радіуси 20 мм max.
4. Термічна обробка НВ 180..230.
5. Невказані граничні відхилення розмірів ± t2/2.
МР.023205.102
Плита з трикутним рифленням робочої поверхні
Сталь 35Л ДСТ 977-88
Лит. Н
Масса 2100
Масштаб 15
Лист
Листов 1
МОН України
ІІМІ ім. Ю.М. Потебні ЗНТУ
каф. МО, гр. ІВ-1333
Копировал
Формат А2


МР.023205.102
1,5/1000
65°
75°
875
35
R12
250
A
A
1400
Ra 50 (√)
170
600
940
А–А
11x72=792
12
6
74
72
R8
4
R15
R15
10
5
30
130
35
60
210
182
182
210
1. Виливка II-ої групи ДСТ 2176–77.
2. Точність виливки 8-0-0-7 ДСТ 26645-85.
3. Невказані ливарні радіуси 20 мм max.
4. Термічна обробка НВ 180.230.
5. Невказані граничні відхилення розмірів–± 12/2.
МР.023205.102
Плита з трапецеідальним рифленням робочої поверхні (модернізація)
Сталь 110Г13Л ДСТ 2176-77
Лит
Масса
Масштаб
Н
2150
15
Лист
Листов 1
МОН України ІНМ ім. Ю.М. Потебні ЗНТУ, каф. МО, гр. ВІ-1333
Разраб. Бабришев Б.О.
Пров. Шелико С.П.
Т.контр.
Н.контр. Гречаний О.М.
Утв. Власов А.О.
Копировал
Формат А2




A–A(1:2)




1. Посадку вальниць на вали проводити за допомогою оправок під пресом.
2. Перед початком здирання зовнішні поверхні втулок, вальниць, сальників покрити тонким шаром трансмісійного мастила ТАД –17.
3. Інші технічні вимоги по СТБ 1022–96 .
4. Розміри для довідок.

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Зм. | Арк. | № докум. | Підп. | Дата | МР.023205.200 СК | | |
| Розроб. | | Бабушкін Б.О. | | | Вал ексцентриковий | Літ. | Маса | Масштаб |
| Перев. | | Шпака С.П. | | | | н | 6000 | 14 |
| Т.контр. | | | | | | Аркуш | Аркушів |
| Н.контр. | | Грачанкі О.М. | | | | НМК України ІІМ ім. ВМ Пащенка ЗНІ каф. МД, гр. ОТ-33 | |
| Затв. | | Власов А.О. | | | | | |

Копіював

Формат А1

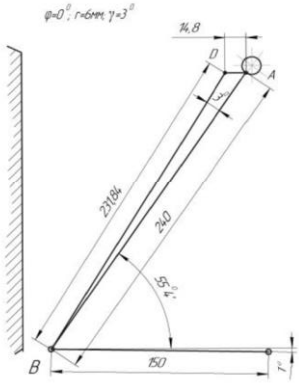



Рисунок 1- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=0°)

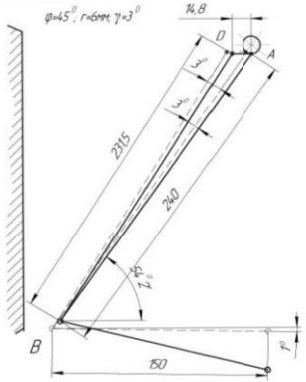



Рисунок 2- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=45°)

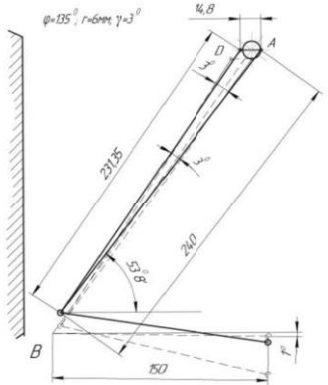



Рисунок 3- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=135°)

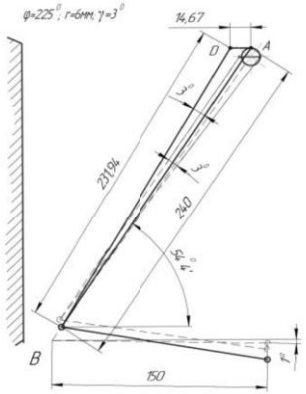



Рисунок 4- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=225°)

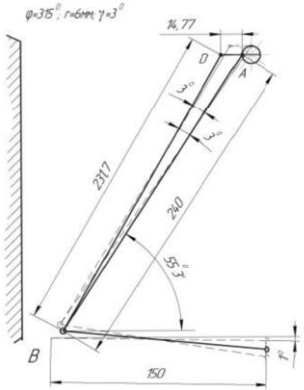



Рисунок 5- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=315°)

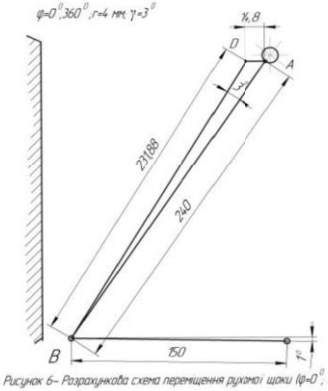



Рисунок 6- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=0°, r=4мм)

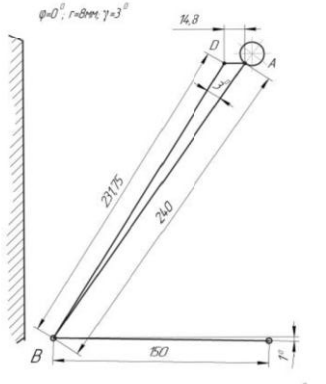



Рисунок 7- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=0°, r=8мм)

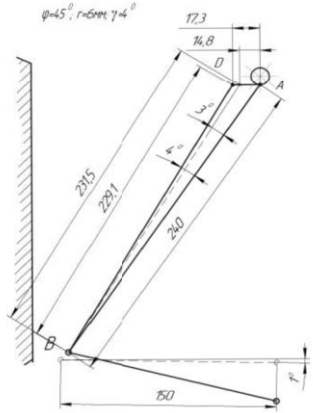



Рисунок 8- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=45°; r=6мм, γ=4°)

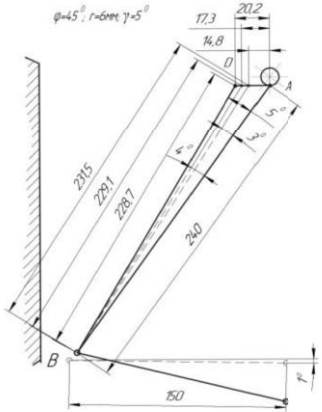
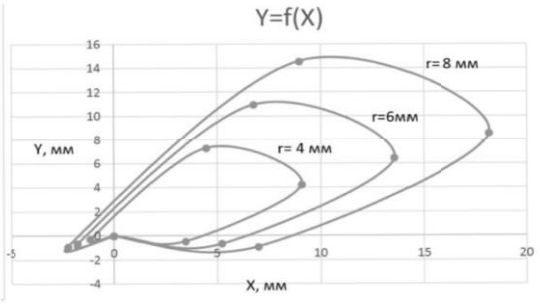



Рисунок 9- Розрахункова схема переміщення рухомої щоки (φ=45°; r=6мм, γ=5°)

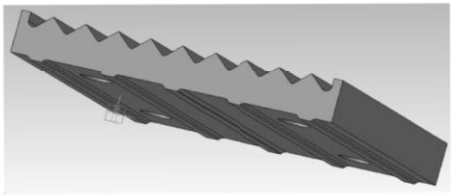
| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | МР.023205.300 Д | |
| Змн. | Арк. | № докум. | Підп. | Дата | Дослідження переміщення рухомої щоки дробарки при виконанні технологічного процесу | Літ. | Маса | Масштаб |
| Розроб. | | Бобришев Б.О. | | | | Н | – | – |
| Перев. | | Шевко І.П. | | | | Арк. | Аркушів 1 | |
| Т.контр. | | | | | | | | |
| Н.контр. | | Гречаний О.М. | | | | НТУ України "КПІ ім. ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО" кафедра ПАТ гр. ДТ-51 | | |
| Затв. | | Янков А.О. | | | | | | |
| | | | | | Копіював | Формат А1 | | |

*Розрахункові значення при різних значеннях ексцентриситету вала*

| X | У | φ | $\beta_0$ | γ | BD | BA | r | $\alpha_0$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| мм | мм | град | град | град | мм | мм | мм | град |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 3 | 231,88 | 240 | 4 | 34,6 |
| 3,49 | -0,45 | 45 | 54,2 | 3 | 231,55 | 240 | 4 | 35,7 |
| 9,1 | 4,29 | 135 | 53,8 | 3 | 231,4 | 240 | 4 | 36,1 |
| 4,5 | 7,3 | 225 | 54,4 | 3 | 231,98 | 240 | 4 | 35,4 |
| -1,11 | -0,22 | 315 | 55,3 | 3 | 231,77 | 240 | 4 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 3 | 231,88 | 240 | 4 | 34,6 |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 3 | 231,75 | 240 | 8 | 34,6 |
| 6,99 | -0,9 | 45 | 54,2 | 3 | 231,47 | 240 | 8 | 35,7 |
| 18,2 | 8,58 | 135 | 53,8 | 3 | 231,32 | 240 | 8 | 36,1 |
| 9,01 | 14,6 | 225 | 54,4 | 3 | 231,9 | 240 | 8 | 35,4 |
| -2,22 | -0,87 | 315 | 55,3 | 3 | 231,7 | 240 | 8 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 3 | 231,75 | 240 | 8 | 34,6 |



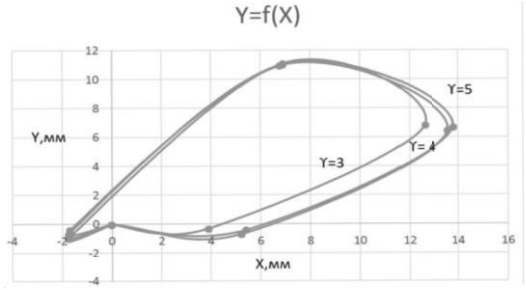

*Загальний графік залежності впливу ексцентриситету вала плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки*



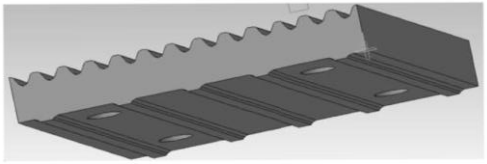
*3D модель плити із трикутним рифленням*

*Розрахункові значення при різних значеннях кута нахилу плити*

| X | У | φ | $\beta_0$ | γ | BD | BA | r | $\alpha_0$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| мм | мм | град | град | град | мм | мм | мм | град |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 4 | 229,6 | 240 | 6 | 34,6 |
| 3,89 | -0,08 | 45 | 54,2 | 4 | 229,1 | 240 | 6 | 35,7 |
| 5,62 | 6,83 | 135 | 53,8 | 4 | 228,9 | 240 | 6 | 36,1 |
| 6,91 | 11,1 | 225 | 54,4 | 4 | 229,2 | 240 | 6 | 35,4 |
| -1,7 | -0,87 | 315 | 55,3 | 4 | 229,5 | 240 | 6 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 4 | 229,6 | 240 | 6 | 34,6 |
| 0,000 | 0,000 | 0 | 55,4 | 5 | 229,1 | 240 | 6 | 34,6 |
| 5,4 | -0,4 | 45 | 54,2 | 5 | 228,9 | 240 | 6 | 35,7 |
| 13,8 | 6,7 | 135 | 53,8 | 5 | 228,7 | 240 | 6 | 36,1 |
| 6,9 | 11 | 225 | 54,4 | 5 | 229,2 | 240 | 6 | 35,4 |
| -1,7 | -0,41 | 315 | 55,3 | 5 | 229,5 | 240 | 6 | 34.,4 |
| 0,000 | 0,000 | 360 | 55,4 | 5 | 229,1 | 240 | 6 | 34,6 |




*Загальний графік зміни кута нахилу плити, що дробить, на траєкторію переміщення щоки*



*3D модель плити із трапецеїдальним рифленням*