

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ім. Ю.М. ПОТЕБНИ

Електричної інженерії та кіберфізичних систем

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота

другий (магістерський) рівень

(рівень вищої освіти)

на тему «Підвищення енергетичної ефективності технологічного обладнання

ШІХТ»

Виконав: студент 2 курсу, групи 8.1412-3
спеціальності 141 Електроенергетика,
електротехніка та електромеханіка

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

освітньої програми Електроенергетика,
електротехніка та електромеханіка

Сафронкін О.М.

(ініціали та прізвище)

Керівник к.т.н., доц. Єрофєєва А.А.

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

Рецензент д.т.н., проф. Артемчук В.В.

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


Запоріжжя
2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Інженерний навчально-науковий інститут _____
Кафедра Електричної інженерії та кіберфізичних систем _____
Рівень вищої освіти другий (магістерський) рівень _____
Спеціальність 141 -- Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)
Освітня програма Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

д.т.н., доц.  В.Л. Коваленко
« _____ » _____ 2023 року

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

Сафронкін Олексій Миколайович

(прізвище, ім'я, по батькові)

- 1 Тема роботи «Підвищення енергетичної ефективності технологічного обладнання шахт»
керівник роботи Єрофеева А.А., к.т.н., доцент
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від « 01 » травня 2023 року № 638 - с
- 2 Строк подання студентом роботи 01 грудня 2023 р.
- 3 Вихідні дані до роботи : технологічна схема дробильно-дозаторного комплексу, споживання електричної енергії підприємством - 211,40 млн. кВт·год., шахтою «Експлуатаційна» - 10 млн. кВт·год, енергоцехом – 4 млн кВт·год.
- 4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) 1) Опис об'єкта дослідження 2) Розрахунки вибору технологічного обладнання пункту дроблення 3) Розрахунок схеми електропостачання.4) Техніко-економічні показники впровадження заходів.
- 5 Перелік графічного матеріалу 1) Річне споживання електричної енергії підприємством. 2) Споживання електричної енергії шахтою по місяцях. 3)Технологічна схема дробильно-дозаторного комплексу. 4) Технічні параметри дробарки. 5) Технічні параметри обраного двигуна 6) Технічні параметри обраних трансформаторів 7) Результати розрахунків вимикачів. 8) Висновки

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розділ 1	Єрофєєва А.А. к.т.н., доцент	<i>Єрофєєва</i>	<i>Єрофєєва</i>
Розділ 2	Єрофєєва А.А. к.т.н., доцент	<i>Єрофєєва</i>	<i>Єрофєєва</i>
Розділ 3	Єрофєєва А.А. к.т.н., доцент	<i>Єрофєєва</i>	<i>Єрофєєва</i>
Розділ 4	Єрофєєва А.А. к.т.н., доцент	<i>Єрофєєва</i>	<i>Єрофєєва</i>

5 Дата видачі завдання 01.09.2023 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Опис об'єкта дослідження	29.09.2023	
2	Розрахунки вибору технологічного обладнання пункту дроблення	16.10.2023	
3	Розрахунок схеми електропостачання	23.10.2023	
4	Техніко-економічні показники впровадження заходів	25.11.2023	

Студент *Сіфронкін*
(підпис)

Сіфронкін О.М.
(ініціали та прізвище)

Керівник роботи *Єрофєєва*
(підпис)

Єрофєєва А.А.
(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер *Башлій*
(підпис)

С.В. Башлій
(ініціали та прізвище)

АНОТАЦІЯ

О.М.Сафронкін. Підвищення енергетичної ефективності технологічного обладнання шахт.

Кваліфікаційна випускна робота на здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальністю 141 – Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка, науковий керівник А.А.Єрофєєва. Запорізький національний університет. Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні. Кафедра електричної інженерії та кіберфізичних систем, 2023.

Кваліфікаційна робота магістра присвячена підвищенню енергетичної ефективності технологічного обладнання шахт.

В кваліфікаційній роботі проведений аналіз споживання електричної енергії підприємства, визначені електричні навантаження, проведені розрахунки кабельної мережі, струмів короткого замкнення та розподільного пристрою 0,4 кВ, виконано вибір обладнання.

Ключові слова: шахта, система електропостачання, електроенергія, кабельна мережа, автоматичний вимикач, живильник, напруга.

ABSTRACT

O.M. Safronkin. Improving the energy efficiency of technological equipment of mines.

Qualifying final work for the degree of master's degree in specialty 141 - Electric power engineering, electrical engineering and electromechanics, scientific supervisor A.A.Yerofieieva. Zaporizhzhia National University. Y.M. Potebnyi Engineering Education and Research Institute. Department of Electrical Engineering and Cyberphysical Systems, 2023.

The master's qualification work is devoted to improving the energy efficiency of technological equipment in mines.

The qualification work analyzes the electricity consumption of the enterprise, determines the electrical loads, calculates the cable network, short-circuit currents and 0.4 kV switchgear, and selects equipment.

Keywords: mine, power supply system, electricity, cable network, circuit breaker, feeder, voltage.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ОПИС ОБ'ЄКТА ДОСЛІДЖЕННЯ.....	9
2 РОЗРАХУНКИ ВИБОРУ ОБЛАДАННЯ ПУНКТУ ДРОБЛЕННЯ.....	13
2.1. Вибір дробарки.....	13
2.2 Вибір електродвигунадробарки.....	19
2.3 Розрахунок живильника.....	24
2.4 Грохот НГ18/25 для відсіювання руди.....	27
3 РОЗРАХУНОК СХЕМИ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ	31
3.1 Визначення електричних навантажень.....	31
3.2 Вибір силових трансформаторів	32
3.3 Розрахунок кабельної мережі	36
3.4 Розрахунок струмів короткого замкнення.....	39
3.5 Розрахунок розподільного пристрою 0,4 кВ.....	43
3.6 Організація обслуговування дробарки.....	48
3.6.1 Запобіжний пристрій.....	55
3.6.2 Заміна деталей дробарки	56
3.6.3 Вибір допоміжного обладнання та інструменту.....	59
3.6.4 Розрахунок освітлення	62
4 РОЗРАХУНОК ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАХОДІВ.....	66
4.1 Розрахунок витрати та вартості електроенергії.....	66
4.2 Розрахунок експлуатаційних витрат по дільниці дроблення.....	67
4.3 Техніко-економічні показники дільниці дроблення.....	68
ВИСНОВКИ.....	69
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ.....	70

ВСТУП

При вивченні питань, пов'язаних з ефективністю електроспоживання на вугільних шахтах виникає актуальне наукове завдання обґрунтування енерготехнологічних показників для підвищення енергоефективності основних технологічних процесів, що забезпечують виконання вимог щодо енергозбереження при видобутку вугілля, зниження собівартості та зростання продуктивності.

Електрифікація гірничого підприємства має виняткове значення як основна енергетична база комплексної механізації і автоматизації гірничого виробництва. Гірничорудне виробництво - великий споживач електричної енергії, що має характерні особливості, які пов'язані з роботою машин і агрегатів в умовах відкритих гірничих робіт. Відкриті гірничі роботи обумовлюють низку спеціальних вимог щодо електропостачання підприємства і до вирішення проблем, що пов'язані із дотриманням безпеки під час експлуатації електрогосподарства, із захистом від однофазних замикань на землю, а також з захистом персоналу від ураження струмом.

У гірничорудному виробництві впровадження електричної енергії в підземних виробках дещо затримується, якщо порівнювати з іншими галузями, особливі умови в шахтах не дозволяють застосовувати звичайне електричне обладнання.

Електрифікація гірничих робіт дозволить збільшити продуктивність праці за рахунок використання електромашин та механізмів, та зменшить собівартість продукції., без електрифікації виконання підземних гірничих робіт просто неможливо.

На теперішній час на рудних шахтах застосовується сучасне транспортне обладнання, яке сприяє підвищенню продуктивності праці та поліпшує умови роботи гірників.

Основні завдання гірничорудної промисловості України це - забезпечення підйому матеріального та культурного рівня життя на основі

високих темпів розвитку виробництва, підвищення його ефективності, науково-технічного прогресу і прискорення росту продуктивності праці.

Головним напрямком технічного прогресу передбачається створення і впровадження більш потужних і високопродуктивних машин з дистанційним і частково програмним управлінням. Одночасно з цим буде вдосконалюватися технологія і організація виробництва.

1 ОПИС ОБ'ЄКТА ДОСЛІДЖЕННЯ

В даний час електропостачання ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» здійснюється від діючої підстанції 150/35/6 кВ, розташованої на центральному промисловому майданчику рудника і чотирьох підстанцій 35/6 кВ, розташованих на промислових майданчиках Північного, Південного, Дренажного вентиляційних стовбурів і закладного комплексу [1].

Підстанція 35/6 кВ отримує живлення по ПЛ-35 кВ від підстанції 150/35/6кВ промислового майданчика, обладнаного двома трьохобмотковими трансформаторами (Т1, Т2) типу ТДТН-63000/35/6,3 потужністю 63000 кВА, напругою первинною 154 кВ, вторинною 35 і 6,3 кВ. Крім того, додатково встановлено трансформатор Т3 типу ТДНС16000/35/6,3 призначений для електропостачання споживачів екологічної броні. Споживання електричної енергії підприємством представлено на рисунку 1.1.

Аналізуючи отримані дані, можна сказати, що істотними споживачами електричної енергії підприємстві є шахта «Експлуатаційна» (61 % споживання) та енергоцех (24 %). За 2021 рік споживання електроенергії підприємством склало 211,40 млн. кВт · год. В середньому щомісячно шахта «Експлуатаційна» споживає близько 10 млн. кВт · год, енергоцех – близько 4 млн кВт·год.

На рисунку 1.2 зображено добове споживання електричної енергії шахтою «Експлуатаційна».

Процес випуску руди як продукту починається ще в шахті, на підземному дробильно-дозаторному комплексі (ДДК), коли відбувається перепуск і дроблення руди на щоківих дробарках на горизонтах 666 м та 864 м, а також на новому горизонті 1065 м. Потім на дробильно-сортувальній фабриці (ДСФ) руда сортується на агломераційну і мартенівську, і доводиться до необхідної фракції згідно ТУ.

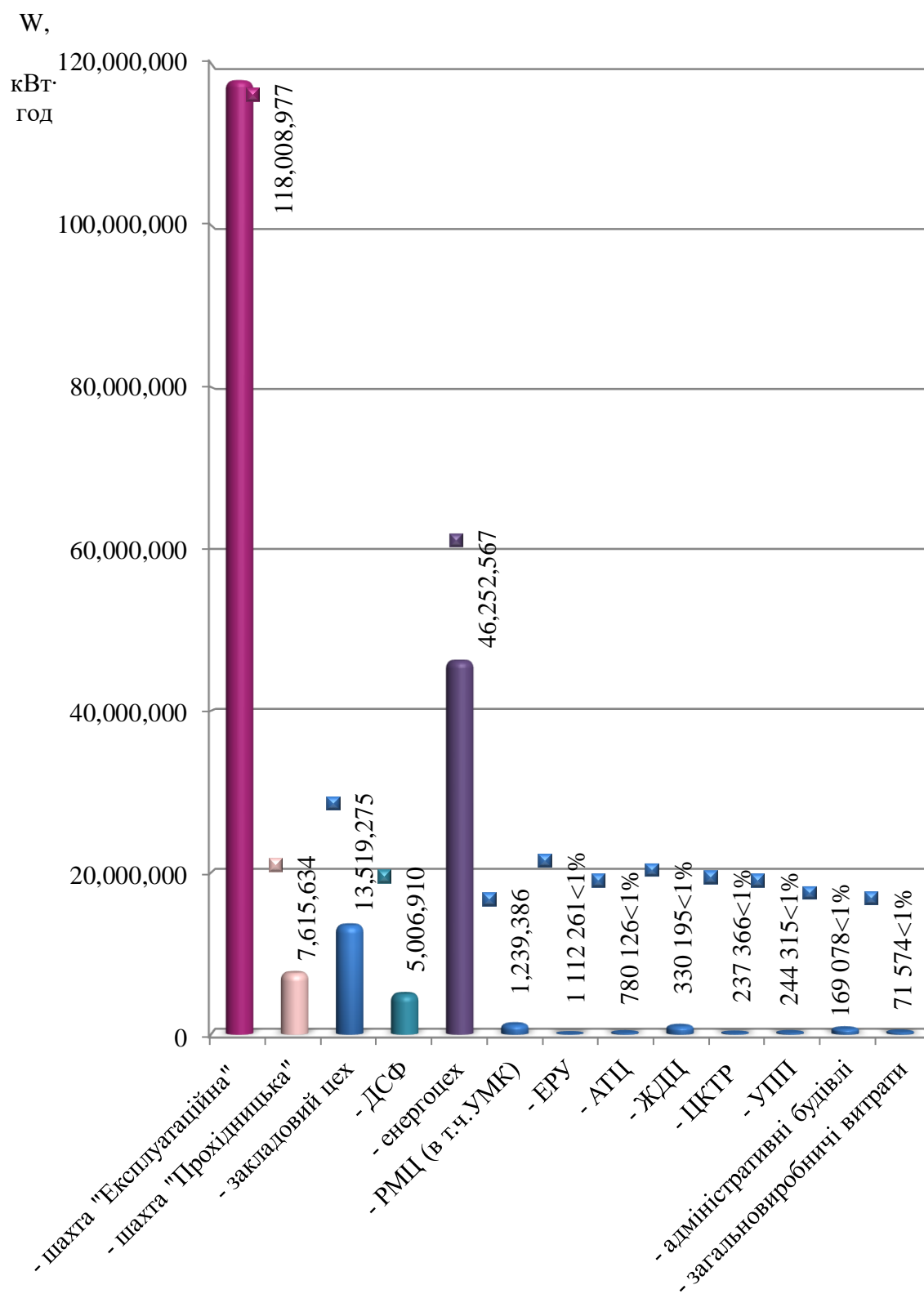


Рисунок 1.1– Річне споживання електричної енергії підприємством

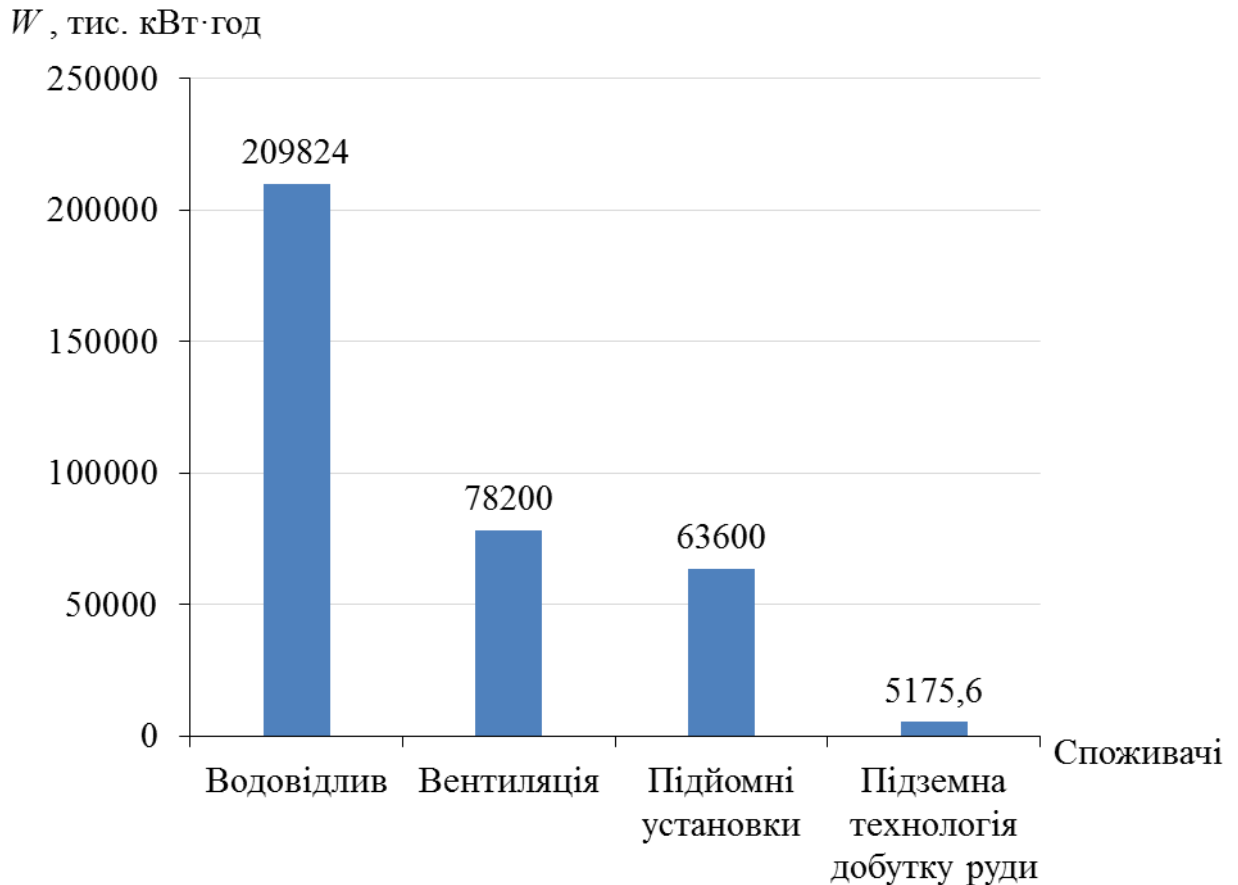


Рисунок 1.2 – Добове споживання електричної енергії шахтою «Експлуатаційна»

Дільниця дробильно-дозаторного комплексу була організована в 2000 р. Призначення дільниці – приймання гірничої маси (руди та породи), розвантаження, дроблення її, завантаження в скіпи та видавання на поверхню, на дробильно-сортувальну фабрику. Дільниця працює на відкатувальних горизонтах 640, 740, 840, 940, 1040 м і на проміжних горизонтах 666, 864, 898, 1065, 1100 м.

Руда видається на поверхню за двома технологічними ланцюгами: I Вантажного ствола і II Вантажного ствола.

На ділянці дробильно-дозаторного комплексу (ДДК) використовується багато обладнання. Технологічна схема ДДК наведена на рисунку 1.3.

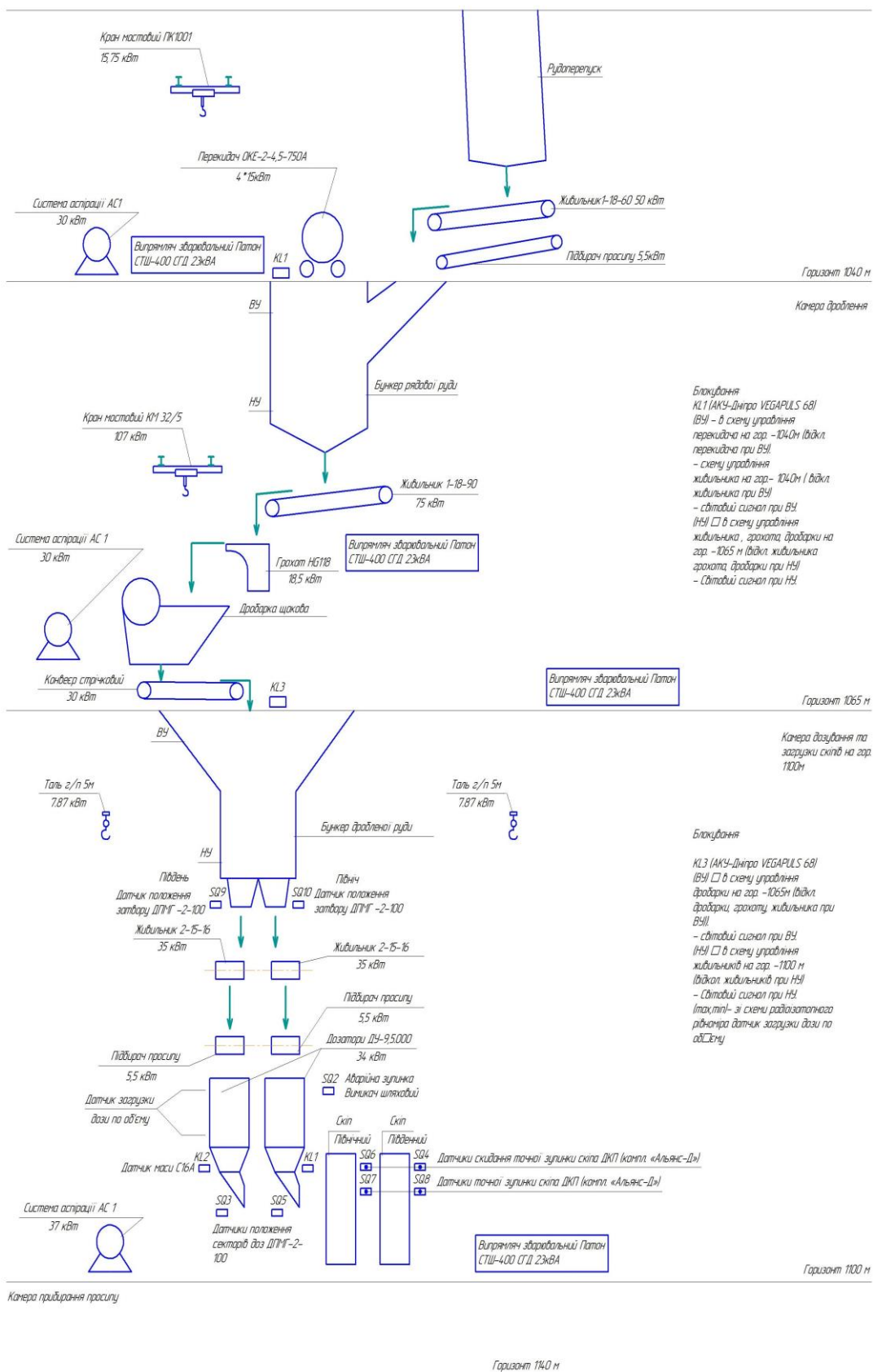


Рисунок 1.3–Технологічна схема дробильно-дозаторного комплексу

2 РОЗРАХУНКИ ВИБОРУ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДАННЯ ПУНКТУ ДРОБЛЕННЯ

2.1 Вибір дробарки

Згідно технологічної схеми дільниці ДДК обладнання горизонту 1065 м входить в технологічний ланцюжок ВС1, тобто руда, яка проходить через пункт дроблення, йде з усіх горизонтів ланцюжка ВС1, як через кінцевий пункт перепуску перед потраплянням до дозуючого пристрою ВС1. Але економічно не обґрунтовано перепускати подроблену на горизонті 666 м та горизонті 864 м руду знову через плити дробарки із-за можливого підвищеного зношення їх та можливого брикетування у дробарці подробленої руди. Тому у пункті дроблення між живильником та дробаркою приймаємо встановлення грохоту. Тоді приймаємо, що вся подроблена руда з горизонту 666 м і 864 м просипається через грохот у бункер дробленої руди. Тобто у дробарці фактично дробиться руда тільки з горизонту 940 м та, у майбутньому, з горизонту 1040 м. Тому для розрахунку приймаємо кількість руди, яка дробиться у дробарці, рівною кількості руди сумарно з горизонтів 940 м та 1040 м. Згідно плану видобування руди на 2021 р.(по даним техвідділу ПрАТ «ЗЗРК») з горизонту 940 м повинно буде видобути 1861000 тонн руди. Умовно приймаємо цю кількість, як річну продуктивність дробарки: $Q_p = 1861000$ тонн/рік.

В 2021 році 365 днів, з них 11 днів неробочі. Робітники дільниці ДДК мають безперервний графік роботи, тобто кожен робочий день дробарка працює у три зміни, за винятком субот, коли дві зміни є ремонтними для ВС1 і видача руди, а значить робота дробарки горизонту 1065 м не відбувається. Тобто в суботу дробарка працює тільки одну зміну. В 2021 р. 52 суботи, тобто час роботи по суботах складає $T_c = 52$ змін/рік. Час роботи за винятком вихідних, святкових днів та субот складає $T_p = (365-11-52) \times 3 = 906$ змін/рік.

Час роботи дробарки всього за рік, змін/рік :

$$T = T_p + T_c = 958. \quad (2.1)$$

Дробарка експлуатується у підземних умовах і зміна триває 7,2 години, тобто час безперервної роботи в кожну зміну теж може тривати 7,2 години. Тоді максимальний час роботи дробарки на рік складе, годин/рік :

$$T_{p_{год}} = T \cdot 7,2 = 958 \cdot 7,2 = 6897,6. \quad (2.2)$$

Тоді продуктивність дробарки при дробленні руди з горизонту 940 м, тонн/годину :

$$Q_c = \frac{Q_p}{T_{p_{год}}} = \frac{1861000}{6897,6} = 270. \quad (2.3)$$

Враховуючи той факт, що в перспективі буде введено в експлуатацію горизонт 1040 м зі схожими (по даним ЗЗРК) показниками видобування руди, потрібну продуктивність дробарки подвоюємо: $Q_{год} = 270 \cdot 2 = 540$ тонн/годину.

Враховуючи той факт, що на ДДК вже працюють дробарки з простим та складним рухом рухомої щоки та проаналізувавши досвід їх експлуатації, вважаємо доцільним встановити на горизонті 1065 м дробарку DCJ 1600·1250 виробництва «ALTA» (Чехія) зі складним рухом рухомої щоки (рисунки 2.1-2.3), як більш просту та економічну в експлуатації у порівнянні з дробарками з простим рухом щоки .

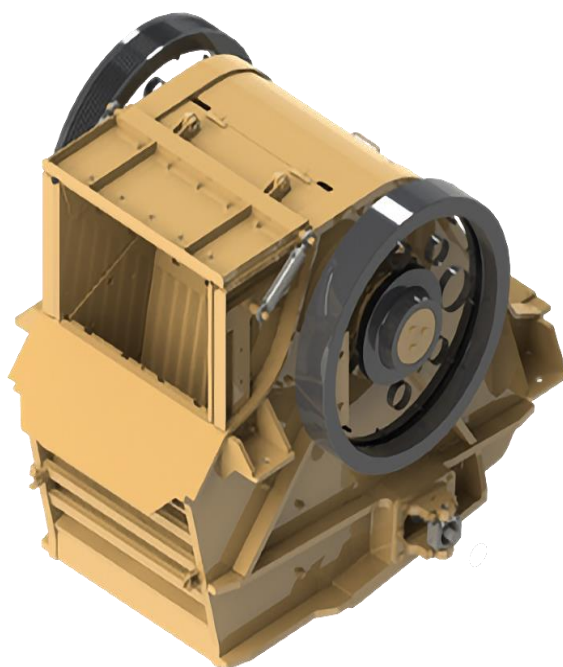


Рисунок 2.1 – Загальний вигляд дробарки DCJ 1038

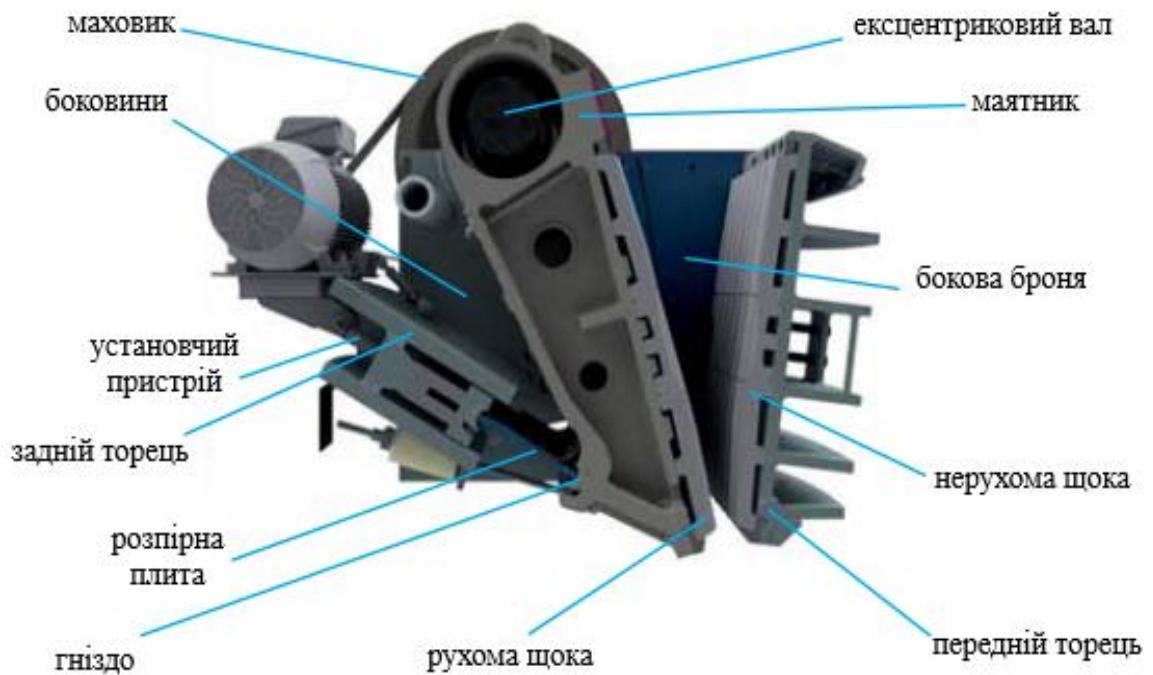
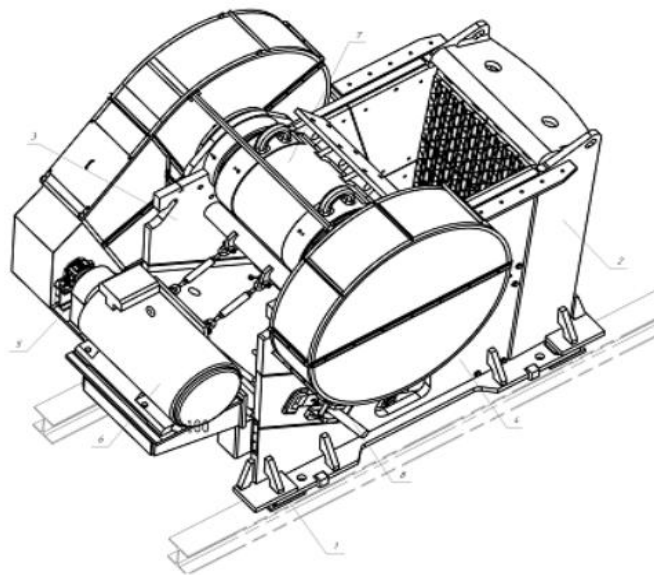


Рисунок 2.2 - Дробарка DCJ 1038



1-торець задній; 2 - торець передній; 3 - боковина ліва; 4 - боковина права; 5 - несуча консоль двигуна; 6 – двигун; 7- маятник; 8 - регулювання гідравлічне

Рисунок 2.3 - Дробарка DCJ 1600-1250 виробництва «ALTA» (Чехія) зі складним рухом рухомої щоки

Технічні параметри дробарки наведені в таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Технічні параметри дробарки DCJ 1038

Довжина вхідного отвору	мм	1600
Ширина вхідного отвору	мм	1250
Діапазон установлення зазору	мм	(120...300)
Максимальний розмір куска на вході	мм	1300·1000·1000
Оберти ексцентрикового валу	об/хв	210
Номінальний хід щоки	мм	38
Момент інерції на маховику	кг·м ²	4943
Продуктивність	т/год	500-990
Тип руху щоки		складний
Потужність двигуна	кВт	200
Габарити	мм	4070×3860×4950

Враховуючи умови роботи дробарки, а саме дроблення залізної руди як важкодробимого матеріалу з міцністю на стискання до 300 МПа, по п.1.1, по [3] вибираємо для роботи дробарки мінімальний зазор 180 мм.

Таблиця 2.2 - Мінімальні зазори

Якість матеріалу	Зазор, мм	Продуктивність, м ³ /годину
Середньодробимі матеріали з міцністю на зжимання до 250 МПа	160	344
Важкодробимі матеріали з міцністю на зжимання (250...300) МПа	180	388

Перевіримо обрану дробарку DCJ по продуктивності.

Продуктивність дробарки, тонн/годину:

$$Q_{\text{год}\phi} = 60 \cdot \mu \cdot \delta \cdot L \cdot S \cdot n \cdot d_{\text{cp}} \cdot \text{ctg}\alpha, \quad (2.4)$$

де $\mu = (0,25 \dots 0,75)$ – коефіцієнт розпушення руди. Приймаємо $\mu = 0,75$;
 $\delta = (1,5 \dots 1,7)$ тонн/м³ - насипна щільність руди. Приймаємо $\delta = 1,7$ тонн/м³;

L - довжина прийомної щілини дробарки $L = 1,6$ м ;

$d_{cp} = b + 0,5S$ – середній розмір кусків в розгрузці;

b – ширина випускної щілини при найбільшому зближенні щок. По табл.4 $b = 0,18$ м (табл.4);

S – хід рухомої щоки в площині розвантажувальної щілини. По табл.3

$S = 0,038$ м (табл.3)

n – частота обертів ексцентрикового валу об/хв. (По табл.3 $n = 210$);

α - кут захвату. Для дробарок (18...22) °

Приймаємо $\alpha = 18^\circ$.

Тоді $d_{cp} = 0,18 + 0,038/2 = 0,199$ м.

Тоді :

$$Q_{\text{годф}} = 60 \cdot 0,75 \cdot 1,6 \cdot 1,7 \cdot 0,038 \cdot 210 \cdot 0,199 \cdot 3,0777 = 598,2.$$

Фактична продуктивність дробарки $Q_{\text{годф}} = 598,2$ тонн/годину > $Q_{\text{год}} = 540$ тонн/годину. Фактична продуктивність дробарки перевищує потрібну продуктивність.

Згідно ТУ на випуск товарної руди для подання в конусну дробарку Alta KDН 1500HR потрібна руда крупністю не більше 500+0 мм.

Технічні параметри конусної дробарки Alta KDН 1500 HR наведені в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Технічні параметри Alta KDH 1500 HR

Вага	т	34,6
Електродвигун	т	160-250
Продуктивність	т/Год	300-540
Розмір встановлення щілини	мм	35-63
Максимальний розмір куска на вході	мм	280
Діаметр дробильного конуса	мм	1500

Таким чином, навіть при збільшенні об'ємів видобування руди маємо запас продуктивності дробарки і навіть її збільшення шляхом збільшення зазору без погіршення якості фракції видаваної руди.

Таким чином остаточно приймаємо дробарку DCJ 1600·1250 моделі 1038 для встановлення на горизонті 1065 м, яка відповідає всім розрахункам. Це дробарка зі складним рухом щоки ,перед якою встановлюємо живильник для подання руди та грохот для відсіву дрібної фракції.

Дробарка оснащується автоматичною системою змащування і системою налаштування зазору та підтримки його в заданому інтервалі за допомогою гідроагрегату PKS та пари установочних клинів.

2.2 Вибір електродвигуна дробарки

Згідно інформації виробника, дробарка DCJ 1600·1250 може поставлятися з асинхронними двигунами з короткозамкнутим ротором, які мають різну потужність.

Розрахуємо потребуєщу потужність двигуна та оберемо його модифікацію з каталогу виробників електродвигунів, кВт:

1 спосіб.

$$P_{\text{дв расч}} = c \cdot L \cdot B, \quad (2.5)$$

де $c = 1/120$ кВт/см² - для дробарок більше 900×1200 мм;

$L = 1600$ мм – довжина завантажувального отвору ;

$B = 1250$ мм – ширина завантажувального отвору .

Звідси:

$$P_{\text{дв расч}} = (160 \text{ см} \times 125 \text{ см}) \div 120 \text{ кВт/см}^2 = 176,6.$$

2 спосіб. Середня потребуюча потужність дробарки, кВт :

$$P_{\text{потр}} = p \cdot L \cdot H \cdot S \cdot n, \quad (2.6)$$

де $p = 4,5$ кВт · год/м³ – питома робота дроблення для дробарок зі складним рухом щоки по табл.3 :

$L = 1,6$ м – довжина завантажувального отвору;

$H = 3,1$ м – висота нерухомої щоки;

$S = 0,032$ м – номінальний хід рухомої щоки;

$n = 210$ об/хв – оберти ексцентрикового валу;

Звідси:

$$P_{\text{потр}} = 4,5 \cdot 1,6 \cdot 3,1 \cdot 0,032 \cdot 210 = 150.$$

Необхідна потужність двигуна дробарки зі складним рухом щоки, кВт:

$$P_{\text{дв расч}} = K_3 \cdot P_{\text{потр}}, \quad (2.7)$$

де $K_3 = 1,2$ – коефіцієнт запасу;

звідси:

$$P_{\text{дв расч}} = 1,2 \cdot 150 = 180.$$

З розрахунків бачимо, що мінімальна розрахункова потребуєча потужність двигуна складає 180 кВт. З каталогу фірми SIEMENS обираємо двигун SIEMENS 1LA8 315-6AB60-Z-200 kW/400 V/985 потужністю 200 кВт. (рис. 2.4).




Рисунок 2.4 - двигун SIEMENS 1LA8 315-6AB60-Z

Технічні параметри двигуна наведені у таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Технічні параметри двигуна SIEMENS 1LA8 315-6AB60-Z

Номінальна потужність	кВт	200
Номінальна напруга	В	400/690
ККД	%	95,7
Частота	Гц	50
Коефіцієнт потужності	%	0,86
Швидкість	об/хв	988
Кількість полюсів	од	6
Номінальний крутний момент	Нм	1933
Крутний момент ротора з зубцями (н. к. м.)	Нм	2
Струм ротора (н. к. м.)	Нм	6,5
Клас ротора		KL13
Ступінь захисту		IP55
Спосіб охолодження		самовентильований
Корпус		чавун
Момент інерції	кгм ²	6
Вага	кг	1400

Приклад паспортної таблички для SIEMENS 1LA8 315-6AB60-Z-200 kW/400 V/985 наведено на рисунку 2.5.

SIEMENS										
3-MOT. 1LA8 317-4AB60-Z NoN- R41124661010001/2003 IMB3 Th.Cl.155(F)										
V	Hz	A	kW	cosφ	1/min	I _A /I _N	T _E s	Certif.No	IP	
400 Δ 690 Y	50	540 315	315	0.87	1488				55	
Rotor SQU.CAGE KL 13 EN/IEC 60034-1								Gew/Wt 1.5 t		
380..420VΔ, 560..530A 660..725V Y, 325..305A 50Hz										
N _{MAX} =3000 1/MIN										
S.F. 1.10										
MADE IN GERMANY D-90441 Nürnberg 										

1 Motor type: 3-phase LV motor	9 Motor weight [kg]
2 Type of construction	10 Temperature class
3 Degree of protection	11 Rated speed [rpm]
4 Rated voltage [V] and circuit	12 Rated frequency [Hz]
5 Rated current [A]	13 Power factor [cos φ]
6 Rated output [kW]	14 Maximum speed [rpm]
7 Standards and regulations e.g. explosion-proof motors	15 Motor type
8 Serial number	16 Rotor class
	17 Additional details (optional)
	18 Service factor

1-тип двигуна: 3-фазний низьковольтний двигун; 2-тип конструкції; 3-ступінь захисту; 4-номінальна напруга і схема; 5-номінальний струм; 6-номінальна потужність; 7-стандарти і правила, наприклад, вибухозахищені двигуни; 8-серійний номер; 9-вага двигуна; 10-температурний клас; 11-номінальна частота обертання; 12-номінальна частота; 13-коефіцієнт потужності; 14-максимальна частота обертання; 15-тип двигуна; 16-клас ротора; 17-додаткові дані (за бажанням); 18-коефіцієнт обслуговування

Рисунок 2.5 – Приклад паспортної таблички для

1LA8 315-6AB60-Z-200 kW/400 V/985

2.3 Розрахунок живильника

Для подавання руди в дробарку треба підібрати пластинчастий живильник. Полотно живильника є дном бункера рядової руди для горизонту 1040 м і живильникові прийдеться працювати в дуже складних умовах. Тому по [8] стор.269, умовно обираємо пластинчастий живильник I важкого типу. Максимальна крупність куска для живлення цього живильника (1000...1650) мм по довжині прийомної щілини дробарки приймаємо живильник шириною 1800 мм, а по довжині бункеру рядової руди горизонту 1040 м обираємо модифікацію з відстанню між центрами зірочок 9000 мм. Всім цим умовам відповідає живильник пластинчастий ЖП-1-18-90. (рисунок 2.6)

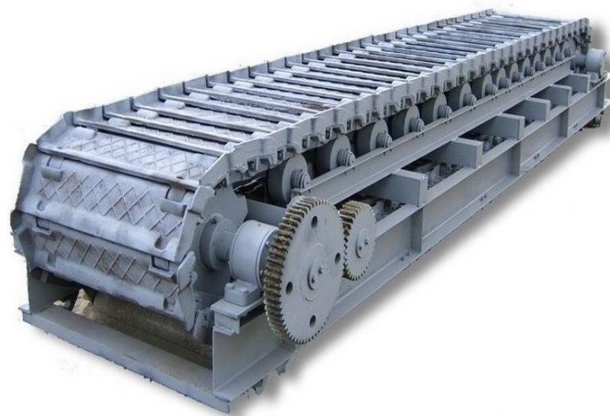


Рисунок 2.6 - Живильник пластинчастий ЖП-1-18-90

Для таких живильників можливе встановлення частотного перетворювача для плавного регулювання швидкості руху полотна – швидкість регулюється в межах(0,03...0,09) м/с.

Розрахуємо мінімально потребуєчу продуктивність живильника, м³/год:

$$Q=3600 \cdot B \cdot h \cdot V \cdot \varphi, \quad (2.8)$$

де $B = 1,8$ м – ширина полотна ;

$h=(0,35...0,45)$ В – мінімальна висота борту;

V – швидкість полотна = 0,03 м/сек ;

φ - коефіцієнт наповнення лотка . Можна прийняти $\varphi=1$, тому що полотно є дном бункеру.

Висоту борту h можна прийняти для розрахунку, як висоту вихідної щілини живильника від полотна до покрівлі сполучення бункеру з камерою дробарки.

Приймаємо $h = 2$ м

$$Q=3600 \cdot 1,8 \cdot 0,03 \cdot 2=387.$$

На мінімальній швидкості продуктивність живильника не буде більшою, ніж паспортна продуктивність дробарки $Q_{об} = 388$ м³/год, а, враховуючи факт перепуску живильником в загальній продуктивності підгрозотної дробленої руди, яка в дробарку не піде, їх можна ставити в технологічну лінію с DCJ і, в залежності від навантаження на дробарку, регулювати швидкість і кількість подавання руди у дроблячу щілину.

Технічні параметри живильника пластинчатого ЖП-1-18-90 наведені у таблиці 2.5

Таблиця 2.5 – Технічні параметри живильника пластинчатого ЖП-1-18-90

Ширина полотна	мм	1800
Відстань між осями валів зірочок	мм	9000
Швидкість руху полотна	м/с	0,03...0,086
Продуктивність	м ³ /год	380...480
Крупність кусків	мм	1000...1650
Кут встановлення	°	20

Живильник комплектується чотирьохшвидкісним електродвигуном змінного струму типу АО 102-12/8/6/4 ($N=24/37,5/55/75$ кВт; $n=490/740/985/1470$ об/хв.) в закритому обдувному виконанні (рисунки 2.7).

Технічні параметри двигуна АО 102-12/8/6/4 наведені у таблиці 2.6, а загальний вигляд двигуна на рисунку 2.7.

Таблиця 2.6 – Технічні параметри АО 102-12/8/6/4

Потужність	кВт	24/37,5/55
Частота обертання	об/хв	490/740/985/1470
Кількість полюсів	шт	12/8/6
Режим роботи		S1
Ступінь захисту		IP44
Напруга	В	380
Частота мережі живлення	Гц	50
ККД	%	82/86/87
Вага	кг	1390
Габарит	мм	400
Серія		АО10

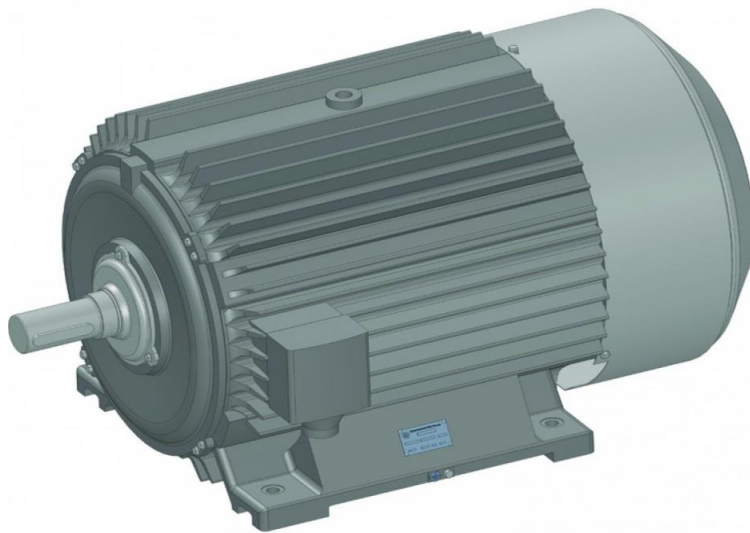


Рисунок 2.7 – Електродвигун типу АО 102-12/8/6/4

2.4 Грохот HG18/25 для відсіювання руди

Для відсіювання дробленої руди в технологічній лінії горизонтцу1065 м передбачаємо для встановлення між живильником та дробаркою грохот з лінійними коливаннями HG18/25. Його технічні деталі:

- рама грохота в вібростійкому виконанні виготовляється з матеріалу S235JRG2;
- коливання виконуються за допомогою одного подвійного дисбалансного вібратора;
 - віброізоляція за допомогою сталевих пружин;
- передача енергії за допомогою клиноремінної передачі, протилежного валу з двома опорними підшипниками, шарнірного валу;
 - довжина передаючої деки 1000 мм;
- просіювальна дека складається з щілинної решітки в секторах з конічними щілинами 200 мм (виготовлені з матеріалу S235JRG2) (рисунок 2.8);
 - частини, контактуючі з рудою, виготовлені з матеріалу HARDOX400. (рисунок 2.9).

Двигун з прямим приводом. Потужність 18,5 кВт, швидкість 1500 об/хв.



Рисунок 2.8 – Матеріал S235JRG2

S235JRG2C+C, S235JRG2 Значення (позначення)

"S" - скорочення від Structural Steel (конструкційна сталь);

"235" означає мінімальне значення межі текучості (МПа) для сталі товщиною ≤ 16 мм;

"JR" означає значення енергії удару 27 Дж при кімнатній температурі.

"G2" - це підвищений клас якості.

"C" означає, що сталь придатна для холодного волочіння.

"+C" означає "загартована холодною обробкою".



Рисунок 2.9 – Матеріал HARDOX400

HARDOX 400 використовується в різних галузях промисловості, де потрібна висока міцність і зносостійкість. Використовується в важких галузях промисловості, таких як металургія, гірничодобувна та інші.

До його переваг можна віднести: високу міцність, завдяки чому витримує великі навантаження без деформації, зносостійкість до стирання і сколів, легко зварюється за допомогою звичайних методів, стійкість до корозії, доставляється в готовому до використання вигляді.

Технічні параметри грохоту HG18/25 наведені в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Технічні параметри грохоту HG18/25

Продуктивність	т/год	800
Насипна щільність	т/м ³	2,64
Розмір поданого матеріалу	мм	0...1000
Точка розділення	мм	180
Ситовий аналіз	мм	0...180
Ширина грохоту	мм	1810
Довжина деки	мм	2500
Площа просіювання	м ²	4,25
Кут встановлення	°	0
Частота коливань	Гц	950
Хід коливання	мм	10

3 РОЗРАХУНОК СХЕМИ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ

3.1 Визначення електричних навантажень

Розрахункові електричні навантаження визначаємо методом коефіцієнту попиту в такій послідовності: всі електроприймачі об'єднуємо в групи за технологічними процесами і за необхідною напругою, визначаємо сумарні встановлені потужності приймачів, активні, реактивні та повні електричні навантаження.

На гор.1065 м маємо групу однорідних за режимом роботи споживачів з напругою до 0,4 кВ які запитані від ЦПП гор.1040 м через трансформатори.

Для групи однорідних за режимом роботи споживачів розрахункове навантаження визначаємо по [5] стор.177 з виразів:

$$P_p = P_{\text{ном}} \times K_c, \quad (3.1)$$

$$Q_p = P_p \times \text{tg } \varphi, \quad (3.2)$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \quad (3.3)$$

де: P - активна потужність ,

Q – реактивна потужність,

S – повна потужність,

K_c – коефіцієнт попиту групи електроприймачів,

$\cos \varphi$ – коефіцієнт потужності групи

Розрахунок електричних навантажень наведений в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Розрахунок електричних навантажень.

Електро-приймачі	Кількість у роботі шт.	Номинальна потужність P_n , кВт	Сумарна встановлена потужність кВт	Коефіцієнт попиту K_c	$\cos \varphi$	$\operatorname{tg} \varphi$	Розрахункова потужність		
							$P_p = P_n \times K_c$ кВт	$Q_p = P_p \times \operatorname{tg} \varphi$ квар	S кВА
Дробарка DCI	1	200	200	0,75	0,75	0,88	150	132	199,8
Живильник ПП-1-18-90	1	50	50	0,75	0,75	0,88	37,5	33	49,9
Грохот НГ 18/25	1	18,5	18,5	0,7	0,7	1,02	12,95	13,2	18,49
Кран мостовий 32/5 тонн	1	34,1	34,1	0,7	0,7	1,02	23,87	24,35	34,1
Таль 3,2 тонни	1	8,87	8,87	0,7	0,7	1,02	6,2	6,33	8,86
Трансформатор зварювальний	1	32	32	0,7	0,7	1,02	22,4	22,8	32
Підбірник просипу	1	2,2	2,2	0,7	0,7	1,02	1,54	1,57	2,19
Станки різні	2	1,5 0,75	2,25	0,3	0,5	1,73	0,67	1,16	1,34
Аспіраційна установка АС-1	1	22	22	0,7	0,7	1,02	15,4	15,7	21,99
Освітлення камери	1	0,96	0,96	1	1	0	0,96	0	0,96
Разом			370,88				270	248,5	369,83

3.2 Вибір силових трансформаторів

На ЦПП рудників, що мають споживачів першої та другої категорії по безперервності електропостачання, має бути встановлено два трансформатори (рисунок 3.1). При аварії або виведенні в плановий ремонт одного з них, другий повинен забезпечувати все навантаження споживачів.

Повна розрахункова потужність трансформатору 6/0,4 кВ визначається по [6] стор.533. За сумарними ΣP_p і ΣQ_p визначаємо загальну розрахункову потужність трансформатору підстанції, кВА:

$$S_{p_{тр}} = K_{ум} \times \sqrt{\Sigma P_p^2 + \Sigma Q_p^2} , \quad (3.4)$$

де $K_{ум} = 0,75$ – коефіцієнт участі в максимумі навантажень;



Рисунок 3.1 - Силовий трансформатор КТПВ 400/6/0,4

ΣP_p – сумарна активна потужність, кВт;

ΣQ_p – сумарна реактивна потужність, квар.

Сумарні значення ΣP_p і ΣQ_p приймаються з таблиці 4.

$$S_{p_{тр}} = 0,75 \times \sqrt{270^2 + 248,5^2} = 275,2 .$$

Номінальна потужність трансформатору обирається, виходячи з умови:

$$S_{н_{тр}} > S_{p_{тр}} \quad (3.5)$$

де $S_{нтр}$ – номінальна потужність трансформатора, кВА
 $S_{ртр}$ – розрахункова потужність трансформатора, кВА
 $P_{хх}$ – втрати холостого ходу, кВт
 $P_{кз}$ – втрати короткого замкнення, кВт
 $I_{хх}$ – струм холостого ходу, %
 $U_{кз}$ – напруга короткого замкнення, %

Приймаємо до установки два сучасних трансформатора типу КТПВ 400/6/0,4: один в роботі, один в резерві, які задовольняють вимогу. Технічні параметри двигуна КТПВ 400/6/0,4 наведені у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Технічні параметри КТПВ 400/6/0,4

Номінальна потужність	кВА	400
Втрати холостого ходу	кВт	1,3
Номінальна первинна напруга	кВ	6
Номінальна вторинна напруга	кВ	0,4
Втрати короткого замкнення	кВт	3,95
Струм холостого ходу	%	1,2
Напруга короткого замкнення	%	3,4
Частота струму	Гц	50
Габаритні розміри	мм	3200×995×1310
Вага підстанції (без колісних пар)	кг	до 3100

Коефіцієнт завантаження трансформатора в нормальному режимі складає по [5] стор.178 , %:

$$\beta = S_{ртр} / S_{нтр} , \quad (3.6)$$

$$\beta = 275,2/400=0,69.$$

Визначимо втрати потужності трансформатора, які становлять по [5] стор.179, кВт:

$$P_m = P_{xx} + \beta^2 \times P_{кз} , \quad (3.7)$$

$$P_m = 1,3 + 0,69^2 \times 3,95 = 3,18 .$$

Реактивна потужність трансформатору, квар:

$$\Delta Q_m = S_{nm} (\Delta Q_x + \beta^2 \times \Delta Q_k) \times 10^{-2} , \quad (3.8)$$

$$\text{де} \quad \Delta Q_x = I_{xx} = 1,2 \% \quad (3.9)$$

$$\Delta Q_k = U_{кз} = 3,4 \% \quad (3.10)$$

$$\Delta Q_m = 400 \times (1,2 + 0,69^2 \times 3,4) \times 10^{-2} = 11,27.$$

З урахуванням втрат в трансформаторі та в його реактивній потужності повна розрахункова потужність трансформатору дорівнює, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \sqrt{(P_p + P_T)^2 + (Q_p + \Delta Q_T)^2} = \sqrt{(270 + 3,18)^2 + (248,5 + 11,27)^2} = 376,97 \quad (3.11)$$

Таким чином, навіть з урахуванням втрат потужності , КТПВ 400/6/0,4 може забезпечити живлення усіх електроприймачів гор.1065 м.

3.3 Розрахунок кабельної мережі

Вибір перерізів проводів та жил кабелю з напругою 0,4 кВ проводиться з урахуванням впливу кількох чинників. До технічних факторів, які впливають на вибір перерізу відносяться наступні: здатність провідника витримувати тривале струмове навантаження при нормальному режимі роботи з урахуванням допустимої величини нагріву, втрата (падіння) напруги в провідниках від проходження по ним струму в нормальному і аварійному режимах, економічна щільність струму.

Вибір по тривалому розрахунковому струму проводиться шляхом порівняння величини розрахункового струму з тривало припустимим струмом навантаження на провідник певного перерізу. По [5] стор.185 тривалий струм для кабелів вказано при температурі нагріву +80 °С при напрузі до 3 кВ. За таблицею обирають переріз провідника, який допускає найближче більший або однаковий з розрахунковим струм.

Розрахунковий струм в кабелі, А :

$$I_p = \frac{S_p \times 10^3}{\sqrt{3} \times U} \quad (3.12)$$

$$\sqrt{3} \times U \quad ,$$

де S_p - розрахункова потужність з табл.4.

Для ввідного кабелю гор.1065 м, А:

$$I_p = \frac{369,83 \times 10^3}{1,73 \times 380} = 559 \text{ .}$$

Обираємо для прокладання по [4] табл.1.3.6. кабель мідний броньований ВБШв 2(3×150+1×50) паралельно в дві нитки, для якого тривало допустимий струм для однієї нитки $I_{\text{доп}}=305$ А при прокладці у повітрі.

Тоді:

$$I_{\text{допкаб}} = 2 \times 305 \text{ А} = 610 \text{ А} > I_p = 559 \text{ А}.$$

Вибір перерізів жил кабелів по допустимій втраті напруги необхідний для перевірки забезпечення стабільності напруги у приймачів електроенергії. Підтримка нормованих рівнів напруги в центрах живлення і безпосередньо у споживачів має велике значення для нормальної роботи електроустаткування підприємств.

Відхилення напруги в ту або іншу сторону завдає значної шкоди. Допускаються такі відхилення від напруги на затискачах різних електроприймачів:

- на затискачах електродвигунів і апаратів для їх пуску та керування в межах (5...10) % номінальної;
- на затискачах інших приймачів електричної енергії - до 5 %;

Перевірку вибраного перерізу жил кабелів з урахуванням допустимих відхилень напруги обчислюють за формулою, %:

$$\Delta U = \frac{\sqrt{3} \times I_p \times L \times \cos \varphi \times 100}{\gamma \times S \times U}, \quad (3.13)$$

де $I_p = 559$ А - розрахунковий струм електроприймачів,

$\cos \varphi = 0,75$ – коефіцієнт потужності електроприймача,

$L = 240$ м - довжина кабельної лінії,

$\gamma = 50$ м/Ом×мм² – питома провідність провідника з мідними жилами,

$S = 150$ мм² - переріз провідника,

$$\Delta U = \frac{1,73 \times 559 \times 240 \times 0,75 \times 100}{50 \times 150} = 4,82.$$

50×150×380

Втрата напруги в кабелі не перевищує 5%.

Перевіримо кабель по економічній щільності току, тому що використання максимуму навантажень на рік складає 6706 год/рік (по п.1.6.1), тобто по [5] стор.189.

Переріз кабелю, мм²:

$$S_{\text{каб}} = I_p / j_{\text{ек}} \quad , \quad (3.14)$$

де $j_{\text{ек}}$ - нормоване значення економічної щільності струму,

$$j_{\text{ек}} = 2,7 \text{ А/мм}^2 \text{ по [5] табл. 9.7,}$$

$$S_{\text{каб}} = 559 / 2,7 = 207.$$

Обраний кабель ВБбШв 2(3×150+1×50) паралельно в дві нитки підходить по всім умовам. Розрахунок інших кабелів проводимо аналогічно, результати розрахунків наводимо в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахунок кабелів.

Споживач	Струм, А	Від- стань, м	S по тривало допустимому навантаженню, мм	S по допус- тимій втраті напруги, мм	S по еконо- мічній щі- льності току, мм	тип кабелю
1	2	3	4	5	6	7
Головний ввід на гор.1065 м	559	240	2×150	2×150	2×120	ВБбШв 2(3×150+1 ×50)
Дробарка DCI	450,7	50	2×150	2×150	2×150	АВБбШв 2(3×150+1 ×50)

Продовження таблиці 3.3

1	2	3	4	5	6	7
Решта споживачів гор.1065 м	265,2	100	185	185	185	АВБ6ШВ 3×185+1×95
Живильник	109,8	60	50	50	70	АВБ6ШВ 3×70+1×25
Грохот	38,3	60	10	10	25	АВБ6ШВ 3×25+1×10
Кран мостовий	59,8	60	25	25	35	АВБ6ШВ 3×35+1×16
Аспіраційна установка	46,2	90	16	16	25	АВБ6ШВ 3×25+1×10

3.4 Розрахунок струмів короткого замикання

З'єднання між собою через малі опори окремих елементів електроустановок, що знаходяться під напругою, призводить до процесу, званого коротким замиканням (к.з.). Основні причини к.з. – порушення ізоляції струмоведучих частин внаслідок старіння або механічних пошкоджень; помилкові дії обслуговуючого персоналу.

У системах трифазного змінного струму можливі кілька видів к.з. : трифазне, коли всі три фази з'єднуються між собою; двофазне, коли дві фази з'єднуються накоротко; однофазне, коли фаза з'єднується з землею. У трифазних мережах з глухо заземленими нейтраллями та в чотирьох провідних мережах, наприклад 0,69-0,23 кВ, можливі всі три види короткого замикання. У мережах з ізольованою нейтраллю бувають трьох-і двофазні к.з., а також замикання на землю, але з малими струмами.

Струми короткого замикання в багато разів перевищують струми нормального режиму і тому при виборі устаткування доводиться враховувати

можливість виникнення короткого замикання і шкоду яку можуть нанести струми к.з. Найбільшого значення ці струми досягають при виникненні к.з. в місцях встановлення джерел живлення, до яких відносяться синхронні машини (генератори, компенсатори) і асинхронні двигуни потужністю понад 1000 кВА. Останні враховуються як додаткові джерела живлення тільки при їх незначній віддаленості від місця к.з.

Якщо при нормальному режимі роботи електроприладу в ланцюгу протікав струм навантаження I_n , то при виниклому короткому замиканні опір електромережі різко зменшується і це призводить до значного збільшення струму, яке виникає не миттєво, а через деякий час з-за наявності в ланцюгу не тільки активного, але й індуктивного опорів.

Для розрахунку викреслюють розрахункову схему електропостачання дільниці і на її основі складають схему заміщення, на якій планують розрахункові точки (К1, К2 і тощо). Розрахунок зводиться до визначення сумарного опору ланцюгу до місць к.з. і визначення необхідних величин струму та потужності короткого замикання.

Визначення опору обмотки трансформатора і живильного кабелю
Індуктивний опір обмотки трансформатора розраховується за формулою, Ом:

$$X_T = \frac{10 \times U_k \times U_H^2}{S_H}, \quad \text{по [5] стор.280,} \quad (3.15)$$

де $U_k = 3,4\%$ - напруга к.з. в % від U_H ,

$U_H = 400$ В - номінальна напруга трансформатора,

$S_H = 400$ кВА - номінальна потужність трансформатора ,

$$X_T = \frac{10 \times 3,4 \times 0,4^2}{400} = 0,014 .$$

Активний опір вторинної обмотки трансформатору, Ом :

$$R_T = P_k / 3 \times I_{2H}^2 \quad , \quad (3.16)$$

де $P_k = 3,95$ кВт - потужність втрат трансформатору при к.з.,

$I_{2H} = 219$ А - номінальний вторинний струм трансформатору,

$$R_T = \frac{3950}{3 \times 219^2} = 0,027.$$

Активний та індуктивний опір кабелю беремо з [7] стор.178.

Індуктивний опір кабелю до шин РП 0,4 кВ, Ом

$$X_k = X_0 \times L = 0,05 \times 0,24 = 0,012, \quad (3.17)$$

де $X_0 = 0,05$ Ом/км - індуктивний опір кабелю,

$L = 0,24$ км - довжина кабелю.

Активний опір кабелю до шин РП 0,4 кВ, Ом:

$$R_k = R_0 \times L \quad , \quad (3.18)$$

де $R_0 = 0,122$ Ом/км - активний опір кабелю,

$L = 0,24$ км - довжина кабелю,

$$R_k = 0,122 \times 0,24 = 0,029 .$$

Опір ланцюга до точки к.з., Ом:

$$Z = \sqrt{(X_T + X_k)^2 + (R_T + R_k)^2} \quad , \quad (3.19)$$

$$Z = \sqrt{(0,014+0,012)^2 + (0,027+0,029)^2} = 0,057.$$

Сталий струм к.з. на шинах РП 0,4 кВ по [5] стор.280, А:

$$I_k^{(3)} = \frac{1,05 \times U}{\sqrt{3} \times Z} = \frac{1,05 \times 400}{1,73 \times 0,057} = 4859. \quad (3.20)$$

Струм двофазного к.з. на шинах РП 0,4 кВ, А:

$$I_k^{(2)} = 0,87 \times I_k^{(3)} = 3684,2. \quad (3.21)$$

Сталий струм на затискачах сторони 0,4 кВ силового трансформатора, А:

$$I_k^{(3)} = \frac{1,05 \times U}{\sqrt{3} \times Z_T} = \frac{1,05 \times U}{1,73 \times \sqrt{X_T^2 + R_T^2}}, \quad (3.22)$$

$$I_k^{(3)} = \frac{1,05 \times 400}{1,73 \times \sqrt{0,014^2 + 0,027^2}} = 8092.$$

Для інших точок ланцюга розрахунок струмів к.з. виконується аналогічно.

Результати розрахунків наведено в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 – Розрахунки струмів.

Точка мережі, позначення	X_k , Ом	R_k , Ом	$I_k^{(3)}$, кА	$I_k^{(2)}$, кА
К1 КТПВ 400/6/04 кВ	0,014	0,027	8,09	–
К2 шини РП 0,4 кВ	0,012	0,029	4,86	4,2
К3 затискачі двигуна дробарки	0,003	0,01	4,05	3,52
К4 затискачі двигуна живильника	0,0025	0,008	3,89	3,38

3.5 Розрахунок розподільного пристрою 0,4 кВ

Пускозахисну апаратуру вибирають по номінальній напрузі мережі, по довгостроково протікаючому струму навантаження, по потужності споживача, по струмовій уставці захисту та по найбільшому струму трифазного короткого замикання, яке може виникнути у з'єднанні. Відключаюча здібність апарату повинна у 1,2 рази перевищувати найбільший струм трифазного к.з. по [5] стор.283:

$$I_{отк} \geq 1,2 \times I_k^{(3)}. \quad (3.23)$$

Розподільний пристрій 0,4 кВ будується на окремих автоматичних вимикачах. На кожен секцію передбачається встановити по одному ввідному вимикачу. Між собою секції будуть з'єднуватись також вимикачем, який вибирається по робочому струму споживачів 0,4 кВ: $I_p = 559$ А.

З ряду існуючих на даний момент сучасних приладів обираємо швидкодіючий стаціонарний автоматичний вимикач з електромагнітним приводом ВА 5341 з номінальним струмом 800 А. Відключаюча здібність вимикача по паспорту $I_{откл} = 32,5 \text{ кА} \geq 1,2 \times I_k^{(3)} = 1,2 \times 4,86 = 5,8 \text{ кА}$, де $I_k^{(3)} = 4,86 \text{ кА}$ - струм к.з. на зажимах вимикача.

Умова виконується. Відключаюча здатність ВА 5341 достатня.
Струм уставки струмового захисту по [7] стор.280, А:

$$I_y \geq I_{пуск \text{ ДВ}} + \sum I_{ном \text{ раб}}, \quad (3.24)$$

де $I_{пуск \text{ ДВ}} = 2130$ А - пусковий струм найпотужнішого двигуна дробарки,
 $\sum I_{ном \text{ раб}}$ - сума номінальних струмів електроприймачів,

$$I_y \geq 2130 + 265,2 = 2395,2.$$

З ряду уставок вимикача ВА 5341 (рис.3.2) обираємо уставку, трикратну номінальному струму вимикача 800 А: $I_y = 2400$ А (по паспорту ВА 5341).

Коефіцієнт чутливості захисту вимикача:

$$K_{\text{ч}} = I_{\text{к}}^{(2)} / I_y = \frac{4200}{2400} = 1,75 \geq 1,5, \quad (3.25)$$

де $I_{\text{к}}^{(2)} = 4200$ А - струм двофазного к.з. на шинах 0,4 кВ з табл.6.

Чутливість захисту вимикача задовільна.

Для споживачів гор.1065 м автоматичні вимикачі обираються аналогічно, результати розрахунків заносимо в таблицю 3.5.

Таблиця 3.5 – Результати розрахунків вимикачів

Розрахунковий споживач	струм	Автоматичний вимикач	Струм уставки А
Ввідний секційний А	$I_p=559$	ВА 5341 800 А	2400
Дробарка	$I_p=450,7$	ВА 5341 630 А	1890
Решта споживачів	$I_p=265,2$	ВА 5341 400 А	1200



Рисунок 3.2 - Стаціонарний автоматичний вимикач ВА 5341 з електромагнітним приводом

ВА 5341 – це швидкодіючий стаціонарний автоматичний вимикач з електромагнітним приводом. Випускається на номінальні токи 250, 400, 630, 800, 1000 А. Використовується для проведення струму в нормальному режимі та відключення струму при коротких замкненнях, перенавантаженнях і недопустимих зниженнях напруги. Припускається використовувати ВА 5341 для прямих запусків та захисту асинхронних електродвигунів.

Для підключення споживачів гор.1065 м обираємо по розрахунковому струму пускачі. Згідно [5] стор.182. самим ненадійним елементом пускозахисної апаратури є контактна система, яка внаслідок дії електричної дуги порівняно швидко виходить з ладу, в той час коли інші елементи та вузли апаратів можуть продовжувати роботу.

В останні роки отримали і будуть отримувати подальше розповсюдження безконтактні системи апаратів, які не потребують встановлення контактних котушок, силових контактів та дугогасильних пристроїв. Основу такої системи складають тиристори. Для комутації навантаження трьохфазного змінного струму, регулювання напруги та керування асинхронними електродвигунами випускають тиристорні пускачі.

Безконтактні тиристорні пускачі серії ПБТ(рисунок 3.3) це - керований тиристорний трьохфазний регулятор змінного струму з системою регулювання (аналоговою або мікропроцесорною) захисту та сигналізації. Вони призначені для керування асинхронними двигунами і комутації в мережах змінного струму. Забезпечують плавний пуск, параметричне регулювання швидкості та захист двигуна від перенавантаження та відриву фази. Їх перевага це - значне зменшення експлуатаційних витрат у порівнянні з контактними пускачами.

ПБТ мають декілька видів захисту: від недопустимих перенавантажень по струму, від зовнішніх та внутрішніх перенапруг на тиристорах, від роботи приводного двигуна на двох фазах, від зникнення напруги в силовій мережі.

ПБТ не мають недоліків магнітних пускачів: підгоряння контактів, неодноразовість підключення фаз, велику потужність споживання ланцюгів керування, наявність механічно рухомих частин.



Рисунок 3.3 - Безконтактний тиристорний пускач серії ПБТ

Для живильника ПП1-18-90 зі струмом $I_p = 109,8 \text{ А}$ обираємо пускач ПБТ 160/380, у якого номінальний струм перевищує струм електродвигуна живильника: $I_n = 160 \text{ А} > I_p = 109,8 \text{ А}$.

В пускач вбудовано максимальний токовий захист та електротепловий захист. Ударний струм короткого замикання 5,5 кА.

Струм уставки повинен бути $I_y \geq I_{\text{пуск}}$, де $I_{\text{пуск}}$ – пусковий струм двигуна,

$$I_{\text{пуск}} = I_n \times K_i = 109,8 \times 6,2 = 680,8 \text{ А.}$$

Приймаємо $I_y = 750 \text{ А}$.

Чуттєвість захисту пускача живильника:

$$K_{\text{ч}} = I_{\text{к}}^{(2)} / I_{\text{у}} = 3380 \div 750 = 4.5 > 1,5.$$

Чуттєвість захисту задовільна.

Аналогічно обираємо пускач ПБТ 63/380 для підключення грохоту, у якого $I_{\text{н}} = 63 \text{ А} > I_{\text{р}} = 38,3 \text{ А}$, де $I_{\text{р}}$ – розрахунковий струм для грохота (таб.5).

Для дробарки DCI обираємо пристрій плавного запуску. Запуск дробарки відноситься до важкого запуску. Важкий запуск двигуна – запуск який продовжується більше 10 секунд, або легкий запуск для особливо відповідальних двигунів, для яких недопустиме помилкове відключення при запуску. Тому обираємо пристрій плавного запуску PSTB 470, який забезпечує багатофункціональний захист двигуна, не потребує встановлення додаткових пристроїв і витримує перенавантаження та нестабільну роботу електромережі.

$I_{\text{н}} = 470 \text{ А} > I_{\text{р}} = 450,7 \text{ А}$, де $I_{\text{р}}$ – розрахунковий струм для дробарки (таб.5)

Дробарка приводиться в рух трьохфазним коротко замкнутим асинхронним двигуном, включається пристроєм КМ через тепловий захист FR1 на базі запобіжників FU. Двигун основного приводу запускається по схемі «зірка-трикутник». Температура підшипників реєструється термопарами Pt100 – T1, T2, T3, T4. Pt 100 треба підключити до відповідного блоку опрацювання даних VT1 – VT4 – перетворювачу і забезпечити надійну реєстрацію максимальної температури підшипників 80°. Перевищення температури сигналізується індикаторами HL1- HL4. Паралельно з оптичною сигналізацією включається акустична сигналізація HA1, яку можна відключити вимикачем SA1. Також при використанні запобіжних пристроїв в маховиках в комплект електрообладнання входить індуктивний датчик обертання ексцентрикового валу. Реле KR1, яке реєструє обертання валу, підключається в ланцюг включення приводу так, щоб при зупинці валу в результаті спрацювання запобіжного пристрою, відключався привод, а після його зупинки можна було знов встановити в робоче положення запобіжний пристрій.

3.6 Організація обслуговування дробарки

Догляд, змащування та наладку дробарки дозволено виконувати виключно в положенні спокою дробарки, її випадковий запуск має бути виключено.

Безпечна та надійна експлуатація дробарки протягом довгого часу потребує здійснення регулярного огляду та догляду. Необхідно, щоб догляд виконував фізично та технічно підготовлений персонал, відповідним чином проінструктований і ознайомлений з порядком роботи дробарки і нормами з техніки безпеки.

Добовий огляд (16 годин):

1. Підтягання усіх болтів та гайок (після обкатування достатньо раз у тиждень), перевірка моментів підтягання болтів – тому що експлуатація з послабленими болтами значно скорочує термін роботи дробарки і може призвести до аварії.
2. Забезпечення вільного проходу під дробаркою.
3. Забезпечення чистоти та робочого стану гумових ущільнювань над розпірною плитою, тому що експлуатація з ушкодженим ущільнюванням значно зменшує термін служіння розпірної плити та її посадкових місць.
4. Стан гідравлічних пристроїв.
5. Стан чохлів та їх кріплення.
6. Перевірка на відсутність ушкоджень оболонки електрокабелів та електропристроїв, термінове усунення знайдених ушкоджень електрослюсарем.
7. Перевірка працездатності кнопок аварійної зупинки при пустій лінії – живильник – грохот – дробарка.
8. Прибирання пилу та частинок руди з проходів та видимих частин дробарки.

Тижневий огляд (80 годин):

1. Стан та натяг клинових ременів.
2. Зношення дроблячих щок та бокової броні – не допускаються тріщини або зношення з порушенням функціональної здатності.
3. Стан запобіжного пристрою, зрізних штифтів.
4. Стан розпірних пружин та пружинних штанг (при наявності).
5. Змащування у відповідності з «План-схемою змащування».
6. Очищення точок змащування та лабіринтів від зайвого мастила.

Місячний огляд (320 годин):

1. Перевірка налагодження зазору.
2. Стан фундаменту, несучої конструкції під дробаркою та анкерних болтів.
3. Стан підшипників.
4. Перевірка спрацювання блокування за допомогою кнопок аварійної зупинки на холостому ході.
5. Огляд електродвигуна, підтягання клем.
6. Очищення двигуна від пилу вручну або стислим повітрям.
7. Візуальний контроль всіх вузлів дробарки.

Річний огляд (4000 годин):

Демонтаж вузлів, огляд та усунення виявлених недоліків.

Регулярні іспити двигуна та пускача дробарки виконуються через два роки після початку експлуатації.

Перед запуском дробарки необхідно перевірити відсутність людей в робочому радіусі рухомих вузлів дробарки та приводу. При дистанційному запусканні необхідно включити запобіжну оптичну та акустичну сигналізацію.

Нову дробарку треба обкатати на холостому ході не менше чотирьох годин. Протягом цього часу спостерігають за роботою дробарки – перевіряється температура підшипників та з'йом електроструму. Нагрівання підшипників на холостому ході повинно складати не більше 45°.

Стандартна споживана потужність дробарки на холостому ході складає не більше 35 КВт. Обкатка на холостому ході продовжується, доки температура підшипників не встановиться на певному значенні. Руду в дробарку можна подавати тільки тоді, коли температура підшипників стабілізується.

Для правильного обкатування нову дробарку треба не менше 40 годин експлуатувати на 50 % потужності та з максимально допустимим зазором.

Після обкатування до подавання матеріалу можна приступати, як тільки дробарка вийде на експлуатаційні оберти. Перед запуском живильника запускаємо грохот і потім можна запускати живильник для подавання в дробарку руди.

В процесі експлуатації необхідно слідкувати за:

- 1) температурою підшипників ексцентрикового валу – температура вимірюється поблизу змащувальних ніпелів. Треба слідкувати за відхиленням від штатного режиму – штатною є температура (50...60) °С. Якщо температура досягне 70 °С, то необхідно найближчим часом прояснити та усунути причину перенагріву. При збільшенні температури до 80°С дробарку необхідно терміново відключити та усунути причину перенагріву;
- 2) витратою електроструму – у порівнянні зі штатним станом та паспортними даними електродвигуна;
- 3) звуками у дробарці - у порівнянні зі штатним станом;
- 4) вільним подаванням матеріалу у дробарку та вільним проходженням подробленого матеріалу у бункер дробленої руди;
- 5) станом гідравлічних пристроїв та станом чохлів приводу та маховиків.

Після перепуску руди та заповнення бункеру під дробарку треба зупинити живильник, дочекатись спорожнення дробильної порожнини та грохоту, а потім відключити двигуни грохоту та дробарки. Дробарка з пустою дробильною порожниною не зупиниться одразу – за рахунок інерції маховики будуть рухатися ще кілька хвилин. Кнопка аварійної зупинки призначена тільки для зупинки дробарки у аварійних випадках, оскільки при її

спрацюванні відключаються деякі блокувальні функції, що може бути небезпечним для персоналу. Взагалі, повинно бути передбачено декілька аварійних вимикачів з метою попередження аварії або нещасного випадку. Ці вимикачі повинні бути розташовані на видимих місцях і повинна бути забезпечена першочерговість їх спрацювання перед усіма системами керування.

Хід живильника повинен бути блокований на хід дробарки, тобто неможливо включити живильник при невиключеному двигуну дробарки.

Для дробарки DCI припустимий мінімальний зазор залежить від характеристик руди, яка дробиться і складає 180 мм – для руди, як погано дробимого матеріалу з міцністю на зжимання до 300 МПа та робочим індексом до 20 кВт год/тонн. Максимальний зазор залежить також від потрібних розмірів вихідної руди. Недодержання умов дроблення матеріалу – максимально припустима міцність руди та мінімально припустимий зазор – призводить до значного зношування вузлів дробарки і може призвести до виходу її з ладу.

Для регулювання зазору та підтримки його в заданому інтервалі до дробарки додається гідроагрегат – маслостанція PKS.

Його характеристики:

Сховище	ємність 160дм ³ .
Робоча рідина	гідролічне масло HLP ISO VG46.
Ступінь фільтрації масла	60 μm, 10 μm.
Електромотор потужність	P = 2,2 кВт (kW).
Оберти	n = 1450 об/хв.
Напруга	230/400 VAC .
Частота	50 Hz (Гц).
Шестеренний гідрогенератор HG	кількість 5,5 дм ³ /хв..
Робочий тиск	до 200 бар.
Максимальний тиск	200 бар .
Запобіжний клапан PV1 HG	встановлений тиск PV1 =.200 бар.

Запобіжний клапан PV2A	встановлений тиск PV2A = 130 бар
Запобіжний клапан PV2B	встановлений тиск PV2B = 180 бар.
Запобіжний клапан PV4	встановлений тиск PV4 = 210 бар.
Зворотній клапан ЗВ (ZV)	$p = 1$ бар .
Радіатор	1кВ, 400В АС (АЦ) .
Акумулятор ємність	1х 10 дм ³ .

В комплекті набору налаштування зазору (задній торець, установочні клини, підп'ятник, опорне гніздо, розпірна плита, маятник) передбачені два гідравлічні циліндри НV1-90/55-39 спеціальної конструкції. Заглушення робочого руху циліндрів забезпечується акумулятором об'ємом 10 дм³. Акумулятор розташований на конструкції дробарки і з'єднаний з циліндрами напорним рукавом з нарізкою та гайками. Зусилля циліндрів запобігає випаданню розпірної плити (при налаштуванні зазору треба слідкувати за зусиллям по показникам манометрів).

На рис. 3.4 наведена схема налаштування вихідного зазору

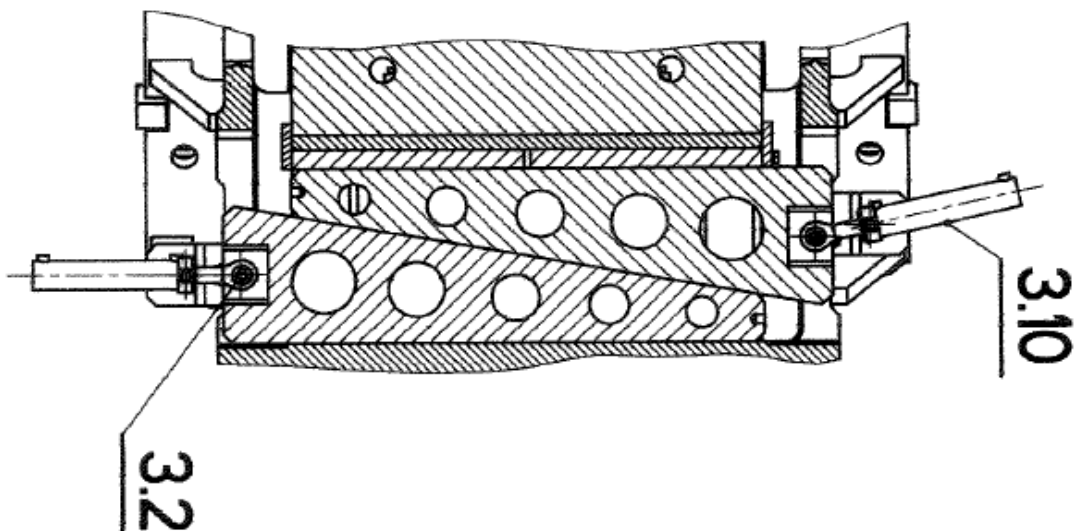


Рисунок 3.4- Схема налаштування вихідного зазору

Вихідний зазор регулюється за допомогою розпірної плити та пари установочних клинів. Для зазорів малих розмірів використовується довга розпірна плита, а підп'ятник встановлено клином униз. Для зазорів великих розмірів дробарка комплектується короткою розпірною плитою, а підп'ятник встановлено клином догори.

Установочні клини зміщують підп'ятник. Він зміщується по направляючій заднього торця, в нього підпирається маятник через розпірну плиту та підпорні укладачі. При висуванні пари клинів зі станини маятник віддаляється від переднього торця і вихідний зазор збільшується, а при засуванні клинів маятник наближується до переднього торця і зазор зменшується.

Установочні клини керуються гідравлічною системою – кожен окремо власним прямолінійним гідро двигуном. При зміні положення клинів на 10 мм відбувається зміна зазору на 6 мм. Клини самозажимні і не потребують змащування (це може призвести до перенавантаження установчих гідроциліндрів HV2-140/80-380). Установочні клини висуваються або засуваються одночасно.

При переналагодженні зазору треба перевірити, що клини висунуті на приблизно однакову відстань. Для цього можна виміряти довжину висування поршня гідроциліндру або положення клинів по відношенню до боковини. При частому переналагодженні зазору положення клинів може розрізнитися. Якщо різниця складе більше 20 мм, положення клинів координується шляхом висування клинів з дробарки до упору (засуванням штоків гідроциліндрів).

Хід гідравлічного агрегату повинен бути блокований на хід живильника з достатньою затримкою часу. Суворо заборонено включати гідравлічну систему налагодження зазору в процесі дроблення матеріалу.

Дробарка приводиться у рух електродвигуном за допомогою клинових ременів через шків маховика з клиновими пазами. Для правильного натягу ременів у приводі дробарки встановлено натяжний механізм (рис.3.5). При монтажі дробарки шків двигуна та маховика треба встановити так, щоб їх осі

як можна точніше співпадали. Максимальний допуск по зміщенню складає +1,5 мм, а допуск по паралельності осей $0,5^\circ$. Правильний натяг клинових ременів важливий для відповідної передачі потужності і досягненні заданого терміну служби ременів. Дуже велике або мале натягнення ременів призводить до їх передчасного зношення.

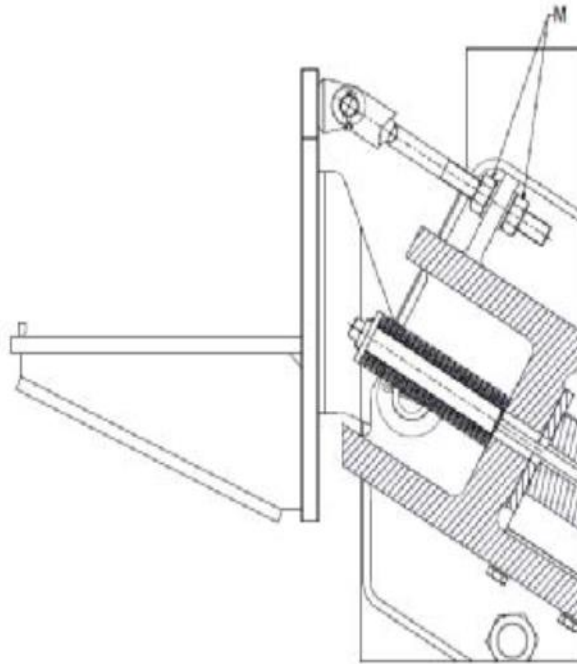
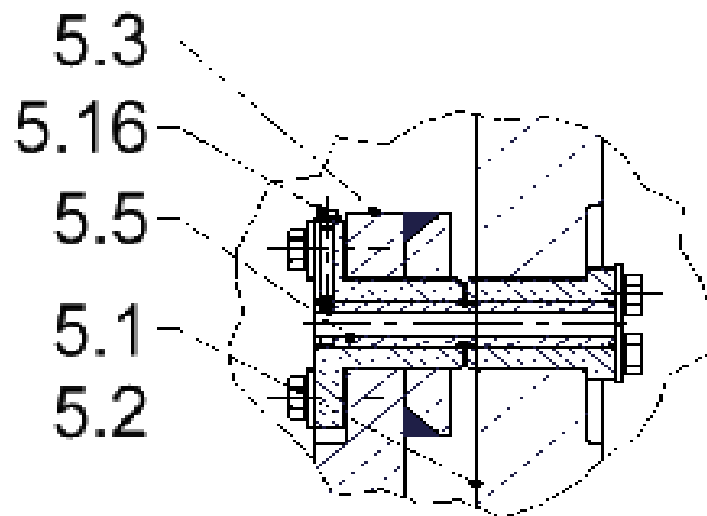


Рисунок 3.5 – Схема натяжного механізму для регулювання натягу клинових ременів

Для натягання або послаблення ременів треба послабити стопорну гайку натяжного механізму. Потім відрегулювати натягання ременів за допомогою однієї з гайок та після натягіння знову застопорити натяжний пристрій гайками за допомогою ключа. Перенатягнення може призвести до виходу з ладу підшипників двигуна. Мале натягнення може призвести до буксування ременів та їх загорання. Не можна ставити в одному наборі ремені різних виробників або старі та нові ремені разом. При виході з ладу одного ременя треба замінити увесь комплект.

3.6.1 Запобіжний пристрій

Для захисту дробарки від перенавантаження при попаданні в дробильну порожнину недробимого предмету призначений запобіжний пристрій (рис.3.6).



5.1, 5.2 – маховики; 5.3 – повідок; 5.5 – зрізний штифт;

5.16 – запобіжний гвинт

Рисунок 3.6 - Запобіжний пристрій

В маховиках на двох кінцевих кінцях ексцентрикового валу одягнуті повідки, на яких за допомогою пари підшипників на поворотній посадці встановлені маховики. Крутильний момент передається з маховика через пару зрізних штифтів на повідок, а від нього через пару ковзаючих шпонок на вал. При потраплянні в дробильну порожнину недробимого предмету пустотілі штифти зрізаються, виводячи таким чином маховики із зачеплення з повідком. Маховики продовжують обертатися вхолосту на підшипниках, а дробарка зупиняється. Це відбувається тому, що індуктивний датчик обертів ексцентрикового валу підключено по такій схемі, що при спрацюванні

запобіжного пристрою негайно відключався двигун дробарки (датчик входить в комплект). Після прояснення та усунення причини спрацювання запобіжного пристрою треба змінити штифти на нові. Кожен штифт після цього треба зафіксувати запобіжним гвинтом зі сторони повідка. Максимальне зусилля дроблення при якому спрацьовує запобіжник, можна регулювати шляхом встановлення пустотілого штифта з відповідною товщиною стінки.

Часте спрацювання запобіжного пристрою може бути визвано перенавантаженням дробарки (наприклад експлуатацією з зазором менше припустимого). Причину частого спрацювання треба негайно прояснити та усунути для запобігання виходу дробарки з ладу.

3.6.2 Заміна деталей дробарки

В процесі роботи та обслуговування дробарки виникає необхідність заміни зношених деталей: заміна дроблячих плит, бокових футеровок, розпірної плити, тощо, і зварювальних робіт для усунення знайдених недоліків. З метою спрощення та пришвидшення заміни деталей або для ремонтних робіт біля дробарки необхідно забезпечити достатньо вільного простору для використання відповідних підйомних механізмів. Повинні використовуватися триси та такелаж відповідної вантажопідйомності, довжини та в гарному стані, бо деталі дробарки можуть мати велику масу. В процесі заміни деталей та виконання ремонтних робіт необхідно звернути увагу на запобігання ушкоджень площин деталей та наявність необхідних шайб, гайок, гвинтів. Після запуску дробарки після ремонту необхідно кілька днів доглядати нові деталі, підтягуючи по необхідності послаблені гайки та гвинти.

Найчастіше потребують заміни дроблячі плити, бокова броня (особливо нижня), розпірна плита, опірні гнізда (вкладувачі) та, при встановленні, пружинна штанга та поворотна пружина.

При наявності зношення нижньої частини нерухомої або рухомої щоки в області вихідного зазору виконується їх розворот на 180°. Середня частина також розвертається на 180°. Гайки або гвинтові насадки необхідно ретельно підтягнути. Для запобігання ослабленню передбачені тарілчасті пружини, які при необхідності треба замінити. Тільки при зношенні обох крайніх секцій щок їх необхідно замінити на нові. При заміні крайніх секцій щок виконується налагодження вихідного зазору до необхідного розміру.

При заміні плит нерухомої щоки треба спочатку зняти кріплячий клин. Верхню секцію щоки підвісити за отвори у плиті на трос і витягнути краном із дроблячої порожнини. Потім із середньої секції щоки витягнути верхні кріплячі болти та, послабляючи нижні болти, відкинути верхню частину середньої секції щоки від переднього торця, підвісити за отвори і витягнути краном із дробарки. В порядку, ідентичному витягненню верхньої секції, витягнути із дробарки нижню секцію щоки. Встановлення або розворот плит нерухомої щоки виконується в зворотній послідовності. Середню секцію щоки закріпити болтами. Верхню щоку зафіксувати кріплячи клином за допомогою болтів. В процесі підтягування болтів тарілчані пружини зжимаємо всього на 1/2 довжини.

При заміні плит рухомої щоки потрібно із дроблячої порожнини протягнути трос через верхні секції щок та маятник, кінці тросу закріпити на жорстко встановленому домкраті або тросовому підйомному механізмі і натягнути трос. Потім зняти кріплячий клин. За допомогою ломиків відкинути верхню секцію на (200...35) мм, паралельно послабляючи трос. Після відкидання щоки підвісити її на кран за верхні отвори і злегка підняти – так, щоб звільнилась середня секція щоки. Потім послабити домкрат, зняти трос і витягнути щоку з дробарки. Потім із середньої секції витягнути верхні кріплячі болти і, послабляючи нижні болти, відкинути верхню секцію щоки

від переднього торця та підвісити за верхні отвори. Ідентично виконуємо демонтаж нижньої секції щок. Монтаж нових щок виконується в зворотній послідовності. В процесі підтягування болтів тарілчані пружини зжимаємо всього на 1/2 довжини.

На кожній боковині дробарки маємо чотири плити бронефутеровки, при тому, що три плити зовсім однакові. В дробарці передбачена заміна найбільш зношеної плити бронефутеровки – зазвичай самої нижньої. В процесі демонтажа плити спочатку розкручуємо верхнє болтове з'єднання, потім плита підвішується на трос за отвір болтового з'єднання, викручуються нижні болти та плита виймається краном. Встановлення нової плити здійснюється в зворотній послідовності – спочатку плита встановлюється в станину, потім вкручуються нижні болти, знімається трос, а потім вкручуються верхні болти.

В розпірній плиті є отвори для підвішування на трос, за які вона підвішується на тросі на кран. При необхідності її заміни за допомогою зворотних гідравлічних циліндрів треба віджати маятник від заднього торця та розпірної плити. Маятник необхідно закріпити тросом до переднього торця станини або за допомогою клина на боковину дробарки. Потім розпірну плиту можна спустити вниз під дробарку. При спусканні діяти обережно, щоб не ушкодити зворотні циліндри. Після виймання розпірної плити перевірити зношення її робочих площин та опорні гнізда. Зношену розпірну плиту треба поміняти.

Зношені опорні гнізда також треба замінити. Їх заміна відбувається тільки при знятій розпірній плиті. Опорні гнізда в маятнику знімаються після відкручення болтів клинів гнізд та їх вибивання. Клин гнізда знімається за допомогою віджимних болтів, які вкручуються в нього. Опорні гнізда не змащуються!

Монтаж гнізд та розпірної плити відбувається в зворотній послідовності.

3.6.3 Вибір допоміжного обладнання та інструменту

Для заміни запасних частин потрібні вантажопідйомні механізми. Їх вантажопідйомність визначається масою найбільш важкої деталі при монтажі дробарки або при її ремонті. В дробарці DCI, згідно її паспорту, найбільш важка деталь – посадка маятника без маховиків масою 26985 кг. Для монтажу такої деталі в камеру дробарки обрано мостовий двобалковий кран 32/5 тонн.

Розрахуємо потужність двигуна основного підйому крана на 32 тонни (по [11] стор.334). Для підйому вантажу в мостовому крані використовуються поліспасти, підйомні канати, крюки та стропи. Поліспаст - система нерухомих та рухомих блоків, які огинаються канатом і служать для виграшу потужності або швидкості. В мостових кранах використовуються тільки подвоєні поліспасти, які забезпечують вертикальний підйом вантажу та постійність навантажень на опори барабану. В подвоєному поліспасті на барабан набігають дві гілки канату. Кратністю поліспасту називають відношення швидкості руху гілки канату, набігаючої на барабан до швидкості підйому вантажу. Для кранів вантажопідйомністю (25...32) тонни кратність $a = 6$.

1. Розрахункове зусилля в одній гілці канату, набігаючої на барабан, кН:

$$S_6 = \frac{(Q+q) \times g}{2a \times \eta}, \quad (3.26)$$

де $q = 9,8$ м/с - прискорення вільного падіння,

η - ККД поліспасту, при $a = 6$, $\eta = 0,9$,

$Q = 32$ т - вантажопідйомність крану,

$q = 0,05 Q$ – маса вантажозахватних засобів,

$q = 0,05 \times 32 = 1,6$ т,

$$S_6 = \frac{(32+1.6) \times 9,8}{2 \times 6 \times 0,9} = 30,49.$$

2. Розрахунок канату проводиться по розміру розривного зусилля S_p , виходячи з умови:

$$S_p \geq k \times S_6 \quad (3.27)$$

де k - запас міцності, який приймаємо по нормам для легкого режиму праці крану $k = 5$,
тоді

$$S_p = 5 \times 30,49 = 152,44 \text{ кН.}$$

В залежності від S_p обираємо канат з лінійним пригасанням дротів ЛК подвійного звивання типу ЛК-0 конструкції $6 \times 19(1+9+9)+10$ по ДСТУ 3077-69. Діаметр канату $d_k = 19,5$ мм.

3. Розрахунковий діаметр барабану та блоків, мм:

$$D_6 \geq e \times d_k, \quad (3.28)$$

де $e = 20$ – коефіцієнт для легкого режиму праці крану.

Тоді

$$D_6 \geq 20 \times 19,5 = 390.$$

Приймаємо по [2] стор.379 $D_6 = 400$ мм.

Діаметр барабану та блоків, виміряний по дну жолоба, мм:

$$D = D_6 - d_k = 400 - 19,5 = 380,5 \text{ мм.} \quad (3.29)$$

Шаг нарізки барабану $t = d_k + 3 \text{ мм} = 22,5 \text{ мм.}$

Радіус канавки $R = 0,54 d_k = 10,5 \text{ мм}$, глибина канавки $c = 0,3 d_k = 5,85 \text{ мм.}$

4. Для вибору електродвигуна користуємося формулами:

$$V_{кб} = a \times V_r \cdot \text{м/хв.} \quad (3.30),$$

де $V_r = 3$ м/хв. – швидкість підйому вантажа.

Тоді:

$$V_{кб} = 6 \times 3 = 18 \text{ м/хв.}$$

Частота обертання барабану, об/хв:

$$n_б = \frac{1000 \times V_{кб}}{\pi \times D_б} . \quad (3.31)$$

Обертаючий момент на валу барабану, Нм

$$T_б = \frac{S_б \times D_б}{10^3} . \quad (3.32)$$

Потребуєча потужність електродвигуна, кВт:

$$P = \frac{T_б \times n_б}{9550 \times \eta_{мех}} , \quad (3.33)$$

де $\eta_{мех} = \eta_{бар} \times \eta_{ред}$ – ККД механізму ,

$\eta_{бар} = 0,96$ – ККД барабану , $\eta_{ред} = 0,9$ – ККД редуктору,

$\eta_{мех} = 0,96 \times 0,9 = 0,86$,

$n_б = \frac{1000 \times 18}{3,14 \times 400} = 14,33$ об/хв.,

$T_б = \frac{30490 \times 400}{1000} = 12196$ Нм,

$$P = \frac{12196 \times 14,33}{9550 \times 0,86} = 21280 \text{ Вт.}$$

Приймаємо для головного підйому 32 тонни мостового крану асинхронний двигун з коротко замкнутим ротором МТКН 411-6 потужністю 22 кВт, швидкістю обертів 935 об/хв., масою 255 кг.

По вантажопідйомності крану по [2] стор.384 приймаємо крюк однорогий типу Б № 21 ГОСТ 6627-74 вантажопідйомністю 32 тонни. Під нього приймаємо замок № 21.

Для захвату вантажу приймаємо стропи різної вантажопідйомності: 2,6 т; 5,4 т; 10,3 т, які звиті зі сталевих канатів. Ці стропи можна використовувати для підйому запчастин різної ваги при ремонті. Для монтажу ж дробарки використовувалися стропи 4 СКП – чотирьох гілковий строп канатний петльовий або 4 СК – строп з крюками, вантажопідйомністю 32 тонни та діаметром 39,5 мм. При такелажних роботах особлива увага приділяється тому, щоб стропи легко одягалися на крюк, знімалися з нього, легко звільнялися від вантажу, та надійно кріпилися до підйомного крюка.

3.6.4 Розрахунок освітлення

При виконанні робіт в підземних умовах робочі місця повинні бути гарно освітлені. Норми освітлення приміщень вказані у [8] додаток 16. Згідно ним горизонтальна освітленість камери дробарки $E_{\text{мін}}$ на висоті 0,8 м від підшви виробки складає 15 лк. Згідно даним ЗЗРК маємо камеру дробарки довжиною 33,4 м та шириною 10,3 м.

Для розрахунку освітлення приймаємо метод розрахунку по необхідному світловому потоку F по [5] с.324, лм:

$$F = \frac{E \times K_3 \times S \times Z}{Z_{\text{вик}}} , \quad (3.34)$$

де $K_3 = 1,5$ - коефіцієнт запасу,
відвідуваних людьми

$S = 344 \text{ м}^2$ – площа камери, що освітлюється,

Z – коефіцієнт нерівномірності освітлення, приймаємо $Z = 1,3$,

$Z_{\text{вик}}$ – коефіцієнт використання – знаходимо по [9] с.282.

В залежності від типу світильника, віддзеркаленої здатності стін і стелі та індексу приміщення i :

$$i = \frac{a \times b}{h(a+b)} = \frac{33,4 \times 10,3}{14,5 \times (33,4 + 10,3)} = 0,96, \quad (3.35)$$

де a в h - довжина, ширина, висота камери .

Приймаємо $i=1$, тоді при сірих стінах і стелі $Z_{\text{вик}} = 0,24$.

Тоді $F=46656$ лм.

Приймаємо світильник шахтний, вибухозахищений M-Proof-DSP-02-40-36V-Ex (рис.3.7) зі світловим потоком 4800 лм та потужністю 40 Вт, призначений для освітлювання промислових об'єктів.



Рисунок 3.7 – Світильник шахтний вибухозахищений M-Proof-DSP-02-40-36V-Ex

Тоді необхідна кількість світильників, од.:

$$n = F / F_{\text{св}} = 9,72, \quad (3.36)$$

де $F_{\text{св}}$ – світловий потік світильника.

Приймаємо 10 од. світильників та розташовуємо їх в два ряди по стінам камери. Висоту підвісу світильників приймаємо 9м.

Розрахуємо потужність трансформатора для підключення світильників, кВА:

$$S_P = \frac{n \times P_{CB}}{1000 \times \cos \varphi \times \eta_c}, \quad (3.37)$$

де $P_{CB} = 40$ Вт - потужність світильника,
 $\cos \varphi = 0,9$ - коефіцієнт потужності (для світлодіодних світильників по ДСТУ-55705-2013),

$\eta_c = 0,95$ % - ККД мережі світлодіодних світильників,

$$S_P = \frac{10 \times 40}{1000 \times 0,9 \times 0,95} = 0,53.$$

Приймаємо для живлення освітлення трансформатор ТСШ-2,5.

Складаємо розрахункову схему та з'ясовуємо первинний та вторинний струм трансформатору та струм гілки.

Первинну напругу приймаємо 380 В, вторинна напруга дорівнює напрузі світильників 36 В. Тоді :

$$I_1 = \frac{2,5 \times 10^3}{\sqrt{3} \times 380} = 3,8 \text{ А} \quad I_2 = \frac{2,5 \times 10^3}{\sqrt{3} \times 36} = 40,14 \text{ А.}$$

Струм гілки, А:

$$I_r = \frac{n \times P_{CB}}{\sqrt{3} \times U_{CB} \times \cos \varphi \times \eta_c}, \quad (3.38)$$

де n = од. – кількість світильників ,

$$I_r = \frac{10 \times 40}{1,73 \times 36 \times 0,9 \times 0,95} = 7,5 .$$

Для підключення трансформатору до ланцюга 380В приймаємо магнітний пускач ПРН-63 з $I_{ном} = 63 \text{ А} > I_1 = 3,8 \text{ А}$.

В пускач вбудовано максимальний захист.

Струм уставки, А:

$$I_y = 3 \times I_1 = 11,4 . \quad (3.39)$$

Приймаємо найменшу уставку 63 А.

Для підключення ТСП-2,5 до ланцюга 380 В приймаємо кабель ААВБШ 3×2,5 (броньований з алюмінієвими жилами) для якого припустимий струм по [5] с.185 складає $I_{доп} = 22 \text{ А} > I_1 = 3,8 \text{ А}$.

Для підключення світильників приймаємо кабель ГРШЕ 3×4, у якого при прокладці у повітрі допустимий струм по [5] с.272 $I_{доп} = 45 \text{ А} > I_2 = 40,14 \text{ А}$.

Перевіримо обраний кабель по втраті напруги:

$$\Delta U = \frac{1,73 \times 7,5 \times 16,7 \times 0,9 \times 100}{50 \times 4 \times 36} = 2,7\% < 5\% .$$

Втрата напруги задовільна.

4 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ ВПРОВАДЖЕННЯ ЗАХОДІВ

4.1 Розрахунок витрати та вартості електроенергії

Орієнтовні витрати електроенергії можна знайти по формул, кВт· год:

$$W_{рік} = 1,1 \cdot P_{уст} \cdot K_n \cdot T_{зм} \cdot n, \quad (4.1)$$

де $P_{уст} = 370,88$ кВт – номінальна встановлена потужність (табл.3.2);

K_n – коефіцієнт попиту; $K_n = (0,7 \dots 0,8)$ – як для споживачів біляствольного двору;

$T_{зм} = 7,2$ год – тривалість зміни;

1,1 – коефіцієнт який враховує втрати в мережі;

n - кількість робочих змін на рік .

Тоді:

$$W_{рік} = 1,1 \times 370,88 \times 0,75 \times 7,2 \times 350 \times 3 = 2313178,5.$$

Річну вартість електроенергії визначаємо по формулі, грн :

$$Вел = W_{рік} \times v, \quad (4.2)$$

де $v = 2,54$ грн/кВт· год. – тариф за 1 кВт · годину витраченої електроенергії.

Тоді:

$$Вел = 2313178,5 \times 2,54 = 5875473,3 .$$

4.2 Розрахунок експлуатаційних витрат по дільниці дроблення

Витрати на експлуатаційно-ремонтні потреби по дільниці дроблення зводимо в кошторис витрат та визначаємо собівартість однієї тонни руди по витратам на ремонт та обслуговування обладнання.

Витрати на експлуатацію(обслуговування) та поточний ремонт обладнання та транспортних засобів, грн.:

$$Вексп = Вел + Фзпз + Вдоп.м + Всс \quad (4.3)$$

де $Вел$ – вартість електроенергії;

$Фзпз$ – фонд заробітної плати;

$Вдоп.м$ – витрати на допоміжні матеріали;

$Всс$ – відрахування на соціальне страхування.

Тоді:

$$Вексп = 1246684,8 + 274270,65 + 453061,2 + 5875473,3 = 7849490,0.$$

Витрати на внутрішньо шахтне переміщення обладнання $Пвн$ приймаємо як 10 % від витрат на експлуатацію (обслуговування) та поточний ремонт обладнання та транспортних засобів:

$$Пвн = Вексп \times 0,1 = 784949,0. \quad (4.4)$$

Інші витрати $Ві$ приймаємо 1 % від $Вексп$. Тоді $Ві = 78494,0$ грн.

Кошторис витрат на виробництво складається із суми витрат по кожному елементу, який включається в собівартість.

4.3 Техніко-економічні показники дільниці дроблення

- Режим роботи дільниці - безперервний .
- Річний об'єм дроблення руди - 1861000 тонн (за даним підприємства).
- Встановлена потужність - 370,88 кВт.
- Річна витрата електроенергії - 2313178,5 кВт·годину.
- Облікова чисельність робітників - 9 людей.
- Фонд заробітної платні - 1246684,8 грн.
- Загальні експлуатаційні витрати по дільниці - 11354364,7 грн.

ВИСНОВКИ

В кваліфікаційній роботі проведено аналіз споживання електричної енергії промислового підприємства, визначені електричні навантаження, проведені розрахунки кабельної мережі, струмів короткого замкнення та розподільного пристрою 0,4 кВ, виконано вибір технологічного обладнання.

Запропоновано встановити швидкодіючий стаціонарний автоматичний вимикач з електромагнітним приводом ВА 5341 (номінальний струм 800 А).

Для живильника ПП1-18-90 зі струмом $I_p = 109,8$ А запропоновано встановити пускач ПБТ 160/380, у якого номінальний струм перевищує струм електродвигуна живильника.

Приведені техніко-економічні показники впровадження заходів, що підтверджують доцільність їх впровадження.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Півняк Г.Г., Білий М.М., Бажін Г.М. Електропостачання гірничих підприємств: Довідковий посібник. - Д.: Національний гірничий університет, 2008. - 550 с.
2. Вагонова О.Г. В 12 Управління ресурсним потенціалом вугільних шахт: моногр. / О.Г. Вагонова, Ю.С. Папіж. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 178 с. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/3183>
3. Шкрабець Ф.П. Електропостачання глибоких і енергоємних рудних та вугільних шахт: монографія / Ф.П. Шкрабець, О.В. Остапчук; М-во освіти і науки України; Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2014. – 160 с <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/146691>
4. Шкрабець Ф.П. Ш 64 Електропостачання: навч. посіб. / Ф.П.Шкрабець; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 540 с. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/147890>
5. Електрообладнання та електропостачання підземних гірничих робіт : навч. посіб. для студ. напряму підгот. 050301 Гірництво / М.М. Білий ; М-во освіти і науки України, Нац. гірничий ун-т. Дніпропетровськ : НГУ, с 2010. 223 с. <https://discovery.kpi.ua/Record/000350992#details>
6. Підземні гірничі роботи: Технологія гірничих робіт [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво», спеціалізації «Розробка родовищ та видобування корисних копалин» / М. Т. Кириченко, А. Л. Ган, С. М. Стовпник, Л. В. Шайдецька, Є. А. Загоруйко; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові данні (1 файл: 7,99 Мбайт). – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2018. – 160 с.
7. Транспортні системи гірничих підприємств (шахти та збагачувальні фабрики): навч. посіб. / З. Р. Маланчук, В. Я. Корнієнко, М. М. Марчук та ін. [Електронне видання]. – Рівне : НУВГП, 2020. – 157 с.

8. Хоменко О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ: Довідковий посібник./ О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 340 с.
9. Підземні гірничі роботи: Технологія гірничих робіт [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво», спеціалізації «Розробка родовищ та видобування корисних копалин» / М. Т. Кириченко, А. Л. Ган, С. М. Стовпник, Л. В. Шайдецька, Є. А. Загоруйко; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові данні (1 файл: 7,99 Мбайт). – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2018. – 160 с
10. Електрифікація гірничого виробництва: Підручник для ВНЗ: У 2-х т. — Вид. 2-ге, перероб. та допов. / За ред. Л.О. Пучкова і Г.Г. Півняка. -Д., Нац. гірн. ун-т, 2010. -Т. 1.-503 с.: іл.
11. Разумный, Ю.Т. Режимы электроспоживания вугільних шахт [Текст]: навч. посібник / Ю.Т. Разумный. – Дніпропетровськ : НГА України, 2002. – 126 с.
12. Разумный, Ю.Т. Повышение эффективности электроснабжения угольных шахт [Текст] / Ю.Т. Разумный, Ф.П. Шкрабец – К.: Техника, 1984.-136 с.
13. Пивняк, Г.Г. Перспективы повышения номинальных напряжений электрической сети в системе электроснабжения угольных шахт [Текст] /Г.Г. Пивняк, Ю.Т. Разумный, А.В. Рухлов //Энергосбережение. - 2008. - № 3. – 124с.
14. Волощенко, Н.И. Напряжение распределительной сети 10 кВ в системе электроснабжения шахты [Текст] / Н.И. Волощенко, Ю.Т. Разумный, В.Н. Герасимович// Промышленная энергетика, 1984. – №11. – 54с.
15. Остапчук, О.В. Технічні вимоги до системи електропостачання підземних споживачів напругою 35 кВ [Текст] / О.В. Остапчук// Гірничя електромеханіка та автоматика: наук.-техн. зб. -2013. –Вип.91. –243с.

16. ДСТУ ISO 50006:2016 Системи енергетичного менеджменту. Вимірювання рівня досягнутої енергоефективності з використанням базових рівнів енергоспоживання та показників енергоефективності. [Чинний від 2016-04-29]. Київ, 2016. 51 с. (Національний стандарт України).