

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
факультет машинобудування, електроінженерії та хімічних технологій
 (повне найменування інституту, назва факультету)

кафедра електромеханіки та машинобудування
 (повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

_____ В.В. Калиниченко
 (підпис) (ініціали, прізвище)

“ _____ ” _____ 20__ р.

Випускна кваліфікаційна робота

_____ магістра _____
 (освітній ступінь)

на тему: «Дослідження параметрів роботи обладнання видобувної ділянки для умов відокремленого підрозділу «Шахта «1-3 Новогродівська» Державного підприємства «Селидіввугілля» («The investigation of operation parameters of the extraction section equipment for the conditions of separated subdivision «Mine «1-3 Novogradovskaya» of State enterprise «Selydivvugillia»)

Виконав: студент 2 курсу, групи _____ ГМКм-20
 (шифр групи)

спеціальності 133 Галузеве машинобудування
 (шифр і назва напрямку підготовки, спеціальності)

_____ Шамрило І.С. _____
 (прізвище та ініціали)

_____ (підпис)

Керівник проф. каф. ЕМ, д.т.н., проф. Гого В.Б.
 (посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

_____ (підпис)

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

_____ (підпис)

Засвідчую, що у цій дипломній роботі немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.

Студент _____
 (підпис)

Покровськ – 2021р.

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

факультет машинобудування, електроінженерії та хімічних технологій
Кафедра електромеханіки та машинобудування .
 Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістр .
 Спеціальність 133 Галузеве машинобудування, Гірничі машини та комплекси .
 (шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

В.В. Калиниченко

“ ” 20__ року

ЗАВДАННЯ НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ

Шамрила Ігора Станіславовича .

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: «Дослідження параметрів роботи обладнання видобувної дільниці для умов відокремленого підрозділу «Шахта «1-3 Новогродівська» Державного підприємства «Селидіввугілля» («The investigation of operation parameters of the extraction section equipment for the conditions of separated subdivision «Mine «1-3 Novogrodovskaya» of State enterprise «Selydivvugillia») .
 керівник роботи Гого Володимир Бейлович, д.т.н., проф.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом від “ ” 2021 року №

2. Строк подання студентом проекту (роботи) 15.12.2021 р. .

3. Вихідні дані до проекту (роботи) матеріали звітів про практику, гірничо-геологічні умови та техніко-економічні параметри шахти; загальна характеристика діючої шахти; перелік електромеханічного обладнання видобувної дільниці; техніко-економічні показники роботи підприємства за звітний період 2020 року і поточний період 2021 року. .

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) актуальність роботи; загальні відомості про обладнання видобувної дільниці; розрахунок параметрів роботи обладнання видобувної дільниці; розрахунок параметрів електропостачання видобувного обладнання; удосконалення видобувного обладнання та апаратури автоматизації; техніка безпеки при веденні видобувних робіт .

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) 1 – параметри роботи видобувного обладнання; 2, 3 – конструктивні елементи удосконаленого видобувного комбайна; 4, 5 – параметри електропостачання видобувного обладнання, 6, 7 – система вантажопідйомного пристрою видобувної дільниці .

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 12 вересня 2021 р. .

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів магістерської роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	<i>Вступ</i>	<i>12.09.2021</i>	
2	<i>Вибір засобів механізації для ведення видобувних робіт</i>	<i>25.09.2021</i>	
3	<i>Розрахунок зусиль на різання, подачу і переміщення</i>	<i>05.10.2021</i>	
4	<i>Визначення продуктивностей та параметрів роботи видобувного обладнання</i>	<i>25.10.2021</i>	
5	<i>Електропостачання видобувної ділянки та визначення його параметрів</i>	<i>15.11.2021</i>	
6	<i>Удосконалення видобувного обладнання</i>	<i>25.11.2021</i>	
7	<i>Заходи безпечного ведення видобувних робіт</i>	<i>10.12.2021</i>	
8	<i>Оформлення роботи та підготовка до захисту</i>	<i>18.12.2021</i>	

Студент

(підпис)

Шамрило І.С.

(прізвище та ініціали)

Керівник роботи

(підпис)

Гого В.Б.

(прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Шамрило І.С. Дослідження параметрів роботи обладнання видобувної ділянки для умов відокремленого підрозділу «Шахта «1-3 Новогродівська» Державного підприємства «Селидіввугілля» / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 133 Галузеве машинобудування. –ДВНЗ «ДонНТУ», Покровськ, 2021.

В роботі досліджено режимні параметри обладнання видобувного механізованого комплексу 2МДТ; визначені параметри електропостачання. Розроблено компактний підйомний пристрою з електричним приводом, який забезпечить виконання допоміжних операцій, завантаження та розвантаження вантажу в шахтних умовах.

Ключові слова: видобувна ділянка, продуктивність, швидкість подачі, підйомний пристрій, електропривод, струм, напруга.

ANNOTATION

I. Shamrylo. The investigation of operation parameters of the extraction section equipment for the conditions of separated subdivision «Mine «1-3 Novogrodovskaya» of State enterprise «Selydivvugillia» / Graduation qualification work for obtaining an educational degree «Master» in specialty 133 Sectoral engineering. – SHEE «Donetsk National Technical University», Pokrovsk, 2021

The mode parameters of the equipment of the mining mechanized complex 2MDT are investigated in the work; certain parameters of power supply. A compact lifting device with an electric drive has been developed, which will provide auxiliary operations for loading and unloading cargo in mine conditions.

Keywords: mining site, productivity, feed rate, lifting device, electric drive, current, voltage.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ВИБІР ЗАСОБІВ КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ	8
2 ДОСЛІДЖЕННЯ РЕЖИМУ РОБОТИ ОЧИСНОГО КОМПЛЕКСУ ПРИ КОМБАЙНОВОМУ ВИЙМАННІ ВУГІЛЛЯ.....	9
2.1 Дослідження сил різання при руйнуванні пласта	9
2.2 Сумарна сила різання.....	22
2.3 Потужність на руйнування масиву різанням	24
2.4 Потужність на переміщення очисного комбайна	26
2.5 Потужність при завантаженні вугілля на скребковий конвеєр	28
2.6 Загальна активна потужність електродвигуна видобувного комбайна....	32
2.7 Продуктивності видобувного комбайна	33
2.8 Дослідження номограми та режиму роботи очисного комбайна.....	36
2.9 Дослідження режиму роботи механізованого комплексу.....	40
3 ЗАСОБИ МЕХАНІЗАЦІЇ ЗАВАНТАЖУВАЛЬНО-ТРАНСПОРТНИХ РОБІТ В ШАХТНИХ УМОВАХ	42
3.1 Існуючі положення.....	42
3.2 Розрахунок підйомного пристрою.....	43
3.3 Конструювання та розрахунок підйомного пристрою	46
3.4 Електроживлення підйомного пристрою	57
3.5 Техніка безпеки при експлуатації електротельфери	60
3.6 Монтаж обладнання	60
3.7 Технічне обслуговування розробленого пристрою	62
4 ДОСЛІДЖЕННЯ СХЕМИ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ ВИДОБУВНОЇ ДІЛЬНИЦІ	66
4.1 Параметри електроприводів видобувної дільниці та трансформаторної підстанції дільниці	66
4.2 Параметри кабелів видобувної дільниці.....	68
4.3 Параметри короткого замкнення в дільничній мережі	74
4.4 Параметри пускозахисної апаратури	76
4.5 Перевірка опору ізоляції і ємності дільничної мережі.....	78
4.6 Заходи з електробезпеки.....	80
5 РОЗРАХУНОК ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ.....	82
ВИСНОВОК.....	84
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	86
ДОДАТКИ.....	87

ВСТУП

У теперішній час більша кількість шахт Донбасу знаходиться на низькому рівні видобування вугілля. Лише деякі з них залишаються на рівні високих показників видобутку. У цей скрутний для вугільної промисловості час більша кількість шахт потребує заміни старого обладнання. Але така можливість є лише у тих шахт, які мають достатній прибуток. Застосування нової закордонної техніки не завжди якісно впливає на прибуток. Це насамперед пов'язано з невідповідністю умов експлуатації шахт інших країн та умов шахт Донбасу. Тому для виходу шахт на підвищений рівень видобутку пропонується використання вітчизняної техніки, яка не поступається якістю закордонним. Також для зменшення витрат часу на незаплановані ремонти пропонується застосовувати зміни конструкції механізмів, які б підвищили працездатність цієї техніки.

Останні 20-30 років різко підвищився рівень механізації робіт в очисних та підготовчих вибоях. Широко почали використовувати очисні комплекси та прохідницькі комбайни. Однак рівень механізації допоміжних робіт пов'язаних із завантаженням та розвантаженням обладнання в шахтних умовах, його монтажем та демонтажем залишився на колишньому рівні. Широко використовуються у таких випадках ручні лебідки "жаки" та тяги. Зокрема ними при монтажі та демонтажі комплексу лави доводиться розвантажувати та завантажувати на площадки громіздкі та важкі секції гідрокріплення, привідні голівки конвеєрів та інше обладнання. Використання ручних підйомних механізмів в даних умовах приводе до зниження продуктивності праці та збільшення травматизму. Заміна ручних підйомних механізмів серійними лебідками типу ЛВД-24 – ЛВД-34 та їм подібними не завжди дає бажаного результату. По-перше швидкість переміщення канату достатньо висока, що не безпечно у стиснених шахтних умовах, по-друге даний тип лебідок пристосований для переміщення вантажу по горизонталі, щоб використовувати

їх для підйому, потрібні спеціальні пристрої, блоки та інші пристрої. Тому пропонується розробка електротельферу для механізації цих робіт.

Проектування вказаного електротельферу засновано на принципі максимального використання вузлів серійного обладнання, яке експлуатується на шахті та розробці вузлів, виготовлення яких можливо енергомеханічною службою шахти.

1 ВИБІР ЗАСОБІВ КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ

Для механізації очисних робіт [1,2] в умовах відокремленого підрозділу «Шахта «1-3 Новогродівська» Державного підприємства «Селидіввугілля» придатними є механізовані кріплення, характеристика яких наведена в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Технічні показники механізованого кріплення

Показник	Тип механізованого кріплення			
	КДД	2ДТ	М174	КД90
Потужність пласта, (м)	1,35-2,4	1,45-2,5	1,6-2,8	1,35-2,5
Питомий опір, (кН/м ²)	478-533	780-840	875-1080	542-558
Опір секції, (кН)	2660-3080	3900-4560	6720-8420	3149-3241
Зусилля на пересування секції, (кН)	392	392	640	392
Крок установки, (м)	1,5	1,5	1,75	1,5
Габаритна висота, (мм)	1115-2400	1175-2500	1300-2800	1000-2030
Габаритна ширина, (мм)	1440	1440	1650	1420
Маса секції, (т)	8,72	10,1	19,0	7,87

З наведених кріплень приймається агрегатне механізоване кріплення типу 2ДТ, як таке що повністю задовольняє гірничо-геологічним умовам (потужності пласта, куту його падіння, міцності порід покрівлі та підшви) і при цьому має ряд переваг над іншими кріпленнями (більший прохідний переріз для проходження людей та провітрювання, більша надійність та зручність експлуатації).

Дане кріплення входить до складу механізованого комплексу 2МДТ, який крім того складається з забійного конвеєра СПЦ273, допоміжного устаткування та очисного комбайна РКУ-13.

2 ДОСЛІДЖЕННЯ РЕЖИМУ РОБОТИ ОЧИСНОГО КОМПЛЕКСУ ПРИ КОМБАЙНОВОМУ ВИЙМАННІ ВУГІЛЛЯ

2.1 Дослідження сил різання при руйнуванні пласта

Для визначення середнього значення зусиль різання та подачі використовуємо вирази [3]:

$$Z_{cp,i} = Z_{o.b,i} \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot Ef'}{E - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{\alpha_{ki} + 2} + C_{ni} \cdot S_{zi} - 0,75 \right) \right]; \quad (2.1)$$

$$U_{cp,i} = Z_{o.b,i} \cdot \frac{0,45 \cdot E}{E - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{\alpha_{ki} + 2} + C_{ni} \cdot S_{zi} + 0,25 \right); \quad (2.2)$$

Кожен виконавчий орган розглядається в прямокутній системі координат, одна з осей якої співпадає з віссю його обертання (рис. 2.1). Позитивний напрям осей, які лежать в площині обертання виконавчого органа, приймаються в залежності від напрямку його обертання відносно підосви та покрівлі.

Для визначення опору різання на виконавчому органі введемо розрахунок сил різання по кожному i – му різцю з відповідністю до схеми набору різців на виконавчому органі по значенням товщини стружки h_i (розрахунок будемо вести для двох швидкостей подачі: $V_6=5\text{м/хв}$ та $V_M=2,5\text{м/хв}$).

Розрахунок ведеться для різця ЗР4 – 80.

Характеристики:

- $l=80\text{мм}$ – виліт різця;
- $a \times b=22 \times 38\text{мм}$ – розміри держачка;
- $b_k=1,3\text{см}$ – ширина ріжучої кромки;
- товщина пластини на задній грані – 10мм ;
- форма ріжучої кромки – овальна;
- форма передньої грані – випукла клиновидна;
- $\delta=75^\circ$ – кут загострення;

- $\alpha_k = 8^0$ – задній кут;
- $\varphi' = 6,5^0$ – кут нахилу бокової грані різця;
- $r = 8\text{мм}$ – радіус закруглення передньої грані.

Середня товщина стружки визначається по наступним формулам:

$$h_i = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{v}{n \cdot n_{pl}} \cdot 100, (см); \quad (2.3)$$

де n – частота обертання шнека, $n = 42,5 \text{ об/хв.}$;

n_{pl} – кількість різців в одній лінії різання, $n_{pl1} = 4 \text{ шт.}$, $n_{pl2} = n_{pl3} = n_{pl4} = 2 \text{ шт.}$

Тоді:

$$h_{1B} = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{5}{42,5 \cdot 4} \cdot 100 = 1,87 (см);$$

$$h_{1M} = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{2,5}{42,5 \cdot 4} \cdot 100 = 0,94 (см);$$

$$h_{2B} = h_{3B} = h_{4B} = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{5}{42,5 \cdot 2} \cdot 100 = 3,7 см;$$

$$h_{2M} = h_{3M} = h_{4M} = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{2,5}{42,5 \cdot 2} \cdot 100 = 1,87 (см)$$

де $Z_{o.b.i}$ – сила різання на гострому різці з кінематичним заднім кутом $\alpha_k = 8^0$;

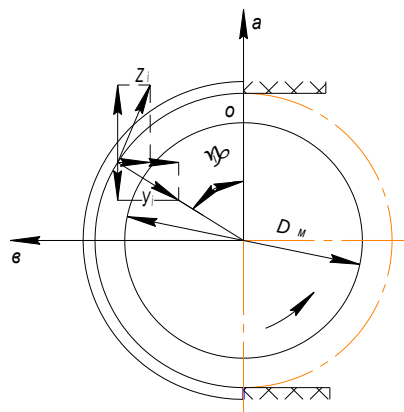


Рисунок 2.1 – Розрахункова схема для визначення сил, діючих на виконавчий орган

$$Z_{o.б.i} = 10 \cdot A_p \cdot K_{OT.i} \cdot \frac{0,35 \cdot b_{pi} + 0,3}{b_{pi} + E \cdot h^{0,5}} \cdot h_i \cdot t_i \cdot K_{zi} \cdot K_{yi} \cdot K_{\phi i} \cdot K_{np.i} \cdot \frac{1}{\cos \beta_i}; \quad (2.4)$$

де A_p – опір пласта різанню, $A_p = 240 \text{ Н/мм}$;

b_{pi} – розрахункова ширина ріжучої частини різця, визначається в залежності від форми ріжучої кромки і товщини стружки за виразами [3].

$$\Delta = 0,45 \cdot \sqrt{h_i}, \quad (2.5)$$

$$\Delta n = \Delta / \sin \delta_i \quad (2.6)$$

δ_i – конструктивний кут різання, $\delta_i = 75^\circ$

Для куткового різця:

При $v = 5 \text{ м/хв}$.

$$\Delta = 0,45 \cdot \sqrt{1,87} = 0,62(\text{см}); \rightarrow \Delta n = 0,62 / \sin 75^\circ = 0,64(\text{см}); \rightarrow \Delta n \geq \Delta n_k$$

$$\Delta n_k = r - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot r^2 - b_k^2} = 0,8 - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot 0,8^2 - 1,3^2} = 0,33(\text{см});$$

$$b_{p1B} = b_k + 2 \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot (\Delta n - \Delta n_k) = 1,3 + 2 \cdot \operatorname{tg} 6,5^\circ \cdot (0,64 - 0,33) = 1,37(\text{см});$$

При $v = 2,5 \text{ м/хв}$.

$$\Delta = 0,45 \cdot \sqrt{0,94} = 0,44(\text{см}); \rightarrow \Delta n = 0,44 / \sin 75^\circ = 0,43(\text{см}); \rightarrow \Delta n \geq \Delta n_k$$

$$\Delta n_k = r - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot r^2 - b_k^2} = 0,8 - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot 0,8^2 - 1,3^2} = 0,33(\text{см});$$

$$b_{p1M} = b_k + 2 \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot (\Delta n - \Delta n_k) = 1,3 + 2 \cdot \operatorname{tg} 6,5^\circ \cdot (0,43 - 0,33) = 1,32(\text{см});$$

Для інших різців:

При $v = 5 \text{ м/хв}$.

$$\Delta = 0,45 \cdot \sqrt{3,7} = 0,87(\text{см}); \rightarrow \Delta n = 0,87 / \sin 75^\circ = 0,84(\text{см}); \rightarrow \Delta n \geq \Delta n_k$$

$$\Delta n_{\kappa} = r - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot r^2 - b_{\kappa}^2} = 0,8 - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot 0,8^2 - 1,3^2} = 0,33(\text{см});$$

$$b_{p2B} = b_{p3B} = b_{p4B} = b_{\kappa} + 2 \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot (\Delta n - \Delta n_{\kappa}) = 1,3 + 2 \cdot \operatorname{tg} 6,5^{\circ} (0,84 - 0,33) = 1,42(\text{см});$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$

$$\Delta = 0,45 \cdot \sqrt{1,87} = 0,62(\text{см}); \rightarrow \Delta n = 0,62 / \sin 75^{\circ} = 0,64(\text{см}); \rightarrow \Delta n \geq \Delta n_{\kappa}$$

$$\Delta n_{\kappa} = r - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot r^2 - b_{\kappa}^2} = 0,8 - \frac{1}{2} \cdot \sqrt{4 \cdot 0,8^2 - 1,3^2} = 0,33(\text{см});$$

$$b_{p2M} = b_{p3M} = b_{p4M} = b_{\kappa} + 2 \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot (\Delta n - \Delta n_{\kappa}) = 1,3 + 2 \cdot \operatorname{tg} 6,5^{\circ} (0,64 - 0,33) = 1,37(\text{см});$$

де $K_{OT,i}$ – коефіцієнт отжиму з урахуванням впливу механізованого кріплення;

$$K_{OT} = \bar{K}_{OT} + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{B_{3,i}}{H_p} + 1 \right)^2} \right] \quad (2.7)$$

$\bar{K}_{OT}$ – середній коефіцієнт віджиму на кромці забою:

$$\bar{K}_{OT} = \frac{0,25 \cdot E}{E - 0,8} = \frac{0,25 \cdot 2,05}{2,05 - 0,8} = 0,41$$

$B_{3,i}$ – відстань від оголеної поверхні забою до i -го різця, (м), приймається для шнекового виконавчого органу з горизонтальною віссю обертання за даними креслення схеми розташування різців: $B_{31}=0,645\text{м}$; $B_{32}=0,625\text{м}$; $B_{33}=0,600\text{м}$; $B_{34}=0,573\text{м}$.

Тоді:

$$K_{OT1} = 0,41 + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{0,645}{2,15} + 1 \right)^2} \right] = 0,76;$$

$$K_{OT2} = 0,41 + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{0,625}{2,15} + 1 \right)^2} \right] = 0,75;$$

$$K_{OT3} = 0,41 + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{0,600}{2,15} + 1 \right)^2} \right] = 0,74;$$

$$K_{OT4} = 0,41 + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{0,573}{2,15} + 1 \right)^2} \right] = 0,72;$$

t_i – ширина стружки на різці, приймається для всіх різців, крім крайніх куткових, як полусума відстаней до сусідніх ліній різання:

$$t_2 = 25(мм) = 2,5(см); \quad t_3 = \frac{25 + 35}{2} = 30(мм) = 3(см); \quad t_4 = 55(мм) = 5,5(см).$$

Для крайніх куткових різців:

$$t_i = \frac{t'_{\kappa+i}}{2} + \frac{b_{pi}}{2} \cdot \cos \beta_s; \quad (2.8)$$

$t'_{\kappa+i}$ – шаг різання кутковий, крайній, $t'_{\kappa+i} = 12,5$ см;

$$t_{1B} = \frac{12,5}{2} + \frac{1,37}{2} \cdot \cos 45^\circ = 0,673(см);$$

$$t_{1M} = \frac{12,5}{2} + \frac{1,32}{2} \cdot \cos 45^\circ = 0,672(\text{см});$$

$K_{3,i}$ – коефіцієнт оголення забою, для крайніх куткових різців приймається в межах – (1,1÷1,25).

Для визначення $K_{3,i}$ потрібно знайти $t_{onz,i}$ – оптимальну ширину стружки:

$$t_{onz,i} = \left(\frac{5 \cdot h_i}{0,5 \cdot h_i + 4,5} + 0,7 \cdot h_i \right) \cdot \frac{1,47 \cdot E}{E + 1,2} + b_{pi}; \quad (2.9)$$

$$t_{onz.1B} = \left(\frac{5 \cdot 1,87}{0,5 \cdot 1,87 + 4,5} + 0,7 \cdot 1,87 \right) \cdot \frac{1,47 \cdot 2,05}{2,05 + 1,2} + 1,37 = 4,2(\text{см});$$

$$t_{onz.1M} = \left(\frac{5 \cdot 0,94}{0,5 \cdot 0,94 + 4,5} + 0,7 \cdot 0,94 \right) \cdot \frac{1,47 \cdot 2,05}{2,05 + 1,2} + 1,32 = 2,4(\text{см});$$

$$t_{onz.2B} = t_{onz.3B} = t_{onz.4B} = \left(\frac{5 \cdot 3,7}{0,5 \cdot 3,7 + 4,5} + 0,7 \cdot 3,7 \right) \cdot \frac{1,47 \cdot 2,05}{2,05 + 1,2} + 1,42 = 6,5(\text{см});$$

$$t_{onz.2M} = t_{onz.3M} = t_{onz.4M} = \left(\frac{5 \cdot 1,87}{0,5 \cdot 1,87 + 4,5} + 0,7 \cdot 1,87 \right) \cdot \frac{1,47 \cdot 2,05}{2,05 + 1,2} + 1,37 = 4,2(\text{см});$$

Для всіх інших різців $K_{3,i}$ визначається за формулою:

при $t_i \leq t_{onz,i}$:

$$K_{3,i} = \left[1 + 1,6 \left(\frac{t_i}{t_{onz,i}} - 1 \right)^2 \right] \bar{K}_{3,i}; \quad (2.10)$$

де $\bar{K}_{3,i}$ – оптимальний середній коефіцієнт оголення забою при $t_i = t_{onz,i}$

$$\bar{K}_{3,i} = 0,25 + \frac{0,66}{h_i + 1,3}; \quad (2.11)$$

$$\bar{K}_{3.1B} = 0,25 + \frac{0,66}{1,87 + 1,3} = 0,46;$$

$$\bar{K}_{3.1M} = 0,25 + \frac{0,66}{0,94 + 1,3} = 0,54;$$

$$\begin{aligned}\bar{K}_{3,2B} = \bar{K}_{3,3B} = \bar{K}_{3,4B} &= 0,25 + \frac{0,66}{3,7 + 1,3} = 0,38; \\ \bar{K}_{3,2M} = \bar{K}_{3,3M} = \bar{K}_{3,4M} &= 0,25 + \frac{0,66}{1,87 + 1,3} = 0,46;\end{aligned}$$

Тоді для куткових різців – $K_{3,l}=1,15$

Для інших різців:

$$K_{3,2B} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{2,5}{6,7} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,38 = 0,62;$$

$$K_{3,2M} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{2,5}{4,3} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,46 = 0,6;$$

$$K_{3,3B} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{3}{6,7} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,38 = 0,57;$$

$$K_{3,3M} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{3}{4,3} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,46 = 0,53;$$

$$K_{3,4B} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{5,5}{6,7} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,38 = 0,4;$$

$$K_{3,4M} = \left[1 + 1,6 \cdot \left(\frac{5,5}{4,3} - 1 \right)^2 \right] \cdot 0,46 = 0,52;$$

де $K_{y,i}$ – коефіцієнт впливу кінематичного кута різання на питому енергію різання, визначається при $\delta_k \geq 60^\circ$

$$K_{y,i} = 0,012 \cdot \delta_{ki} + \frac{0,42 \cdot E}{E + 3,45}; \quad (2.12)$$

$\delta_{k,i}$ – кінематичний кут різання різця, для шнекового виконавчого органа:

$$\delta_{ki} = \delta_i - \arctg \left(\frac{v_n}{\pi \cdot D_u \cdot n} \right) \cdot \sin \gamma_i; \quad (2.13)$$

$$\gamma=115^0;$$

$$\delta_{\kappa B} = 75^0 - \arctg\left(\frac{5}{\pi \cdot 1,16 \cdot 42,5}\right) \cdot \sin 115^0 = 73^0 20' = 73,32;$$

$$\delta_{\kappa M} = 75^0 - \arctg\left(\frac{2,5}{\pi \cdot 1,16 \cdot 42,5}\right) \cdot \sin 115^0 = 74^0 9' = 74,16;$$

Тоді:

$$K_{y.B} = 0,012 \cdot 73,32 + \frac{0,42 \cdot 2,05}{2,05 + 3,45} = 1,04;$$

$$K_{y.M} = 0,012 \cdot 74,16 + \frac{0,42 \cdot 2,05}{2,05 + 3,45} = 1,05;$$

де $K_{\phi.i}$ – коефіцієнт впливу форми передньої поверхні ріжучої частини різця на силу різання. Для різців з клиновидною передньою поверхнею $K_{\phi.i}=0,87$ [3];

$K_{n.p}$ – коефіцієнт впливу на силу різання поверхні різця:

$$K_{n.p} = K_{\phi.e.i} \cdot K_{\beta i}; \quad (2.14)$$

$K_{\phi.e.i}$ – коефіцієнт впливу діаметру буртика різця і вильоту керна на силу різання; для різців без буртика або буртиків із незпрочненої сталі, $K_{\phi.e.i}=1$;

$K_{\beta.i}$ – коефіцієнт впливу кута повороту різця до напрямку подачі на силу різання:

$$K_{\beta.i} = 1,15 - 0,01 \cdot \beta_{p.i} = 1,15 - 0,01 \cdot 0 = 1,15;$$

$\beta_{p.i}$ – кут повороту різця, $\beta_{p.i}=0^0$;

β_i – кут нахилу різця до напрямку подачі машини, приймається за схемою набору різців на виконавчому органі [2, 4].

Тоді:

$$K_{n,p} = 1 \cdot 1,15 = 1,15;$$

Отже, сила різання на гострому різці з кінематичним заднім кутом: $\alpha_k = 8^\circ$

Для різця ● – кулак 45°

При $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$Z_{o.б.1Б} = 10 \cdot 240 \cdot 0,76 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,37 + 0,3}{1,37 + 2,05 \cdot 1,87^{0,5}} \cdot 1,87 \cdot 0,673 \cdot 1,15 \cdot 1,04 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 45^\circ} = 726(H)$$

При $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$Z_{o.б.1М} = 10 \cdot 240 \cdot 0,76 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,32 + 0,3}{1,32 + 2,05 \cdot 0,94^{0,5}} \cdot 0,94 \cdot 0,672 \cdot 1,15 \cdot 1,05 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 45^\circ} = 454(H)$$

Для різця ● – кулак 30°

При $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$Z_{o.б.2Б} = 10 \cdot 240 \cdot 0,75 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,42 + 0,3}{1,42 + 2,05 \cdot 3,7^{0,5}} \cdot 3,7 \cdot 2,5 \cdot 0,62 \cdot 1,04 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 30^\circ} = 1791(H)$$

При $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$Z_{o.б.2Б} = 10 \cdot 240 \cdot 0,75 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,42 + 0,3}{1,42 + 2,05 \cdot 3,7^{0,5}} \cdot 3,7 \cdot 2,5 \cdot 0,62 \cdot 1,05 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 30^\circ} = 1112(H)$$

Для різця ● – кулак 15°

При $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$Z_{o.б.3Б} = 10 \cdot 240 \cdot 0,74 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,42 + 0,3}{1,42 + 2,05 \cdot 3,7^{0,5}} \cdot 3,7 \cdot 3 \cdot 0,57 \cdot 1,04 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 15^0} = 1787(H)$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{o.б.3М} = 10 \cdot 240 \cdot 0,74 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,37 + 0,3}{1,37 + 2,05 \cdot 1,87^{0,5}} \cdot 1,87 \cdot 3 \cdot 0,53 \cdot 1,05 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 15^0} = 1066(H)$$

Для різця $\bullet$ – кулак 0^0

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$Z_{o.б.4Б} = 10 \cdot 240 \cdot 0,72 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,42 + 0,3}{1,42 + 2,05 \cdot 3,7^{0,5}} \cdot 3,7 \cdot 5,5 \cdot 0,4 \cdot 1,04 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 0^0} = 2175(H)$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{o.б.4М} = 10 \cdot 240 \cdot 0,72 \cdot \frac{0,35 \cdot 1,37 + 0,3}{1,37 + 2,05 \cdot 1,87^{0,5}} \cdot 1,87 \cdot 5,5 \cdot 0,52 \cdot 1,05 \cdot 0,87 \cdot 1,15 \cdot \frac{1}{\cos 0^0} = 1813(H)$$

Визначимо формули для визначення середніх зусиль різанню:

$$Z_{cp.i} = Z_{o.б.i} \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot E \cdot f'}{E - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{\alpha_{ki} + 2} + C_{ni} \cdot S_{zi} - 0,75 \right) \right]; \quad (2.15)$$

$$Y_{cp.i} = Z_{o.б.i} \cdot \frac{0,45 \cdot E}{E - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{\alpha_{ki} + 2} + C_{ni} \cdot S_{zi} + 0,25 \right); \quad (2.16)$$

де f' – коефіцієнт опору пласта різанню, $f'=0,43$;

$\alpha_{k.i}$ – кінематичний задній кут різання, визначається для шнекового виконавчого органу:

$$\alpha_{\kappa i} = \alpha_i - \arctg \left(\frac{v_n}{\pi \cdot D_u \cdot n} \right) \cdot \sin \gamma_i;$$

$$\gamma = 115^\circ;$$

α_i – конструктивний задній кут різця, вказаний в характеристиці різця, $\alpha_i = 8^\circ$;

При $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$\alpha_{\kappa B} = 8^\circ - \arctg \left(\frac{5}{\pi \cdot 1,16 \cdot 42,5} \right) \cdot \sin 115^\circ = 6;$$

При $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$\alpha_{\kappa M} = 8^\circ - \arctg \left(\frac{2,5}{\pi \cdot 1,16 \cdot 42,5} \right) \cdot \sin 115^\circ = 7;$$

$C_{n.i}$ – коефіцієнт пропорційності між силами подачі на затупленому та гострому різцях:

$$C_{n.i} = \frac{0,75 \cdot (8 \cdot S_{zi} + b_{pi} + 3)}{\sqrt{h_i} \cdot (b_{ps} + 3) \cdot (S_{zi} + 0,1 \cdot b_{pi})}; \quad (2.17)$$

$S_{3.i}$ – проекція площадки затуплення різця на площину різання, см^2 ;

$$S_{3.i} = K_{pi} \cdot \Delta u_i \cdot b_{\kappa i}; \quad (2.18)$$

K_{pi} – коефіцієнт форми ріжучої кромки різця приймається за [2], $K_{pi} = 0,7$;

Δu_i – лінійний знос по задній поверхні різця, приймається рівним максимальному значенню товщини пластини твердого сплаву по задній поверхні різця, $\Delta u_i = 1 \text{ см}$ [3];

$b_{\kappa.i}$ – ширина ріжучої частини, конструктивна, приймається по характеристиці різця, $b_{\kappa.i} = 1,3\text{см}$.

Тоді:

$$S_{\kappa.i} = 0,7 \cdot 1 \cdot 1,3 = 0,91(\text{см}^2);$$

Розрахунок коефіцієнту пропорційності $C_{n.i}$:

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$C_{n.1B} = \frac{0,75 \cdot (8 \cdot 0,91 + 1,37 + 3)}{\sqrt{1,87 \cdot (1,37 + 3) \cdot (0,91 + 0,1 \cdot 1,37)}} = 1,4;$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$C_{n.1M} = \frac{0,75 \cdot (8 \cdot 0,91 + 1,32 + 3)}{\sqrt{0,94 \cdot (1,32 + 3) \cdot (0,91 + 0,1 \cdot 1,32)}} = 2;$$

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$C_{n.2B} = C_{n.3B} = C_{n.4B} = \frac{0,75 \cdot (8 \cdot 0,91 + 1,42 + 3)}{\sqrt{3,7 \cdot (1,42 + 3) \cdot (0,91 + 0,1 \cdot 1,42)}} = 0,98;$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$C_{n.2M} = C_{n.3M} = C_{n.4M} = \frac{0,75 \cdot (8 \cdot 0,91 + 1,37 + 3)}{\sqrt{1,87 \cdot (1,37 + 3) \cdot (0,91 + 0,1 \cdot 1,37)}} = 1,4;$$

Розрахунок середніх зусиль різання:

Для різця ● – кулак 45^0

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.1B} = 726 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 1054(H);$$

$$Y_{cp.1B} = 726 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 1224(H);$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.1M} = 454 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 2 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 711(H);$$

$$Y_{cp.1M} = 454 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 2 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 887(H);$$

Для різця ● – кулак 30^0

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.2B} = 1791 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 2412(H);$$

$$Y_{cp.2B} = 1791 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 2583(H);$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.2M} = 1112 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 1576(H);$$

$$Y_{cp.2M} = 1112 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 1786(H);$$

Для різця ● – кулак 15^0

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.3B} = 1787 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 2406(H);$$

$$Y_{cp.3B} = 1787 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 2577(H);$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.3M} = 1066 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 1510(H);$$

$$Y_{cp.3M} = 1066 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 1712(H);$$

Для різця ● – кулак 0^0

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.4B} = 2175 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 2929(H);$$

$$Y_{cp.4B} = 2175 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{6 + 2} + 0,98 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 3137(H);$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$Z_{cp.4M} = 1813 \cdot \left[1 + \frac{0,45 \cdot 2,05 \cdot 0,43}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 - 0,75 \right) \right] = 2569(H);$$

$$Y_{cp.4M} = 1813 \cdot \frac{0,45 \cdot 2,05}{2,05 - 0,6} \cdot \left(\frac{9}{7 + 2} + 1,4 \cdot 0,91 + 0,25 \right) = 2911(H);$$

2.2 Сумарна сила різання

Сумарна середня сила різання F_u , (H), на виконавчому органі визначається за наступним виразом:

$$F_u = \frac{1}{2} \cdot K_{\gamma_{охв}} \cdot K_{oc} \cdot \sum_{i=1}^m Z_{cp,i} \cdot n_i; \quad (2.19)$$

де $Z_{cp,i}$ – середня значення сили різання на різці i – ої групи різців, Н;

$K_{\gamma_{охв}}$ – коефіцієнт впливу кута контакту виконавчого органа з руйнуємою пачкою вугілля на силу різання, [3].

Для визначення $K_{\gamma_{охв}}$ треба спочатку визначити кут обхвату $\gamma_{охв}$

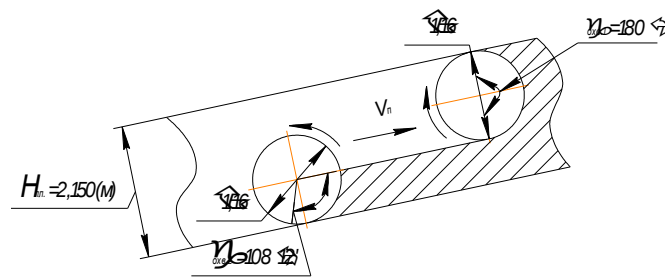


Рисунок 2.2 – Схема руйнування масиву шнеками очисного комбайну

Визначення $\gamma_{охв.}$:

$$\gamma_{охв.} = 90^\circ + \alpha = 108^\circ 12';$$

$$\alpha = \arcsin \frac{0,25}{0,8} = 18^\circ 12';$$

$K_{\gamma_{охв.}}$ – коефіцієнт впливу кута контакту [3], $K_{\gamma_{охв.}} = 0,55$;

K_{oc} – коефіцієнт ослаблення масиву, $K_{oc} = 0,55$;

Визначення сумарної середньої сили різання:

Для нижнього шнека:

При $v=5\text{м/хв.}$:

$$F_u = \frac{1}{2} \cdot 0,55 \cdot 0,74 \cdot (1054 \cdot 4 + 2412 \cdot 2 + 2406 \cdot 2 + 2929 \cdot 2) = 15932 (H);$$

При $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$F_u = \frac{1}{2} \cdot 0,55 \cdot 0,74 \cdot (711 \cdot 4 + 1576 \cdot 2 + 1510 \cdot 2 + 2569 \cdot 22) = 13336(H);$$

$K_{\gamma_{\text{охв.}}}$ – коефіцієнт впливу кута контакту, $K_{\gamma_{\text{охв.}}} = 1$;

K_{oc} – коефіцієнт ослаблення масиву, $K_{oc} = 1$;

Визначення сумарної середньої сили різання:

Для верхнього шнека при швидкостях подачі $v=5\text{м/хв.}$ та $v=2,5\text{м/хв.}$ відповідно:

$$F_u = \frac{1}{2} \cdot 1 \cdot 1 \cdot (1054 \cdot 4 + 2412 \cdot 2 + 2406 \cdot 2 + 2929 \cdot 22) = 39145(H);$$

$$F_u = \frac{1}{2} \cdot 1 \cdot 1 \cdot (711 \cdot 4 + 1576 \cdot 2 + 1510 \cdot 2 + 2569 \cdot 22) = 32767(H);$$

2.3 Потужність на руйнування масиву різанням

Потужність на валу двигуна $P_{p.i}$, (кВт), відповідна силі різання на кожному органі, визначається з виразу:

$$P_{p.i} = \frac{F_u \cdot V_p}{1000 \cdot \eta_u \cdot \eta_{mp}}; \quad (2.20)$$

де V_p , – швидкість різання, відповідна до вибраної збірки редуктора приводу робочого органу.

$$V_p = \frac{\pi \cdot n \cdot D}{60} = \frac{\pi \cdot 42,5 \cdot 1,6}{60} = 3,6(\text{м/с});$$

де $n_{u.o.} = 42,5(\text{об./хв.})$ – частота обертання виконавчого органу;

$\eta_u = 0,95$ – ККД виконавчого органу;

$\eta_{mp} = 0,85$ – ККД трансмісії приводу.

Для нижнього шнеку:

$$P_{\text{випер.}} = \frac{15932 \cdot 3,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} = 71(\kappa Bm);$$

$$P_{\text{відст.}} = \frac{13336 \cdot 3,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} = 59(\kappa Bm)$$

Для верхнього шнеку:

$$P_{\text{випер.}} = \frac{39145 \cdot 3,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} = 174(\kappa Bm);$$

$$P_{\text{відст.}} = \frac{32767 \cdot 3,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} = 146(\kappa Bm).$$

Потужність, відповідна силам різання на виконавчому органі:

$$P_p = \sum_{k=1}^K P_{pk}, \quad (2.21)$$

де $k = 2$ – кількість робочих органів.

Для нижнього шнека:

$$P_p = P_{\text{випер.}} + P_{\text{відст.}} = 71 + 59 = 130(\kappa Bm);$$

Для верхнього шнека:

$$P_p = P_{\text{випер.}} + P_{\text{відст.}} = 174 + 146 = 320(\kappa Bm);$$

2.4 Потужність на переміщення очисного комбайна

На сили опору переміщення машини впливає багато факторів, частина з яких є специфічною для визначеного типу машини.

Сили опору переміщення комбайну визначаємо у відповідності з прийнятими швидкостями подачі $V_{п.б.}$, $V_{п.м.}$,

$$y_n = K_f \cdot \left(G \cdot (f' \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha) + \sum_{k=1}^k y_{u_k} \right), \quad (2.22)$$

де $K_f = 1,4$ – коефіцієнт, який враховує додаткові сили опору переміщення комбайна;

$f' = 0,21$ – коефіцієнт тертя машини по направляючим конвеєра;

$G = 186200(H)$ – вага машини;

$\sum_{i=1}^m y_{u_i}$ – сумарна середня сила подачі різців виконавчих органів;

$k = 2$ – кількість виконавчих органів;

y_{u_k} – сумарна середня сила подачі різців k -го виконавчого органу.

$$y_{u_k} = \frac{1}{\pi} \cdot K_{\gamma_{охв}} \cdot K_{oc} \cdot \sum_{i=1}^m y_{cp_i} \cdot n_i, \quad (2.23)$$

Для нижнього шнека:

при $V_{п.б.} = 5 \text{ м/хв.}$:

$$y_{u.б} = \frac{1}{3,14} \cdot 0,55 \cdot 0,74 \cdot (1224 \cdot 4 + 2583 \cdot 2 + 2577 \cdot 2 + 3137 \cdot 22) = 10918(H);$$

при $V_{п.м.} = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$y_{u.б} = \frac{1}{3,14} \cdot 0,55 \cdot 0,74 \cdot (887 \cdot 4 + 1786 \cdot 2 + 1712 \cdot 2 + 2911 \cdot 22) = 9668(H).$$

Для верхнього шнека:

при $V_{п.б.} = 5 \text{ м/хв.}$:

$$y_{u.б} = \frac{1}{3,14} \cdot 1 \cdot 1 \cdot (1224 \cdot 4 + 2583 \cdot 2 + 2577 \cdot 2 + 3137 \cdot 22) = 26825(H);$$

при $V_{п.м.} = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$y_{u.б} = \frac{1}{3,14} \cdot 1 \cdot 1 \cdot (887 \cdot 4 + 1786 \cdot 2 + 1712 \cdot 2 + 2911 \cdot 22) = 23754(H).$$

Тоді при $V_{п.б.} = 5 \text{ м/хв.}$:

$$y_n = 1,4 \cdot \left(186200 \cdot \left(0,21 \cdot \cos 9^0 + \sin 9^0 \right) + (10918 + 26825) \right) = 147680(H);$$

при $V_{п.м.} = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$y_n = 1,4 \cdot \left(186200 \cdot \left(0,21 \cdot \cos 9^0 + \sin 9^0 \right) + (9668 + 23754) \right) = 141631(H).$$

Потужність, відповідна силам опору переміщення машини, визначається з виразу:

$$P_n = \frac{y_n \cdot V_n}{60000 \cdot \eta_n}; \quad (2.24)$$

де η_n – ККД механізму переміщення, $\eta_n = 0,86$;

При $V_{п.б.} = 5 \text{ м/хв.}$

$$P_{п.б.} = \frac{147680 \cdot 5}{60000 \cdot 0,86} = 14,31 (\text{кВт});$$

при $V_{п.м.} = 2,5 \text{ м/хв.}$

$$P_{п.м.} = \frac{141631 \cdot 5}{60000 \cdot 0,86} = 13,72 (\text{кВт}).$$

2.5 Потужність при завантаженні вугілля на скребковий конвеєр

Потужність, відповідна силі опору завантаження вугілля на конвеєр, визначається:

$$P_{п.з} = \sum_{i=1}^{\kappa} \frac{F_{п.з.i} \cdot V_{п.з.i}}{1000 \cdot \eta_u \cdot \eta_{тр}}; \quad (2.25)$$

При уточненому розрахунку зусилля завантаження $F_{п.з}$, (Н), вугілля на конвеєр виконавчим органом комбайна визначається за наступним виразом:

$$F_{п.з} = F_{н.л} \cdot (f_m \cdot \cos \alpha_l + \sin \alpha_l); \quad (2.26)$$

де $f_m = 0,6$ – коефіцієнт тертя вугілля о направляючі частини робочого органу;

$F_{н.л}$ – сила номінального тиску вугілля на лопатки, Н;

$$F_{н.л} = \bar{P}_n \cdot S_{л}; \quad (2.27)$$

$S_{л}$ – площа лопатки, м²;

$$S_{л} = 1,15 \cdot D_{cp} \cdot \frac{D_{cp} - d}{\cos \alpha_{л}}; \quad (2.28)$$

$d=0,8$ м – діаметр ступиці шнека;

D_{cp} – середній діаметр, $D_{cp}=0,5 \cdot (D_{л} + d)$, м;

$D_{л}$ – діаметр лопатки шнека, м;

$$D_{л}=D_{н} - 0,02 \cdot l_p = 1,6 - 0,02 \cdot 8 = 1,44 \text{м};$$

$$D_{cp}=0,5 \cdot (1,44 + 0,8) = 1,12 \text{м};$$

$\alpha_m=35^0$ – кут підйому лопатки шнека на ступиці діаметром d ;

$$\alpha_{л} = \arctg \left(\frac{d}{D_{cp}} \cdot \tg \alpha_m \right) = \arctg \left(\frac{0,8}{1,12} \cdot \tg 35^0 \right) = 26^0 34';$$

$$S_{л} = 1,15 \cdot 1,12 \cdot \frac{1,12 - 0,8}{\cos 26^0 34'} = 0,46 (\text{м}^2).$$

P_n – середня величина тиску вугілля на лопатку шнека:

$$\bar{P}_n = \frac{600 \cdot h_{\max.}}{F_{окш.}}; \quad (2.29)$$

$F_{окш.}$ – перетин вікна завантаження, м². Для флангових схем розташування виконавчого органа при роботі верхнім шнеком вперед:

$$F_{окш.} = 0,2 \cdot (D_u^2 - d^2) \cdot \pi - S_q; \quad (2.30)$$

де S_q – площа, м^2 ;

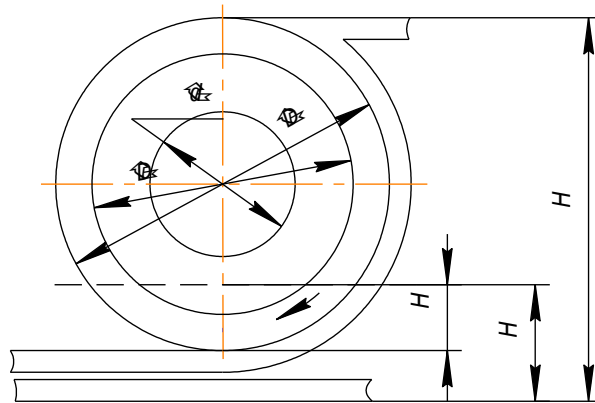


Рисунок 2.3 – Флангова схема розташування виконавчого органа при роботі верхнім шнеком вперед

$$S_q = 0,5 \cdot (0,5 \cdot L \cdot D_u - b \cdot (0,5 \cdot D_u - (H_n - 0,01 \cdot l_p))) \quad (2.31)$$

$H_n = 0,22\text{м}$ – висота завантаження;

$$b = \sqrt{(H_n - 0,01 \cdot l_p) \cdot D_u - (H_n - 0,01 \cdot l_p)^2} = \sqrt{(0,22 - 0,01 \cdot 8) \cdot 1,6 - (0,22 - 0,01 \cdot 8)^2} = 0,45(\text{м});$$

$$L = \sqrt{b^2 + 5,33 \cdot (H_n - 0,01 \cdot l_p)^2} = \sqrt{0,45^2 + 5,33 \cdot (0,22 - 0,01 \cdot 8)^2} = 0,55(\text{м});$$

$$S_q = 0,5 \cdot (0,5 \cdot 0,55 \cdot 1,6 - 0,45 \cdot (0,5 \cdot 1,6 - (0,22 - 0,01 \cdot 8))) = 0,07(\text{м}^2);$$

Тоді перетин вікна завантаження:

$$F_{\text{окш.}} = 0,2 \cdot (1,6^2 - 0,8^2) \cdot \pi - 0,07 = 1,14(\text{м}^2);$$

де h_{max} – максимальна товщина стружки:

$$h_{\text{max}} = \frac{\pi}{2} \cdot h_{\text{сп.з}}; \quad (2.32)$$

$$h_{\text{cp.3}} = 3,7 \text{ см};$$

$$h_{\text{cp.3}} = 1,87 \text{ см};$$

При $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$h_{\text{max}} = \frac{\pi}{2} \cdot 3,7 = 5,9 (\text{см});$$

При $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$h_{\text{max}} = \frac{\pi}{2} \cdot 1,87 = 2,9 (\text{см});$$

Тоді середня величина тиску вугілля на лопатку шнека:

при $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$\bar{P}_H = \frac{600 \cdot 5,9}{1,14} = 3105 (\text{Н} / \text{м}^2);$$

при $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$\bar{P}_H = \frac{600 \cdot 2,9}{1,14} = 1526 (\text{Н} / \text{м}^2).$$

Сила номінального тиску вугілля на лопатки, Н:

при $v = 5 \text{ м/хв.}$:

$$F_{\text{н.л}} = 3105 \cdot 0,46 = 1428 (\text{Н});$$

при $v = 2,5 \text{ м/хв.}$:

$$F_{H,л} = 1526 \cdot 0,46 = 702(H).$$

Зусилля завантаження $F_{n,з}$, Н, вугілля на конвеєр виконавчим органом комбайна:

при $v=5\text{м/хв.}$:

$$F_{n,з} = 1428 \cdot \left(0,6 \cdot \cos 26^{\circ} 34' + \sin 26^{\circ} 34' \right) = 1405(H);$$

при $v=2,5\text{м/хв.}$:

$$F_{n,з} = 702 \cdot \left(0,6 \cdot \cos 26^{\circ} 34' + \sin 26^{\circ} 34' \right) = 691(H);$$

$$P_{n,з} = \left(\frac{1405 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} + \frac{691 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,85} \right) = (4,3 + 2,14) = 6,44(\text{кВт});$$

$$P_{n,з1} = 4,3(\text{кВт}); \quad P_{n,з2} = 2,14(\text{кВт}).$$

2.6 Загальна активна потужність електродвигуна видобувного комбайна

Загальне навантаження на валу двигуна, що виникає при роботі машини, визначається:

при $V_{п.м.}=5\text{м/хв.}$:

$$P_6 = P_p + P_{п.г} + P_{п.л} = 245 + 14,31 + 4,3 \approx 264 \text{ кВт};$$

при $V_{п.б.}=2,5\text{м/хв.}$:

$$P_m = P_p + P_{п.г} + P_{п.л} = 205 + 13,72 + 2,14 \approx 221 \text{ кВт}.$$

Залежність $P=f(V_n)$ в робочому діапазоні швидкостей подачі є лінійною і може бути описана виразом: $P=a+b \cdot V_n$, де коефіцієнти a і b мають значення:

$$b = \frac{P_{\bar{o}} - P_m}{V_{n,\bar{o}} - V_{n,m}} = \frac{264 - 221}{5 - 2,5} = 17 \text{ кВт} \cdot \text{хв.}/\text{м};$$

$$a = P_{\bar{o}} - b \cdot V_{n,\bar{o}} = 264 - 17 \cdot 5 = 179 \text{ кВт.}$$

2.7 Продуктивності видобувного комбайна

Теоретична продуктивність машини:

$$Q_T = H_p \cdot B_z \cdot V_n \cdot \gamma, \quad (2.33)$$

де $\gamma = 1,35 \text{ т}/\text{м}^3$ – щільність вугілля.

Технічна продуктивність машини:

$$Q_{tex} = 60 \cdot Q_T \cdot K_{tex}, \quad (2.34)$$

де K_{tex} – коефіцієнт технічно можливої безперервності роботи машини.

$$K_{tex} = \frac{1}{\frac{1}{K_r} + \frac{T_{mo} + T_{ko} + T_{zi}}{L} \cdot V_{\Pi}}, \quad (2.35)$$

де $K_r = 0,92$ – коефіцієнт готовності виймальної машини чи комплексу;

$T_{mo} = 20 \text{ хв.}$ – витрати часу на несполученні маневрові операції;

$T_{ko} = 30 \text{ хв.}$ – витрати часу на кінцеві операції;

T_{zu} – витрати часу на заміну зношеного інструмента.

$$T_{zi} = L \cdot H_p \cdot B_z \cdot Z_y \cdot t_p = 200 \cdot 2,15 \cdot 0,63 \cdot 0,1 \cdot 1 = 27,09(\text{хв.})$$

де $Z_y = 0,1 \text{ шт./м}^3$ – відносні витрати різців;

$t_p = 1 \text{ хв.}$ – час на заміну або переустановлення одного різця

Експлуатаційна продуктивність:

$$Q_e = 60 \cdot Q_T \cdot K_e, \quad (2.36)$$

де K_e – коефіцієнт безперервної роботи машини при її експлуатації.

$$K_e = \frac{1}{\frac{1}{K_{mex}} + \frac{T_{on}}{L} \cdot V_n}, \quad (2.37)$$

$T_{on} = 30(\text{хв.})$ – віднесені до одного циклу витрати часу на усування організаційних недоліків та несправностей у роботі машини та механізмів на суміжних ділянках шахти.

Для використання при побудованні на номограмі графіків залежності $Q_{mex} = f_3(V_n)$, $W = f_5(V_n)$, $Q_T = f_4(V_n)$ та $Q_e = f_1(V_n)$ заповнюється таблиця 2.1.

Продуктивність машини $Q_{ПВ}$, зумовлена тепловою характеристикою електродвигуна визначається:

$$Q_{ПВ} = 0,6 \cdot Q_T \cdot ПВ, \quad (2.38)$$

де $ПВ$ – тривалість вмикання двигуна видобувного комбайна. Для виймальних машин $ПВ$ визначаємо за формулою:

$$ПВ = 100 \cdot \left(\frac{P_{mp}}{P} \right)^2, \quad (2.39)$$

$$P = P_{mp} \cdot \sqrt{\frac{100}{ПВ}},$$

де $P_{mp}=200\text{кВт}$ – тривала потужність, при якій електропривод комбайна може працювати досить довго без перевищення допустимої температури нагріву.

Таблиця 2.1 – Значення продуктивностей видобувного комбайна

Параметр	Швидкість подачі V_n , (м/хв.)									
	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0
$K_{mex.}$	0,68	0,54	0,45	0,38	0,33	0,29	0,26	0,24	0,22	0,2
K_e	0,62	0,46	0,37	0,31	0,27	0,23	0,21	0,19	0,17	0,16
Q_t , (т/хв.)	1,8	3,7	5,5	7,3	9,1	11	12,8	14,6	16,5	18,3
Q_t , (т/год.)	110	219	329	439	549	658	768	878	978	1097
$Q_{тех.}$, (т/год.)	73	120	149	166	180	191	200	210	218	220
Q_e , (т/год.)	67	102	122	135	147	152	161	166	168	176
W , (кВт·год./т)	1,78	0,97	0,7	0,56	0,48	0,43	0,39	0,36	0,34	0,32

Швидкість подачі визначається за формулою:

$$V_n = \frac{P - a}{b} \quad (2.40)$$

Всі отримані дані зводяться у таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Теплова продуктивність

Параметр	ПВ, %			
	100	60	40	25
P , (кВт.)	200	258,2	316	400
V_n , (м/хв.)	1,2	4,7	8	13
Q_t , (т/хв.)	2,2	8,6	14,6	23,8
$Q_{ПВ}$, (т/хв.)	1,32	3,1	3,5	3,6

2.8 Дослідження номограми та режиму роботи очисного комбайна

Для дослідження режимів роботи комбайна та комплексу виконуємо побудову номограми. В одній площині системи координат наносимо графіки:
 $P = a + b \cdot V_n$; $P = f(ПВ)$; $Q_T = f_4(V_n)$; $Q_{mex} = f_3(V_n)$; $Q_e = f_1(V_n)$; $Q_{ПВ} = f_2(V_n)$;
 $W = f_5(V_n)$.

Відносні енерговитрати при руйнуванні вугілля комбайном будуть:

$$W = \frac{P}{60 \cdot Q_T}, \text{ кВт} \times \text{год} / \text{т}.$$

Усі отримані дані заносяться до таблиці 2.3.

На номограму наносимо вертикальні лінії обмеження швидкості подачі видобувного комбайна:

- за навантажувальною здатністю видобувного комбайна;
- за стійкою потужністю P_y , вище якої електродвигун працювати не буде (аварійний режим «перекидання»);
- за максимальною можливою швидкістю подачі видобувного комбайна (за технічною характеристикою);
- за вильотом різця (залежить від типу та конструкції різця).

Обмеження швидкості подачі видобувного комбайна за навантажувальною спроможністю шнекового виконавчого органу визначається:

$$V_{n.n.c} \leq \frac{Q_{ш}}{D_6 \cdot B_3 \cdot \gamma}, \quad (2.41)$$

де $Q_{ш}$ – навантажувальна здатність шнекового виконавчого органу.

$$Q_{ш} = 1,8 \cdot \pi \cdot \gamma_n \cdot K_{опш} \cdot d \cdot F_{окш} \cdot n \cdot \operatorname{tg} \alpha_m, \quad (2.42)$$

$K_{oni} = 0,55$ – коефіцієнт, який характеризує відставання вугілля від лопаті шнеку при переміщенні в осьовому напрямку.

$$Q_{III} = 1,8 \cdot 3,14 \cdot 0,85 \cdot 0,55 \cdot 0,8 \cdot 1,14 \cdot 30 \cdot \operatorname{tg} 35^\circ = 50,6 \text{ т/хв.}$$

$$V_{\text{п.п.с}} = \frac{50,6}{1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,35} = 37,18 \text{ м/хв.}$$

Активна стійка потужність, що відповідає стійкій роботі до режиму «перекидання» визначається:

$$P_y = \frac{M_y \cdot n_y}{9550}, \quad (2.43)$$

де M_y – стійкий обертовий момент двигуна, Н·м;

n_y – частота обертання ротору двигуна відповідна стійкому обертovому моменту, $n_y = 1473,4 \text{ об/хв.}$

Стійкий момент обертання двигуна визначається з виразу:

$$M_y = \frac{M_{м.ф} \cdot K_{упр}}{K_m \cdot (1 + K_{кр} \cdot K_e)}, \quad (2.44)$$

де $M_{м.ф}$ – максимальний момент обертання електродвигуна в умовах живлення його від реальної шахтної електромережі. Для комбайна РКУ-13 з двигуном ЭКВЭ4-200У5, $M_{м.ф} = 2090 \text{ Н·м}$;

$K_{упр} = 0,9$ – коефіцієнт управління;

$K_M = 1,2$ – коефіцієнт, який враховує відношення амплітуди низькочастотної складової максимального навантаження до середнього її значення;

$K_{кр} = 0,4$ – коефіцієнт, який враховує відношення амплітуди високочастотної складової навантаження до максимального значення низькочастотного навантаження;

K_6 – коефіцієнт вирівнювання високочастотної складової навантаження, що визначається:

$$K_6 = \frac{1}{\sqrt{\left[1 - \left(\frac{f_H}{f_0}\right)^2\right]^2 + \left(\frac{f_H}{f_0}\right)^2 \cdot \frac{T_M}{T}}} = \frac{1}{\sqrt{\left[1 - \left(\frac{15}{6,63}\right)^2\right]^2 + \left(\frac{15}{6,63}\right)^2 \cdot \frac{0,012}{0,048}}} = 0,23,$$

де f_H – частота навантаження, $f_H = 15(c^{-1})$;

f_0 – частота власних незатухаючих коливань системи:

$$f_0 = \frac{1}{2 \cdot \pi \cdot \sqrt{T \cdot T_M}} = \frac{1}{2 \cdot 3,14 \cdot \sqrt{0,048 \cdot 0,012}} = 6,63(c^{-1});$$

T – електромагнітна стала часу:

$$T = \frac{1}{\omega_c \cdot S_{\kappa\phi}} = \frac{1}{3,14 \cdot 0,066} = 0,048(c);$$

T_M – електромеханічна стала часу:

$$T_M = \frac{GD_{np}^2 \cdot n_c \cdot S_{\kappa\phi}}{375 \cdot 2 \cdot M_{\kappa\phi}} = \frac{195 \cdot 1500 \cdot 0,066}{375 \cdot 2 \cdot 2090} = 0,012(c);$$

ω_c – кутова частота електромережі: $\omega_c = 2 \cdot \pi \cdot f_c = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 = 314,4(c^{-1})$;

$S_{к.ф}$ – фактичне критичне ковзання в умовах шахтної електромережі,
 $S_{кф}=0,066$;

GD_{np}^2 – маховий момент системи, приведеної до валу ротора асинхронного електродвигуна.

$$GD_{np}^2 = K_{np} \cdot GD_p^2 = 1,6 \cdot 196 = 314(H \cdot m),$$

де GD_p^2 – маховий момент ротора електродвигуна, $GD_p^2 = 196 H \cdot m$;

K_{np} – коефіцієнт приведення махового моменту трансмісії і виконавчого органу видобувного комбайна до валу ротора електродвигуна, $K_{np} = 1,6$.

Значення стійкого моменту, частоти та потужності одного електродвигуна видобувного комбайна знаходяться:

$$M_y = \frac{2090 \cdot 0,9}{1,2 \cdot (1 + 0,4 \cdot 0,23)} = 1435,4 (H \cdot m);$$

$$P_y = \frac{1435,4 \cdot 1473,4}{9550} = 221 (kBm).$$

Допустима товщина стружки визначається:

$$h_{ср.д} \leq \frac{2 \cdot l_p}{\pi} = \frac{2 \cdot 8}{3,14} = 5,1 \text{ см.}$$

Допустима швидкість подачі за вильотом різця:

$$V_{п.д} \leq l_p \cdot n_{р.л} \cdot n = 0,08 \cdot 3 \cdot 30 = 7,2 \text{ м/хв.} \quad (2.45)$$

З аналізу номограми визначаємо режим роботи видобувного комбайна з електродвигуном ЭКВЭ4-200У5: швидкістю подачі видобувного комбайна

обмежується максимально можливою швидкістю за вильотом різця $V_{п.д} = 7,2 \text{ м/хв.}$ з експлуатаційною продуктивністю $Q_e = 162 \text{ т/год.}$

2.9 Дослідження режиму роботи механізованого комплексу

Скребковий конвеєр механізованого комплексу не повинен обмежувати швидкість подачі видобувного комбайна. Отже, допустима швидкість подачі видобувного комбайна, обумовлена продуктивністю скребкового конвеєру в лаві:

$$V_{п.к} = \frac{Q_k}{1,3 \cdot 60 \cdot H_p \cdot B_s \cdot \gamma} = \frac{840}{1,3 \cdot 60 \cdot 2,15 \cdot 0,63 \cdot 1,35} = 6 (\text{м / хв.}), \quad (2.46)$$

де $Q_k = 840 \text{ т/год.}$ – годинна продуктивність скребкового конвеєру типу СПЦ273.

Швидкість кріплення привибійного простору при використанні секцій механізованого кріплення типу ДТ повинно задовольняти умові:

$$V_{кр} \cdot k \geq V_{п.к.к} \rightarrow V_{кр} = \frac{l_{кр}}{t_{кр}}; \quad (2.47)$$

де $l_{кр} = 1,5 \text{ м}$ – крок пересування секції кріплення типу ДТ вздовж довжини лави;

$t_{кр} = 0,5 \text{ хв.}$ – час на пересування однієї секції механізованого кріплення типу ДТ;

$k = 0,9$ – коефіцієнт, який враховує гірничо-геологічні умови при видобутку вугілля.

$$V_{кр} = \frac{1,5}{0,5} = 3 \text{ м/хв.}$$

$$V_{н.кр} \leq 0,9 \cdot 3 = 2,7 \text{ м/хв.}$$

Отже, з урахування основного обладнання механізованого комплексу швидкість подачі видобувного комбайна обмежується швидкістю пересування секцій та складе $V_{н.кр}=2,7\text{м/хв.}$ з експлуатаційною продуктивністю $Q_e=116\text{т/год.}$

Змінний видобуток при застосування механізованого комплексу складе:

$$Q_{зм} = Q_e \cdot (T_{зм} - t_{н.з} - t_{в.л}), \quad (2.48)$$

де $T_{зм} = 6\text{год.}$ – тривалість зміни;

$t_{н.з} = 2 \cdot 0,25 = 0,5\text{год.}$ – витрати часу на підготовчо-завершальні операції;

$t_{в.л} = 0\text{год.}$ – витрати часу на підривання та провітрювання (така операція не використовується – ніша береться відбійними молотками).

$$Q_{зм} = 116 \cdot (6 - 0,5 - 0) = 638 \text{ (т/зм.)}$$

3 ЗАСОБИ МЕХАНІЗАЦІЇ ЗАВАНТАЖУВАЛЬНО-ТРАНСПОРТНИХ РОБІТ В ШАХТНИХ УМОВАХ

3.1 Існуючі положення

Останні 20-30 років різко підвищився рівень механізації робіт в очисних та підготовчих вибоях. Широко почали використовувати очисні комплекси та прохідницькі комбайни. Однак рівень механізації допоміжних робіт пов'язаних із завантаженням та розвантаженням обладнання в шахтних умовах, його монтажем та демонтажем залишився на колишньому рівні. Широко використовуються у таких випадках ручні лебідки «жаки» та тяги. Зокрема ними при монтажі та демонтажі комплексу лави доводиться розвантажувати та завантажувати на площадки громіздкі та важкі секції гідро кріплення, привідні голівки конвеєрів та ін. обладнання. Використання ручних підйомних механізмів в даних умовах приводе до зниження продуктивності праці та збільшення травматизму. Заміна ручних підйомних механізмів серійними лебідками типу ЛВД-24 – ЛВД-34 та ін. не завжди дає бажаного результату. По-перше швидкість переміщення канату достатньо висока, що не небезпечно у стиснених шахтних умовах, по-друге даний тип лебідок пристосований для переміщення вантажу по горизонталі, щоб використовувати їх для підйому, потрібні спеціальні пристрої, блоки та інші пристрої. Розробка компактного підйомного пристрою з електричним приводом забезпечить виконання допоміжних операцій завантаження та розвантаження вантажу в шахтних умовах. Проектування вказаного електротельфери засновано на принципі максимального використання вузлів серійного обладнання, яке експлуатується на шахті, та виготовлення вузлів енергомеханічною службою шахти.

Задачі:

- обґрунтування області застосування, розробка вимог до підйомного механізму та його технічній характеристики;
- розробка конструкції та розрахунок підйомного пристрою;

- техніко-економічне обґрунтування застосування вантажопідйомного пристрою та розробка технологічної схеми монтажу вантажопідйомного пристрою та правил його експлуатації.

Область застосування даного електротельфери – в шахтних виробках на сполученні штреків з лавою.

Технічна характеристика.

Вантажопідйомність	50 кН.
Швидкість підйому	6,45 м/хв.
Швидкість пересування	17,9 м/хв.
Висота підйому	4 м.
Виконання	"РВ"
Рід струму та напруга	трифазний, 127В.
Живлення	кабельне.
Монорейковий шлях	рейка Р24.

Ця установка представляє собою систему шарнірно з'єднаних вузлів, які оснащені ходовими роликами для переміщення по рухомій монорейці.

Основними вузлами теліжки є механізм підйому, механізм пересування, теліжка опорна та підвіска крюкова. Механізм підйому та пересування оснащені відособленими електроприводами з кабельним живленням.

Підйом вантажу виконується намотуванням канату на барабани механізму підйому.

3.2 Розрахунок підйомного пристрою

При проектуванні електротельфери взята на базу кінематична схема теліжки вантажної підвісної ТГП25, розробленою Донгіпровуглемаш. Розрахунок вівся для вантажопідйомності 50кН.

Основними вузлами механізму підйому є два електродвигуни, циліндричний редуктор з вантажоупорним гальмом, планетарний редуктор, кожух та барабан.

У якості рухомої застосовані електродвигуни від свердла електричного СЕР-19М. З'єднання двигунів з редуктором виконано через спеціальну проставку.

Циліндричний редуктор має три ступені з загальним передаточним числом, яке дорівнює 93. На першому валу розташовано вантажопідйомний гальм, який складається з нагвинченої на різьбову дільницю валу шестерні, упорного диску, храпового колеса та гальмових дисків. У зціпленні з храповим колесом знаходяться чотири собачки, які дозволяють його поворот у напрямку відповідному підйому вантажу. Собачка у відношенні до храпового колеса розташовані зі зміщенням $\frac{1}{4}$ шагу, що забезпечує надійність стопоріння храпового колеса та знижує динамічність навантаження при роботі гальма.

Кожух пов'язуючи станки редукторів (щоки механізму підйому) об'єднує увесь механізм у єдине ціле. У щоках закріплені два ходових ролики та коромисло, посередництвом яких механізм підйому спирається з однієї сторони на монорейці з другої на теліжку опорну.

Передача моменту від циліндричного до планетарного редуктора виконується посередництвом зубчастої муфти з проміжним валом, що розташований всередині води́ла. Води́ло з посадженим на нього барабаном закріплено через підшипники у щоках механізму підйому.

Для виключення падіння канату та заплутування його строп на барабані передбачені реборди. У середній частині барабану є різьбові отвори для кріплення канату, за допомогою притискних планок.

При виключених електродвигунах вал повертається під дією вантажу, переміщує гвинтовим навантаженням шестерню у напрямку упорного диску. Храпове колесо з гальмовими дисками стає зажатим між опорними поверхнями шестерні та упорного диску, а одна із собачок, упираючись у зубці храповика стопорить всю систему, утримуючи вантаж на осі.

При роботі електродвигуна на спуск вантажу шестерня згвинчується з валу та розмикає гальмо до зусилля, яке не дає валу під дією вантажу обертатися з прискоренням та обганяти нагвинчену на нього шестерню. У наслідку цього спуск вантажу виконується з рівномірною швидкістю.

При роботі електродвигуна на підйом вантажу храпове колесо зажатє через гальмові диски, між шестернею та упорним диском та обертається разом з ним як одне ціле. Собачки при цьому виходять із зачеплення з храповим.

Механізм пересування складається із двигуна, редуктора та тягового катка. З'єднання двигуна з редуктором виконується через проставку.

Двигуни та з'єднувальні проставки механізмів підйому та пересування уніфіковані. Корпус редуктора зварної конструкції є рамою всього механізму. У його розвинутій стінці та спеціальному кронштейні розташовані корпуси підшипників ходових роликів.

Редуктор має три ступені циліндричних зубчастих передач із загальним передаточним числом $i=93$. На вихідний вал редуктора посаджене тяговий каток, який представляє собою бандажну шину, напресовану на ступицю.

Механізм пересування з'єднується з теліжкою опорною через пристрій, який забезпечує регулювання притиснення тягового катка до підшви монорейки. При включенні двигуна момент, який з'являється на тяговому коткі за рахунок фракційного зв'язку, утворює силу тяги, яка необхідна для переміщення всієї теліжки.

Змінення напрямку руху теліжки відбувається реверсуванням двигуна. Теліжка опорна об'єднує механізм підйому та пересування і є основною несучою частиною вантажопідйомної теліжки в цілому. Вона представляє собою жорстку зварну конструкцію, які обладнана чотирма ходовими роликами. У нижній частині опорної теліжки, яка входить у вантажну теліжку встановлено врівноважений блок. Для з'єднання механізму підйому та пересування на рамі теліжки передбачені кронштейни. На опорній теліжці закріплено обмежник підйому крюку (датчик положення ДПУ2-40). Не доходячи 50 мм до свого граничного положення, крюкова підвіска діючи на

важіль переводить фляжок у щілину, яку утворюють блоки датчику та відбувається відключення живлення двигуна механізму підйому.

Теліжка закріплюється у виробці за допомогою спеціальних пристроїв на елементах її кріплення.

Монорейка для установки та переміщення по ній вантажної теліжки являє собою рейку Р24, яка складається із секцій довжиною 4 м, кожна з яких з'єднані між собою згоном, який фіксується на кінцях рейок за допомогою упорних гвинтів. Монорейка підвішена до метало кріплення за допомогою спеціальних захватів, які закріплені метизними виробами на профілі метало кріплення. Конструкція такого з'єднання дозволяє пересувати монорейковий шлях разом з пересуванням вибою.

У якості апаратури управління використовується апарат управління ручними бурильними електросвердлами напругою 127В.

3.3 Конструювання та розрахунок підйомного пристрою

Розрахунок тягового канату. У якості гнучкого вантажного органу у вантажопідйомних машинах застосовують сталеві канати, а також зварені пластинчасті ціпи. Діаметр канату обирають за нормами Держтехнагляду з урахуванням призначення канату, режиму роботи та типу привода машини за регламентованим запасом міцності, який дорівнює відношенню розривного зусилля канату у цілому до максимального робочого статичного зусилля.

$$S_{\text{роз.}} = n \cdot S \quad (3.1)$$

де $n=5$ – запас міцності;

$S=25\text{кН}$ – найбільше натягнення канату без врахування динамічних навантажень.

$$S_{\text{роз.}} = 5 \cdot 25 = 125 \text{ кН}$$

Приймаємо канат подвійної звивання типу ПК-Р з діаметром канату $d_k = 15 \text{ мм}$ з розрахунковим розривним зусиллям $S_{\text{роз.}} = 128,5 \text{ кН}$. Діаметр барабану обирається в залежності від діаметру канату. У вугільному машинобудівництві діаметри барабанів допускається приймати рівними $10-12 d_k$.

$$D_6 = 15 \cdot 12 = 180 \text{ мм.}$$

Кінематичний розрахунок механізму пересування.

Приймаємо число зубців шестерні: $Z_1 = 16$; $U = 4,7$.

Число зубців колеса:

$$Z_2 = Z_1 \cdot U = 16 \cdot 4,7 = 75.$$

Для другої передачі: $Z_3 = 20$; $U = 7$.

Число зубців колеса:

$$Z_4 = Z_3 \cdot U = 20 \cdot 7 = 140.$$

Виходячи з цього загальне передаточне число:

$$U = 4,7 \cdot 7 = 32,9.$$

Знайдемо кількість обертів на кінці вихідного валу:

$$n_{\text{дв.}} = 750 \text{ хв.}^{-1}$$

$$n_{\text{вих.}} = n_{\text{дв.}} : U_{\text{заг.}} = 750 : 32,9 = 22,8 \text{ об./хв.}$$

У якості тягового барабану приймаємо стандартний з діаметром 250мм.
Для визначення швидкості пересування визначимо довжину окружності:

$$L = \pi D_k = 13,4 \cdot 0,25 = 0,785 \text{ м.}$$

Тоді, швидкості пересування буде:

$$v_{\text{пер.}} = n_{\text{вих.}} \cdot L = 22,8 \cdot 0,785 = 17,9 \text{ м/хв.}$$

Визначимо обертові моменти на валах.

Момент на валу електродвигуна:

$$M_{\text{об}} = \frac{P_{\text{дв}}}{\omega} \quad (3.2)$$

де $P_{\text{дв}} = 1,2 \text{ кВт}$ – активна потужність електродвигуна;

ω – кутова швидкість.

$$\omega = \frac{\pi \cdot n_{\text{дв}}}{30} = \frac{3,14 \cdot 750}{30} = 78,5 \text{ рад./с.}$$

$$M_{\text{об}_1} = \frac{1,2 \cdot 10^3}{78,5} = 15,3 \text{ Н·м.}$$

Далі знайдемо обертовий момент для інших валів, але з урахуванням ККД передач:

$$T_2 = \frac{T_1 \cdot U_1}{\eta} = \frac{15,3 \cdot 4,7}{0,97} = 74,1 \text{ Н·м;}$$

$$T_3 = \frac{T_2 \cdot U_1}{\eta} = \frac{74,1 \cdot 4,7}{0,97} = 534,7 \text{ Н·м.}$$

Виконаємо розрахунок попередній діаметрів валів на обертання:

$$d = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{T}{\tau_k}} \quad (3.3)$$

де τ_k – розрахункова напруга обертання в небезпечному усіченні валу.

$$\tau_k = 0,5 \cdot \delta_{\text{л}} = 0,5 \cdot 90 = 45 \text{ МПа.}$$

Для сталі 45 цього досить з запасом, тоді:

$$d_1 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 15,3}{45 \cdot 10^6}} = 1,19 \cdot 10^{-2} = 11,9 \text{ мм;}$$

$$d_2 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 74,1}{45 \cdot 10^6}} = 2,02 \cdot 10^{-2} = 20 \text{ мм;}$$

$$d_3 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 534,7}{45 \cdot 10^6}} = 3,9 \cdot 10^{-2} = 39 \text{ мм.}$$

Визначимо напругу згину на шестернях, так як шестерні більш ніж колеса працюють на згині:

$$\delta_{\text{із}} = \frac{6,35 \cdot \cos \beta}{m^2 \cdot b \cdot Z_1 \cdot y_1} \cdot T_N, \quad (3.4)$$

де $\beta = 0^\circ$ – кут нахилу зубців;

$m=6$ – модуль;

$b=24$ мм – ширина шестерні;

$Z=16$ – число зубців шестерні;

$y=0,094$.

$$\delta_{i3} = \frac{6,35 \cdot \cos 0^\circ}{6^2 \cdot 30 \cdot 20 \cdot 0,102} \cdot 534,7 = 1,541 \text{ Н/м.}$$

Розрахуємо шестерні на контактні напруги:

$$\delta = \frac{K \cdot \cos \beta}{Z_1 \cdot m} \cdot \sqrt{\frac{1+1}{1+\nu}} \cdot T \quad (3.5)$$

де $K=670$.

$$\delta = \frac{670 \cdot \cos 0^\circ}{16 \cdot 6} \cdot \sqrt{\frac{4,7+1}{4,7+24}} \cdot 74,1 = 0,427 \text{ Н/м}$$

Для другої шестерні рахуємо аналогічно.

$$\delta = \frac{670 \cdot \cos 0^\circ}{20 \cdot 6} \cdot \sqrt{\frac{7+1}{7+30}} \cdot 534,7 = 0,796 \text{ Н/м.}$$

Виконаємо перевірочний розрахунок валу на дію згину та оберт разом:

$$\delta_{i3} = \frac{M_{\text{екв}}}{(0,1 \cdot d^3)} \leq \delta_i \quad (3.6)$$

$$d = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{M_{\text{екв}}}{\delta_i}} \quad (3.7)$$

$$M_{\text{екв}} = \sqrt{M^2 + T^2}, \quad (3.8)$$

де $T=15,3 \text{ Н}\cdot\text{м}$, $M=26,3 \text{ Н}\cdot\text{м}$ – відповідні значення моментів.

Припускається напруга на згин валу $\delta_i=90 \text{ МПа}$.

$$d_1 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{30}{90 \cdot 10^6}} = 15 \text{ мм}$$

Для інших валів перевіряємо аналогічно:

$$M_{2\text{екв}} = \sqrt{74,1^2 + 583,6^2} = 118,9 \text{ Н}\cdot\text{м};$$

$$d_2 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{118,9}{90 \cdot 10^6}} = 24 \text{ мм};$$

$$M_{3\text{екв}} = \sqrt{583,6^2 + 534,7^2} = 791,5 \text{ Н}\cdot\text{м};$$

$$d_3 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{791,5}{90 \cdot 10^6}} = 44,5 \text{ мм}.$$

Приймаємо діаметр валів для механізму пересування: I вал – 30мм; II вал – 30мм; III вал – 30мм.

Кінематичний розрахунок механізму підйому.

Приймаємо число зубців шестерні: $Z_1=16$; $U=4,7$.

Число зубців колеса:

$$Z_2 = Z_1 \cdot U = 16 \cdot 4,7 = 75.$$

Для другої передачі: $Z_3=20$; $U=7$.

Число зубців колеса:

$$Z_4 = Z_3 \cdot U = 20 \cdot 7 = 140.$$

Виходячи з цього загальне передаточне число:

$$U = 4,7 \cdot 7 = 32,9.$$

Знайдемо кількість обертів на кінці вихідного валу:

$$n_{\text{дв}} = 750 \text{ об./хв.};$$

$$n_{\text{вих.}} = n_{\text{дв.}} : U_{\text{заг.}} = 750 : 32,9 = 22,8 \text{ об./хв.}$$

Знайдемо довжину витку канату, який намотується на барабани:

$$L = \pi d = 13,4 \cdot 0,18 = 0,565 \text{ м.}$$

Визначимо швидкість підйому вантажу:

$$v = n_{\text{вих.}} \cdot L = 22,8 \cdot 0,565 = 12,9 \text{ м/хв.}$$

Однак враховуючи те, що підйом вантажу виконується через поліспаст, то швидкість підйому зменшується ще удвічі. Тоді:

$$v = 12,9 : 2 = 6,45 \text{ м/хв.} \approx 0,11 \text{ м/с.}$$

Визначимо обертовий момент на валу електродвигунів:

$$M_{\text{об}} = \frac{P_{\text{дв}}}{\omega}, \quad (3.9)$$

де ω – кутова швидкість обертання валу електродвигуна, рад/с.

$$\omega = \frac{\pi \cdot n_{\text{дв}}}{30} = \frac{3,14 \cdot 750}{30} = 72,5 \text{ рад./с.}$$

$$M_{\text{об}_1} = \frac{(1,2 \cdot 2) \cdot 10^3}{78,5} = 30,6 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{мм.}$$

Обертний момент для інших валів визначимо з урахуванням ККД передач:

$$T_2 = \frac{30,6 \cdot 4,7}{0,97} = 148,3 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{мм}.$$

$$T_3 = \frac{148,3 \cdot 10^3 \cdot 7}{0,97} = 1070,2 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{мм}.$$

Виконаємо розрахунок попередній діаметрів валів на обертання аналогічно як розраховуємо для механізму пересування. Тоді:

$$d_1 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 30,6 \cdot 10^3}{45}} = 15 \text{ мм}.$$

$$d_2 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 148,3 \cdot 10^3}{45}} = 26 \text{ мм}.$$

$$d_3 = \sqrt[3]{5 \cdot \frac{5 \cdot 1070,2 \cdot 10^3}{45}} = 50 \text{ мм}.$$

Визначимо напругу на згині шестерні:

$$\delta_{i31} = \frac{6,35 \cdot \cos 0^\circ}{6^2 \cdot 58 \cdot 16 \cdot 0,094} \cdot 148 \cdot 10^3 \cdot \frac{1}{1} = 229,9 \text{ Н мм}.$$

$$\delta_{i32} = \frac{6,35 \cdot \cos 0^\circ}{6^2 \cdot 60 \cdot 20 \cdot 0,102} \cdot 1070,2 \cdot 10^3 \cdot \frac{1}{1} = 857,5 \text{ Н мм}.$$

Розрахуємо шестерні на контактні напруги:

$$\delta = \frac{670 \cdot \cos 0^\circ}{16 \cdot 6} \cdot \sqrt{\frac{4,7 + 1}{4,7 + 58} \cdot 148,3 \cdot 10^3 \cdot \frac{1}{1}} = 388,6 \text{ Н мм};$$

$$\delta = \frac{670 \cdot \cos 0^\circ}{20 \cdot 8} \cdot \sqrt{\frac{7+1}{7+60}} \cdot 1070,2 \cdot 10^3 \cdot \frac{1}{1} = 597,8 \text{ Н} \cdot \text{мм}.$$

Виконаємо перевірочний розрахунок валу на дію згину та оберт разом:

$$M_{\text{екв}} = \sqrt{M^2 + T^2};$$

$$T = 30,6 \text{ Н} \cdot \text{м}; \quad M = 43,3 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{екв1}} = \sqrt{30,6^2 + 43,3^2} = 53 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$d_1 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{53 \cdot 10^3}{90}} = 18 \text{ мм};$$

$$M_{2\text{екв}} = \sqrt{148,3^2 + 163,1^2} = 220,4 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$d_2 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{220,4 \cdot 10^3}{90}} = 29 \text{ мм};$$

$$M_{3\text{екв}} = \sqrt{1070,2^2 + 1201,6^2} = 1609 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$d_1 = \sqrt[3]{10 \cdot \frac{1609 \cdot 10^3}{90}} = 56 \text{ мм}.$$

Приймаємо діаметр валів для механізму підйому: I вал – 30мм; II вал – 30мм; III вал – 60мм.

Розрахунок вантажного візка. Рама вантажного візка має розрахункову схему і епюру навантаження, зображену на рисунку 3.1.

Нормальні напруги в описаному усіченні визначаються із виразу:

$$\delta_{\text{max}} = \frac{M_{\text{max}}}{W}, \quad (3.10)$$

де W – момент опору рами вантажної теліжки.

$$W = \frac{2 \cdot b \cdot h^2}{6} = \frac{4 \cdot 16^2}{6} = 107,6 \text{ мм}^2,$$

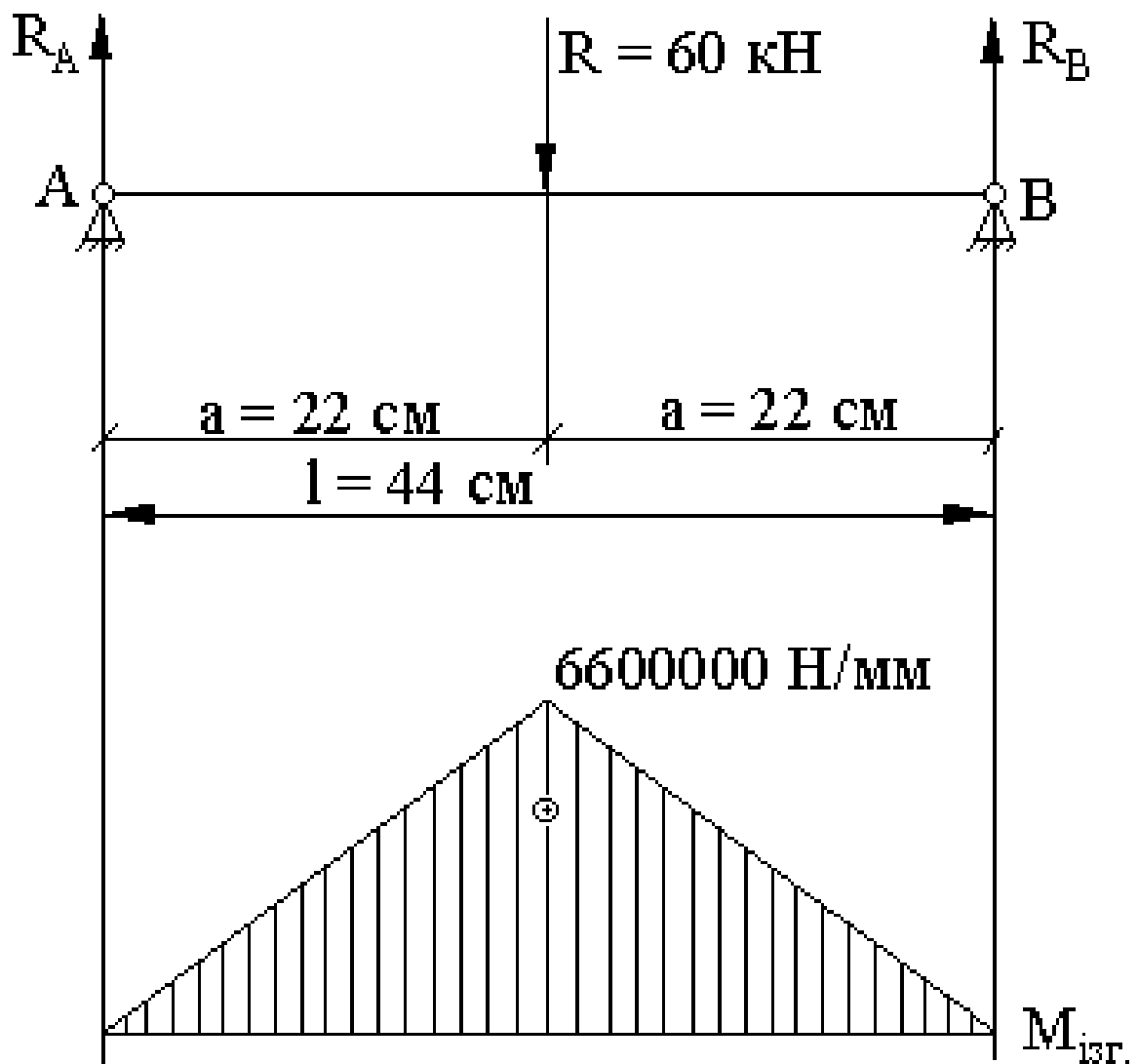


Рисунок 3.1 – Розрахункова схема та епюра навантаження.

Опорні реакції у цьому випадку:

$$R_A = R_B = \frac{P}{2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ кН.}$$

Згинальний момент у точці прикладення навантаження:

$$M_{iz} = R_A \cdot \frac{1}{2} = 30000 \cdot \frac{440}{2} = 66 \cdot 10^5 \text{ Н/мм.}$$

Напруга у небезпечному усіченні:

$$\delta = \frac{M_{iz}}{W} \quad (3.11)$$

де W – момент опору рами вантажної теліжки.

$$W = \frac{2 \cdot b \cdot h^2}{6},$$

де $b=20\text{мм}$ – товщина листу рами;

$h=160\text{мм}$ – висота рами.

$$W = \frac{2 \cdot 20 \cdot 160^2}{6} = 107,6 \cdot 10^3 \text{ мм}^2$$

$$\delta = \frac{66 \cdot 10^5}{107,6 \cdot 10^3} = 61,3 \text{ Н/мм}$$

Запас міцності розрахункового усічення рами:

$$n = \frac{[\delta]}{\delta} = \frac{160}{61,3} = 2,6.$$

де $[\delta]=160\text{Н/мм}$ – допустима напруга для матеріалу Ст3.

3.4 Електроживлення підйомного пристрою

Живлення тельфери відбувається від агрегату пускового АПВІ-1140, схема якого приведена на рисунку 3.2. При вмиканні автоматичного вимикача QF напруга надходить на силовий трансформатор Т1, проміжний трансформатор Т2 та допоміжний стабілізований трансформатор Т3, дві вторинних обмотки яких мають вибухонебезпечні кола напругою 18В.

При замиканні контакторів вимикача SB1 двигуна М1 струм протікає по мережі: права крапка вторинної обмотки Т3, провід та жила керування М, діод VD2, вимикач SB1, заземлювальна жила, корпус, ліва крапка вторинної обмотки трансформатора Т3.

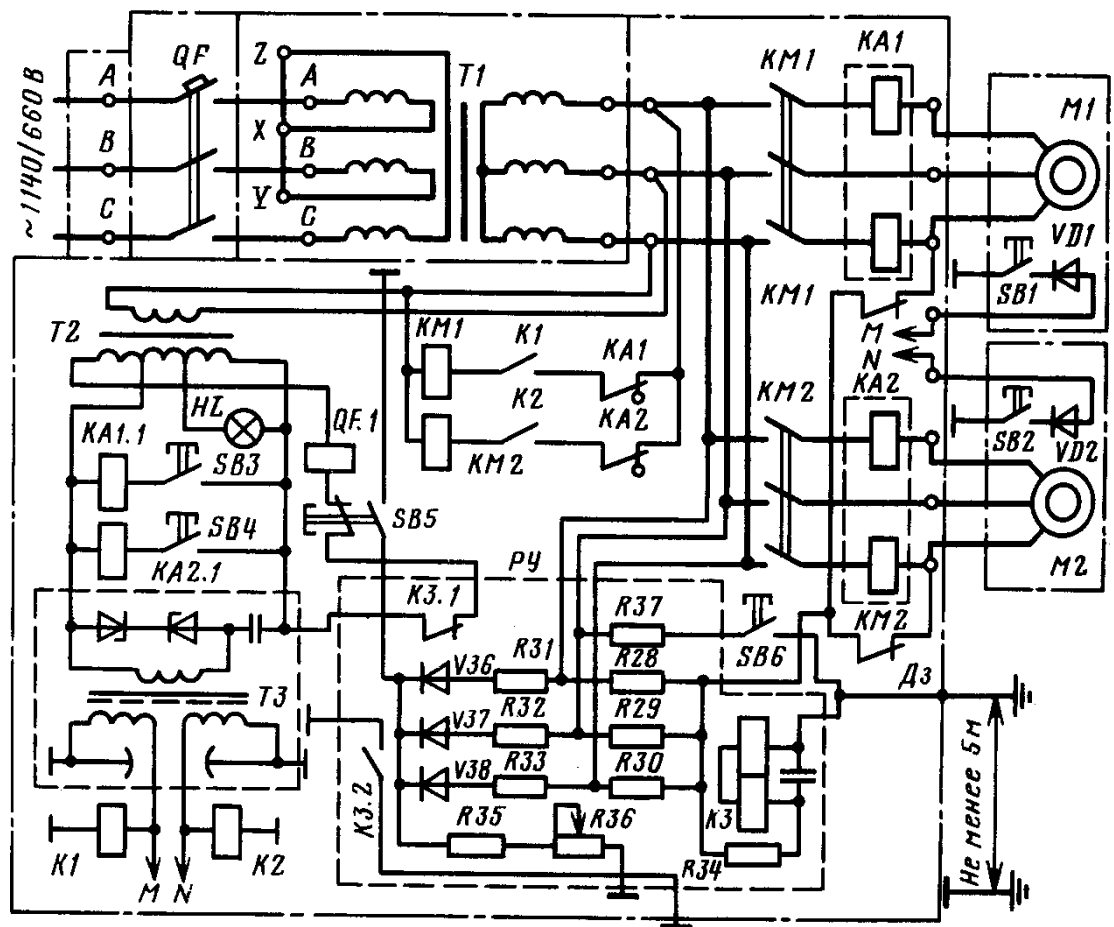


Рисунок 3.2 – Схема керування електротельфером від АПВІ-1140

Це перший півперіод. У другий півперіод струм протікає по мережі: корпус, котушка проміжного реле К1, провід керування, права крапка вторинної обмотки ТЗ. Реле спрацьовує та замикає свій контакт К1 у мережі котушки контактора КМ1. Вмикання котушки КМ1 призводить до замикання силових контакторів КМ1 та подаванню живлення на двигун М1. Таким же чином вмикається двигун М2. Робота триває до того часу, поки замкнені контакти вимикача. Відключення відбувається при розмиканні контактів вимикача SB1 двигуна або спрацювання одного з видів захисту.

У схемі передбачені наступні види захисту: нульова, максимальна струмова у мережі 127В (КА1, КА2) та в мережі 1140В (струмові реле автомата QF), захист від втрати керування (діоди VD1, VD2), захист при однофазних витоках струму на землю в мережі 127В (реле витоку РУ).

Для перевірки справності захисту від струмів короткого замкнення (к.з.) в мережі 127В встановлені контрольні котушки КА1.1; КА2.1 та кнопки перевірки SB3 та SB4, а для перевірки справності реле витоку служить перевірочний резистор R37 та кнопка перевірки SB6. Приводи всіх кнопок перевірки розташовані зовні корпусу пускового агрегату.

Для реверсування двигунів передбачене їх живлення від другого пускового апарату. Перший розташований на початку транспортування, другий на кінці. На обох апаратах повинна знаходитись табличка з зазначенням напрямку руху тельферу та підйому чи спуску двигуна.

Далі наведено перевірочний розрахунок електромережі тельферу.

Вибір та перевірка струмових уставок реле:

$$I_y \geq \Sigma I_{\text{ном.пуск.}} \quad (3.12)$$

Приймаємо струм уставки $I_y = 50\text{A} > \Sigma I_{\text{ном.пуск.}} = 40\text{A}$.

Тобто робота двох двигунів від одного апарату можлива з умов струмових уставок. Третій двигун не вмикається одночасно з двома підйомними, бо в

цьому немає потреби. Також це означає, що апарат керування АПВІ-1140 буде нормально працювати з трьома двигунами.

Вибір плавких вставок запобіжника:

$$I_B \geq \frac{I_{\text{ном.пуск.}}}{1,6 \div 2,5}, \quad (3.13)$$

$$I_B \geq \frac{40}{1,6 \div 2,5} = 25 \div 16 \text{ А.}$$

Приймаємо $I_B = 35 \text{ А}$.

Перевірка чутливості захисту струмових реле:

$$\frac{I_{\text{к.з.}}^2}{I_y} \geq K_q, \quad (3.14)$$

де K_q – у даному випадку повинно бути не менш 1,5.

$$\frac{153}{50} \geq 1,5; \quad 1,56 \geq 1,5.$$

Захист буде нормально працювати.

Плавких вставок:

$$\frac{I_{\text{к.з.}}^2}{I_B} \geq 4 \div 7;$$

$$4,37 \geq 4.$$

Захист буде нормально працювати.

3.5 Техніка безпеки при експлуатації електротельферу

Виробки, в яких змонтовано електротельфер, повинні бути очищені від хламів. При монтажі установки у виробці повинні утримуватися всі зазори, які передбачені ПБ. До роботи з електротельфером допускаються лиця, які пройшли спеціальний інструктаж. Все дії робочих повинні бути узгоджені. Підйом та опускання вантажу виконуються тільки по команді робочого, який виконує роль стропальника. Забороняється під час підйому, опускання вантажу знаходитися у зоні роботи вантажного канату. Забороняється залишати вантаж на вісі без догляду. Забороняється експлуатація електротельфера при наявності не виправності вузлів та порушень цілісності канату. Забороняється під час роботи установки вхід у зону її роботи або тих, хто не бере участі у роботі.

При установці не допускається підйом вантажу, який знаходиться у хиткій рівновазі, підштовхування вантажу по підлозі або рейках крюком теліжки при похилому положенні вантажного канату, відтягування вантажу під час підйому або опускання, вирівнювання вантажу, який опускається чи піднімається, руками або вагою людей, а також поправка стропові на ходу.

Для захисту людей від поразки електричним струмом передбачається підключення електрообладнання установки до дільничної апаратури захисту.

3.6 Монтаж обладнання

Конструкція елементів електротельферу розроблені з урахуванням транспортування їх на транспортних засобах – теліжка опорна, теліжка вантажна та підвісна крюкова теліжка можуть бути доставлені у вагонетках типу УВГ-3,3. Рейки Р-24 довжиною 4м доставляються окремо на спеціальних площадках, які призначені для доставки довгомірів.

Монтаж обладнання довгомірів електротельферу виконується у наступному порядку. Збираються секції монорейка за допомогою тяги або ручних вантажних лебідок типу ЛРК або ЛРЦ та підвішуються та закріплюються на метало кріпленні виробки.

Положення монорейки по висоті регулюється за допомогою метизних виробів, конструкція яких передбачена у секції монорейки. Кожна секція із монорейки з'єднується з наступною за допомогою з'єднувальних ланцюгів та фіксується упорними балками. Кінці останніх трьох секцій опускаються до підлоги виробки з таким розрахунком, щоб можна було вкотити на монорейку вантажну теліжку за допомогою лебідки та якогось іншого тягового пристрою. Після перетягування вантажної теліжки на встановлені секції піднімаються та закріплюються. На першій секції монорейки та на останній кріпляться дві стандартні з'єднувальні планки рейки Р-24, які виконують роль упору двигуна. На протязі монтажу обладнання електротельферу, прибором нівеліром перевіряють горизонтальне та вертикальне відхилення установки монорейки. Без навантаження вертикальне відхилення 20мм, під навантаженням – 30мм. Горизонтальне – відносно осі монорейки не повинно перевищувати 50мм.

Після під'єднання кабелів та дистанційного електрообладнання, перевіряють прохідність теліжки, зробивши її пересування уперед та назад без вантажу на дільниці її експлуатації. Потім перевіряють дію обмежувача підйому крюка. Для цього включають механізм підйому та піднімають крюкову підвісу до сполучення з важелем. Якщо підйом при цьому зупиняється то обмежувач не пошкоджений.

Перевірку електротельферу під навантаженням виконують підвішуванням перевірного вантажу, який на 1,25Р більше паспортного та виконують його пересування уперед та назад на дільниці експлуатації.

Після контрольних замірів нівеліром та всіх перевірочних робіт на електротельфері ставлять дату дослідження і тільки після цього електротельфер приймають у експлуатацію.

3.7 Технічне обслуговування розробленого пристрою

Основними складовими частинами розробленого пристрою є електродвигуни та редуктори.

Планове технічне обслуговування.

Щозмінне технічне обслуговування (ТО-1):

- редуктора

Перевірити:

- 1) відсутність течії масла по з'єднанням кришок корпусів та підшипникових опор. При необхідності підтягнути закріплювальні елементи;
- 2) рівень масла у ванні редуктора. При необхідності долити;
- 3) роботу редуктора. При надмірному нагріванні або появі незвичних шумів, з'ясувати та усунути причину несправності (можлива поломка зубців шестерні, несправності підшипників, розрегулювання осьових зазорів);

- двигуна

- 1) огляд вибухозахисних оболонок, корпусу, кабельних виводів;
- 2) перевірити працездатність електродвигуна в кінці зміни, началі та під час зміни;
- 3) перевірити роботу електродвигуна на слух. З'ясувати причини та усунути несправність (наявність стукоту, нерівного та періодичного гудіння свідчить про наступні несправності: невірне центрування електродвигуна з приводним механізмом, відсутність змащувального матеріалу у підшипниках або вихід їх зі строю, затирання валу). При неможливості усунення несправності електродвигун замінити.

Щодобове технічне обслуговування (ТО-2):

- редуктора

- 1) виконати роботи поз.1-3 ТО-1;

2) перевірити надійність кріплення редуктора. При необхідності затягнути болтові з'єднання;

- двигуна

1) виконати роботи поз. 1-3 ТО-1.

Щотижневе технічне обслуговування (ТО-3):

Виконати роботи з щодобового та щозмінного технічного обслуговування.

Поточний ремонт (Т1) (після 3 місяців експлуатації):

- редуктора

1) виконати роботи позиції 1 ТО-2;

2) перевірити стан зубчатих передач редуктора. Наявність тріщин у кореня зубів, сколів більш ніж $1/5$ довжини та висоти зуба, пітінг поверхні зубів більш ніж на 50% по висоті, та знос зубів більш ніж 0,5 мм не допускаються. При необхідності замінити деталі;

3) перевірити регулювання підшипників на першому валі редуктора. Перевірити та при необхідності відрегулювати підшипники додатковим встановленням прокладок під стакан підшипника та зняттям прокладок під кришкою;

- двигуна

1) виконати роботи ТО-3;

2) перевірити справність ввідного пристрою електродвигуна. Зняти напругу з електродвигуна, відкрити кришку ввідного пристрою, розкрити кабельний ввід. Виконати загальну оцінку стану. При виявленні порушень вибухонебезпечності ввідного пристрою та неможливості їх усунення електродвигун замінити;

3) перевірити опір ізоляції електродвигуна. При зниженні опору ізоляції НН електродвигуна до значення меншого 0,5 Мом та при спрацьовуванні реле витоку електродвигун замінити та просушити;

4) поповнити змащування підшипників.

Підготувати змащувальні отвори, очистити масло точні канали від штибу та сміття. Поповнити змазку (Літол-24) за допомогою шприца (до появи масла у нижній частині камер підшипників). Змазку замінити при необхідності;

- 5) перевірити стан контактних кілець, щіток та щіткотримачів;
- 6) перевірити вибухонебезпечні зазори. При відхиленні зазорів від допустимих електродвигун замінити.

Непланове технічне обслуговування обладнання.

Непланове технічне обслуговування та ремонт пристрою проводиться з метою усунення можливих наслідків відказів пристрою. Такий ремонт здійснюється без попереднього призначення у випадкові моменти часу, але з видаванням наряду на проведення цих робіт механіком дільниці, якщо відказ усувають електрослюсарі ППР, та гірничим майстром, якщо відказ усуває черговий електрослюсар.

У таблиці 3.1 приведені операції з усунення несправностей механічних вузлів пристрою.

Таблиця 3.1 – Операції з усунення несправностей механічних вузлів пристрою

Несправності	Можливі причини несправностей	Діагностичні ознаки	Послідовність операцій з пошуку та усуненню несправностей
Підвищений шум на холостому ході та при навантаженні	Підвищений боковий зазор у зубчастій передачі внаслідок розрегулювання	Приріст рівня вібрації при переході від холостого ходу до навантаження	Відгвинтити болти кріплення кришок люків для огляду, зняти кришки, визначити стан зубчастих коліс та їх регулювання. При наявних признаках зносу чи неможливості усунення шуму регулюванням замінити зубчасті колеса
Підвищений шум під навантаженням, часті стуки	Підвищений знос зубчастих передач, знос підшипників	Підвищений люфт	Від'єднати двигун визначити мертвий хід. Зняти кришки та визначити стан підшипників. При необхідності замінити зношені та ушкоджені деталі

Нерівномірні різкі стуки у редукторі, які посилюються під навантаженням	Поломка зуба (зубців) у зубчатих передачах	Різкі стуки у редукторі. Перегрів двигуна	Відгвинтити болти кришки люку для огляду, оглянути стан зубів шестерень. При викрашуванні хоча б одного зуба змінити шестерню або редуктор
Виючий звук, скреготня	Малий боковий зазор між зубцями передачі	Скреготня, повертання вихідних валів ускладнене	Відрегулювати боковий зазор
	Туге затягнення чи руйнування підшипників	Місцеве нагрівання редуктора у області підшипників	Зняти кришки та перевірити стан підшипників
Нагрівання корпусу редуктора	Недостатня кількість мастила у редукторі	Рівень масла за маслопоказчиком	Висунути маслопоказчик та перевірити рівень масла у редукторі, долити
	Забруднення масла	Зміна кольору масла	Перевірити масло на забрудненість, замінити
Протікання масла по площині роз'єднання редуктора	Ослаблені болти кріплення	Течія масла, рівень масла	Перевірити та підтягнути болти по площині роз'єднання редуктора. Висунути маслопоказчик та перевірити рівень масла, при необхідності долити.
Протікання масла по вхідному чи вихідному валах	Несправність манжет	Течія масла, рівень масла	Замінити ущільнення відповідних валів редуктора, при необхідності долити масло до необхідного рівня

4 ДОСЛІДЖЕННЯ СХЕМИ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ ВИДОБУВНОЇ ДІЛЬНИЦІ

4.1 Параметри електроприводів видобувної дільниці та трансформаторної підстанції дільниці

В якості електроустаткування дослідити обладнання видобувного комплексу з потужністю електропривода комбайна $P_k=200\text{кВт}$, скребкового конвеєру лави з електроприводом $2 \times 110\text{ кВт}$, перевантажувачем з електроприводом $2 \times 55\text{ кВт}$, маслостанції з двигуном 110 кВт , лебідки 13кВт та 17кВт , насосу станції зрошення 30 кВт . Для живлення електроприводів застосовано напругу 1140В . Підстанція та розподільний підземний пункт (РПП) лави розташовано на конвеєрному штреку, максимальна відстань від РПП до лави – 65м , від пересувної підстанції до РПП – 70м .

З урахуванням провисання кабелів (приймається додатково 10%) довжина кабелю до комбайна складає:

$$L_{\text{КОМ}} = 1.1 \cdot (330 + 65) = 435\text{м}. \quad (4.1)$$

Довжина кабелю до головного та хвостового приводів конвеєра лави:

$$L_{\text{ГОЛ. КОН}} = 1.1 \cdot 65 = 72\text{ м}; \quad L_{\text{ХВОС. КОН}} = 1.1 \cdot (330 + 65) = 435\text{м}. \quad (4.2)$$

Довжина магістрального кабелю:

$$L_{\text{МК}} = 1.1 \cdot 70 = 77\text{м}. \quad (4.3)$$

Складаємо таблицю 4.1 параметрів електроприймачів видобувної дільниці.

Номінальні струми електроприводів визначають за каталогом або визначають за формулою:

$$I_n = \frac{P_n}{\sqrt{3} * U_n * \cos\varphi_n}, \quad (4.4)$$

де P_n – номінальна потужність електроприводу, кВт;

$U_n = 1140\text{В}$ – номінальна напруга мережі;

$\cos\varphi_n = 0,85-0,89$ – номінальний коефіцієнт потужності електроприводу.

Таблиця 4.1 – Параметри електроприводів дільниці

Електроприводи споживачів	Номінальна потужність P_n , кВт	Коефіцієнт заванта- ження K_z	Номінальні		Пускові	
			Струм I_n , А	$\cos\varphi_n$	Струм I_n , А	$\cos\varphi_n$
Комбайн РКУ13	200	0.85	119	0.85	595	0.5
Конвейєр лави	2*110	0.85	131	0.88	852	0.5
Перевантажувач СП202	2*55	0.9	73	0.85	511	0.53
Маслостанція СНТ40	110	0.75	70	0.88	490	0.54
Насос 1УЦНС13	30	0.75	19.5	0.88	137	0.55
Лебідка ЛВД	17	0.80	11	0.89	77	0.55
Лебідка ЛГКН	13	0.80	9	0.86	63	0.55
Разом	703					

Струм пускового режиму визначають через кратність струму:

$$I_{\pi} = K_{\pi} \cdot I_n. \quad (4.5)$$

Всі параметри електроприводів заносимо в таблицю 4.1.

Для визначення параметрів дільничної трансформаторної підстанції для початку визначимо коефіцієнт попиту споживачів видобувної дільниці:

$$K_{\pi} = 0.4 + 0.6 * \frac{P_{n.\text{найб}}}{\sum_1^n P_{ni}} = 0.4 + 0.6 * \frac{200}{703} = 0.57. \quad (4.6)$$

Розрахункова повна потужність трансформатора буде:

$$S_{\text{тр}} = K_{\text{п}} * \frac{\sum_i^n P_{\text{ні}}}{\cos\varphi_{\text{ср}}} = \frac{0.57 * 703}{0.65} = 616.5 \text{ кВА}, \quad (4.7)$$

де $\cos\varphi_{\text{ср}}=0.65$ – середній коефіцієнт потужності.

Номінальна повна потужність трансформатора визначається за умовою:

$$S_{\text{тн}} \geq S_{\text{тр}}; \quad 1000 \text{кВА} > 616.5 \text{кВА}.$$

Приймаємо пересувну трансформаторну підстанцію ТСВП-1000-6/1.2 з номінальною повною потужністю 1000кВА.

Коефіцієнт завантаження дільничного трансформатора складе:

$$B_{\text{т}} = \frac{S_{\text{п}}}{S_{\text{тн}}} = \frac{616.5}{1000} = 0.62. \quad (4.8)$$

4.2 Параметри кабелів видобувної ділянки

Переріз силових жил кабелю обирається в основному за нагрівом, тобто виконується порівняння розрахункового струму $I_{\text{р}}$ з тривалим допустимим струмом для стандартних перерізів:

$$I_{\text{р}} \leq I_{\text{тр}}. \quad (4.9)$$

Параметри кабелів електроспоживачів видобувної наводяться в таблиці 4.2.

Струм магістрального кабелю визначається:

$$I_{\text{мк}} = \frac{K_{\text{п}} * \sum_1^n P_{\text{ні}}}{\sqrt{3} * U_{\text{н}} * \cos \varphi_{\text{ср}}} = \frac{0.57 * 703 * 10^3}{\sqrt{3} * 1140 * 0.65} = 312 \text{ А.} \quad (4.10)$$

Таблиця 4.2 – Параметри кабелів видобувної ділянки

Найменування кабелів споживачів	Тип кабелю	Перері з жил, мм ²	Дов- жина, м	Пито- мий повний опір, z	Фазо- вий пара- метр	Ємність, мкФ/км.
Комбайн РКУ13	КГЭШ	3×50	435	0.384	12.2°	0.605
Конвеєр лави	КГЭШ	3×50	435	0.384	12.2	0.605
Перевантажувач СП202	КГЭШ	3×25	77	0.814	6.3	0.42
Маслостанція СНТ40	КГЭШ	3×16	75	1.21	4.3	0.365
Насос 1УЦНС13	КГЭШ	3×16	75	1.21	4.3	0.365
Лебідка ЛВД	КГЭШ	3×10	100	1.91	2.8	0.345
Лебідка ЛГКН	КГЭШ	3×10	100	1.91	2.8	0.345
Магістраль	КГЭШ	2×(3×70)	77	0.292	15.7°	0.657

Визначаємо коефіцієнт трансформації дільничного трансформатора:

$$K_{\text{т}} = \frac{U_{\text{н1}}}{U_{\text{о2}}} = \frac{6000}{1200} = 5. \quad (4.11)$$

Напруга на затискачах трансформатора в холостому режимі:

$$U_{20} = \frac{U_{1\text{в}}}{K_{\text{т}}} = \frac{6080}{5} = 1216 \text{ В,} \quad (4.12)$$

де $U_{1\text{в}} = 6080 \text{ В}$ – напруга на дільничній трансформаторній підстанції.

Гранично допустима напруга на затискачах електродвигунів в робочому режимі:

$$U_{\text{гран}} = 0.95 \cdot U_{\text{н}} = 0.95 \cdot 1140 = 1083 \text{ В.} \quad (4.13)$$

Допустима втрата напруги в мережі:

$$\Delta U_{\text{гран}} = U_{20} - U_{\text{гран}} = 1216 - 1083 = 133\text{В}. \quad (4.14)$$

Допустима втрата напруги визначається $\Delta U_{\text{доп}} = (1.05-0.95) \cdot U_{\text{н}}$ та для мережі 1140В складає $\Delta U_{\text{н}} = 1200 - 1083 = 117\text{В}$ і це 10% від номінальної величини.

В протяжних розподільчих мережах напруга на вході дільничних трансформаторів відхиляється від номінальної величини і це повинно враховуватися. В нашому випадку допустима втрата напруги складає 133В. Визначимо її в відсотках:

$$\Delta U_{\text{гран}} \% = \frac{\Delta U_{\text{ф}}}{\Delta U_{\text{н}}} * 10\% = \frac{133}{117} * 10\% = 11.4\% \quad (4.15)$$

Втрата напруги в трансформаторі:

$$\Delta U_{\text{тн}} \% = B_{\text{т}} \cdot U_{\text{кз}} \% \cdot \cos(\varphi_{\text{тн}} - \varphi) = 0.62 \cdot 4.5 \cdot \cos(84.7^\circ - 49^\circ) = 2.27\% \quad (4.16)$$

де $B_{\text{т}} = 0.62$ – коефіцієнт завантаження дільничного трансформатора;

$U_{\text{кз}} \% = 4.5\%$ – напруга короткого замикання (к.з.) трансформатора;

$\varphi_{\text{тн}} = 84.7^\circ$ – фазовий параметр трансформатора;

φ – фазовий параметр навантаження, $\cos \varphi = 0.65 \Rightarrow \varphi = 49^\circ$.

Втрата напруги в магістральному кабелі:

$$\begin{aligned} \Delta U_{\text{м}} \% &= \frac{100 * K_{\text{п}} * \sum_{i=1}^n P_{\text{ні}} * L_{\text{м}} * Z_{\text{ом}} * \cos(\varphi - \varphi_{\text{м1}})}{2 * U^2 * \cos \varphi} = \\ &= \frac{100 * 0.57 * 703 * 0.077 * 0.292 * \cos(49^\circ - 15.7^\circ) * 10^3}{2 * 1140^2 * 0.65} = 0.45\%, \end{aligned} \quad (4.17)$$

де $K_{\Pi} = 0.57$ – коефіцієнт попиту споживачів ділянки;

$\sum_1^n P_{\Pi i} = 703$ кВт – сумарна номінальна потужність споживачів ділянки;

$L_M = 0.077$ км – довжина магістралі;

$Z_{OM} = 0.292$ Ом/км – питомий опір магістрального кабелю.

Витрата напруги в комбайновому кабелю:

$$\Delta U_K \% = \frac{100 * 200 * 0.9 * 0.435 * 0.384 * \cos(49 - 12.2) * 10^3}{1140^2 * 0.65} = 2.85\%. \quad (4.18)$$

Втрата напруги в мережі в відсотках:

$$\Delta U_{\phi} \% = \Delta U_{\text{тр}} \% + \Delta U_M \% + \Delta U_K = 2.27 + 0.45 + 2.85 = 5.57\%. \quad (4.19)$$

$$\Delta U_p \% > \Delta U_{\text{гран}} \%; \quad 5.57\% < 11.5\%.$$

Умова за втратою напруги виконується.

Активна потужність трансформатора в режимі пуску найбільшого електродвигуна:

$$P_{\text{пус}} = P_{\text{найб}} \cdot (\gamma + m \cdot K_{\text{з.реш}}) = 200 \cdot (1.88 + 2.52 \cdot 0.8) = 779.2 \text{ кВт}, \quad (4.20)$$

де $P_{\text{найб}} = 200$ кВт – потужність електроприводу найбільшого споживача.

m – відношення потужності решти споживачів до потужності найбільшого електроприводу в мережі;

$K_{\text{з.реш}} = 0.8$ – коефіцієнт завантаження решти електродвигунів.

$$m = \frac{P_{\text{нуст}} - P_{\text{ннайб}}}{P_{\text{ннайб}}} = \frac{703 - 200}{200} = 2.52 \quad (4.21)$$

Коефіцієнт потужності мережі в режимі пуску найбільшого електродвигуна:

$$\begin{aligned}\cos\varphi'_\Pi &= \frac{\gamma * \cos\varphi_\Pi + m * K_{\text{зав}} * \cos\varphi}{\gamma + m * K_{\text{зав}}} = \\ &= \frac{1.88 * 0.5 + 2.52 * 0.8 * 0.65}{1.88 + 2.52 * 0.8} = 0.58 \Rightarrow \varphi'_\Pi = 54.5^\circ\end{aligned}\quad (4.22)$$

Коефіцієнт завантаження трансформатора в пусковому режимі найбільшого електродвигуна:

$$B_{\text{т пус}} = \frac{P_{\text{пус}}}{S_{\text{нт}} * \cos\varphi'_\Pi} = \frac{779.2}{1000 * 0.58} = 1.34. \quad (4.23)$$

Втрата напруги на трансформаторі в режимі пуску найбільшого електродвигуна:

$$\begin{aligned}\Delta U_{\text{тн пус}} \% &= B_{\text{т пус}} \cdot U_{\text{кз}} \% \cdot \cos(\varphi_{\text{тн}} - \varphi'_\Pi), \\ \Delta U_{\text{тн пус}} \% &= 1.34 \cdot 4.5 \cdot \cos(84.7^\circ - 54.5^\circ) = 5.21\%.\end{aligned}\quad (4.24)$$

Втрата напруги в пусковому режимі магістралі:

$$\begin{aligned}\Delta U_{\text{мпуск}} \% &= \frac{100 * P_{\text{пуск}} * L_{\text{мк}} * Z_{\text{мк}} * \cos(\varphi'_\Pi - \varphi_{\text{мк}})}{2 * U^2 * \cos\varphi'_\Pi} = \\ &= \frac{100 * 779.2 * 0.077 * 0.292 * \cos(54.5^\circ - 15.7^\circ) * 10^3}{2 * 1140^2 * \cos 54.5} = 0.90\%.\end{aligned}\quad (4.25)$$

Втрата напруги в комбайновому кабелю в пусковому режимі:

$$\Delta U_{\text{кпуск}} \% = \frac{100 * P_{\text{н}} * \gamma * L_{\text{к}} * Z_{\text{к}} * \cos(\varphi'_{\text{п}} - \varphi_{\text{к}})}{U^2 * \cos \varphi_{\text{к}}} = \quad (4.26)$$

$$= \frac{100 * 200 * 10^3 * 1.88 * 0.435 * 0.384 * \cos(55.1^\circ - 12.2^\circ)}{1140^2 * 0.5} = 7.08\%.$$

Втрата напруги в дільничній мережі в пусковому режимі:

$$\Delta U_{\text{пуск}} \% = \Delta U_{\text{тн пус}} \% + \Delta U_{\text{м пус}} \% + \Delta U_{\text{к пус}} \%, \quad (4.27)$$

$$\Delta U_{\text{пуск}} \% = 5.21\% + 0.90\% + 7.08\% = 13.19\%.$$

Гранична напруга в режимі пуску найбільшого електродвигуна:

$$U_{\text{пус гран}} = 0.8 \cdot U_{\text{н}} = 0.8 \cdot 1140 = 912 \text{ В}. \quad (4.28)$$

Допустима втрата напруги в пусковому режимі:

$$\Delta U_{\text{пус}} = U'_{02+5\%} - 0.8 \cdot U_{\text{н}} = 1279 - 912 = 367 \text{ В}. \quad (4.29)$$

В відсотках:

$$\Delta U_{\text{пус}} \% = \frac{\Delta U_{\text{пус}}}{U_1} * 100 = \frac{367}{1140} * 100\% = 32.2\%. \quad (4.30)$$

Одержуємо виконання умови пуску найбільшого електродвигуна:

$$32.2\% > 13.19\%.$$

4.3 Параметри короткого замкнення в дільничній мережі

Максимальний струм короткого замкнення (к.з.) визначається на затискачах трансформатора за формулою:

$$I_{\text{кз max}}^{(3)} = \frac{100 * I_{\text{н}}}{K_{\text{р}} * (U_{\text{кз}} \% + P\%)} = \frac{100 * 506}{\frac{21}{20} * (4.5 + 3.13)} = 6316 \text{ A}, \quad (4.31)$$

де $I_{\text{нт}}$ – номінальний струм трансформатора, А;

$p\%$ – коефіцієнт потужності зовнішньої мережі, %.

$K_{\text{р}} = \frac{21}{20}$ – коефіцієнт регулювання трансформації напруги.

$$I_{\text{нт}} = \frac{S_{\text{тн}}}{\sqrt{3} * U_{\text{н}}} = \frac{1000 * 10^3}{\sqrt{3} * 1140} = 506 \text{ A}; \quad (4.32)$$

$$P\% = \frac{100 * S_{\text{тн}}}{S_{\text{кз діль}}^{(3)}} = \frac{100 * 1000 * 10^3}{31.95 * 10^6} = 3.13\%. \quad (4.33)$$

Опір трансформатора визначається:

$$Z_{\text{тн}} = \frac{U_{\text{н}}}{\sqrt{3} * I_{\text{кз max}}^{(3)}} = \frac{1140}{\sqrt{3} * 6316} = 0.104 \text{ Ом}. \quad (4.34)$$

Струм к.з. на РПП лави буде:

$$I_{\text{кз рпп}}^{(3)} = \frac{I_{\text{кз max}}^{(3)}}{\sqrt{1 + n_1^2 + 2 * n_1 * \cos(\varphi_{\text{тн}} - \varphi_{\text{мк}})}} = \quad (4.35)$$

$$= \frac{6316}{\sqrt{1 + 0.108^2 + 2 * 0.108 * \cos(84.7^\circ - 15.7^\circ)}} = 6052 \text{ A},$$

де n_1 – коефіцієнт зниження струму к.з. в магістральному кабелі;

$\varphi_{\text{МК}} = 15.7^\circ$ – фазовий параметр магістрального кабелю.

$$n_1 = \frac{Z_{\text{МК}} * L_{\text{МК}}}{Z_{\text{ТН}}} = \frac{0.292 * 0.077}{2 * 0.104} = 0.108. \quad (4.36)$$

Опір мережі до РПП лави:

$$Z_{\text{РПП}} = \frac{U_{\text{Н}}}{\sqrt{3} * I_{\text{кз РПП}}^{(3)}} = \frac{1140}{\sqrt{3} * 6052} = 0.109 \text{ Ом}. \quad (4.37)$$

$$\text{tg} \varphi_{\text{РПП}} = \frac{\sin \varphi_{\text{ТН}} + \Pi_1 * \sin \varphi_{\text{К}}}{\cos \varphi_{\text{ТН}} + \Pi_2 * \cos \varphi_{\text{К}}} = \frac{\sin 84.7^\circ + 0.108 * \sin 15.7^\circ}{\cos 84.7^\circ + 0.108 * \cos 15.7^\circ} = 5.22. \quad (4.38)$$

Звідси $\varphi_{\text{от}} = 79.16^\circ$. Струм на затискачах електропривода комбайна дорівнює:

$$I_{\text{кз К}}^{(3)} = \frac{I_{\text{кз РПП}}^{(3)}}{\sqrt{1 + n_2^2 + 2 * n_2 * \cos(\varphi_{\text{РПП}} - \varphi_{\text{К}})}} = \quad (4.39)$$

$$= \frac{6052}{\sqrt{1 + 1.53^2 + 2 * 1.53 * \cos(79.16^\circ - 12.2^\circ)}} = 2841 \text{ A},$$

де n_2 – коефіцієнт зниження струму к.з. в комбайновому кабелі.

$$n_2 = \frac{Z_{\text{К}} * L_{\text{К}}}{Z_{\text{РПП}}} = \frac{0.384 * 0.435}{0.109} = 1.53. \quad (4.40)$$

В таблицю 4.3 заносимо параметри струмів к.з. споживачів ділянки.

Таблиця 4.3 – Пускові струми та струми к.з. споживачів ділянки

Обладнання	n	$I_{\text{кзк}}^{(3)}$	$I_{\text{пуск}}$	$I_{\text{уст.спр}}$	Пускач
Комбайн РКУ13	1.53	2839	595	800	ПВ – 1140 – 250
Конвеєр лави	1.53	2839	852	900	ПВ – 1140 – 250
Перевантажувач СП202	0.58	4668	511	700	ПВ – 1140 – 250
Маслостанція СНТ40	0.83	4150	490	600	ПВ – 1140 – 63
Насос 1УЦНС13	0.83	4150	137	250	ПВ – 1140 – 63
Лебідка ЛВД	1.75	2735	77	250	ПВ – 1140 – 63
Лебідка ЛГКН	1.75	2735	63	125	ПВ – 1140 – 25

4.4 Параметри пускозахисної апаратури

Автоматичний вимикач вибирається за умовою:

$$I_p \leq I_n. \quad (4.41)$$

Струм в магістральному кабелю дорівнює $I_p=312\text{A}$. Приймаємо два автоматичні вимикача АВ400ДО на номінальну напругу $U_n=1140\text{В}$ та номінальний струм $I_{н\text{A}}=400\text{ A}$, граничний струм вимикання $I_{гр}=11\text{кА}$.

$$400\text{A} > \frac{312}{2}=156\text{A}; 11000\text{A} > 1.2 \cdot 6316 = 7572\text{A}.$$

Вимикачі приймаються.

Магнітні пускачі, також як і автоматичний вимикач, добираються за номінальною напругою $U_n=1140\text{В}$ та номінальним струмом пускача $I_{нп} \geq I_p$.

Робочий струм електроприводу комбайна складає 119 А. Приймаємо пускач ПВ-1140-250 з номінальним струмом $I_{н\text{A}}=250\text{A}$. Пускач допускає розривний струм відключення $I_{роз}=3000\text{A}$. Перед пускачем поставлені два автомата: в пересувній підстанції та на РПП лави.

Струм уставки $I_{yc.cpr}$ максимального захисту автоматичного вимикача вибираємо за умовою:

$$I_{yc.cpr} \geq I_{пус.м} + \sum_2^n I_{ні} = 595 + 314 = 909 \text{ А}, \quad (4.42)$$

де $I_{пус. найб} = 595 \text{ А}$ – пусковий струм найбільшого електродвигуна;

$\sum_2^n I_{ні} = 314 \text{ А}$ – сума номінальних струмів решти електродвигунів.

Приймаємо уставку спрацювання $I_{yc.cpr} = 1000 \text{ А}$.

Уставку спрацювання перевіряємо на надійність вимикання автоматом струму двофазного короткого замкнення:

$$I_{кз}^{(2)} = 0.86 * I_{кзрпп}^{(3)} = 0.86 * 6052 = 5205 \text{ А}. \quad (4.43)$$

$$\frac{I_{кз}^{(2)}}{I_{yc.cpr}} = \frac{5205}{1000} = 5.2 > 1.5. \quad (4.44)$$

Для захисту відгалуження з одним електродвигуном з короткозамкнутим ротором уставки спрацювання захисту вибираються за умовою:

$$I_{yc.cpr} > I_{пус}. \quad (4.45)$$

Для пускача комбайнового електродвигуна:

$$I_{yc.cpr} \geq K_n \cdot \sum I_n = 5 \cdot 119 = 595 \text{ А}. \quad (4.46)$$

Вибираємо уставку $I_{yc.cpr} = 800 \text{ А}$.

Перевіряємо уставку по струму двофазного к.з.:

$$I_{\text{кз}}^{(2)} = 0.86 * I_{\text{кз}}^{(3)} = 0.86 * 3569 = 3069 \text{ А.}$$

$$\frac{I_{\text{кз}}^{(2)}}{I_{\text{усспр}}} = \frac{2443}{800} = 3.1 > 1.5.$$

Так добираємо уставки спрацювання максимального струмового захисту для інших електроприводів та заносимо до таблиці 4.3.

4.5 Перевірка опору ізоляції і ємності дільничної мережі

При застосуванні реле витоку струму в мережах напругою до 1140В включно вимагається перевіряти стійкість його роботи та недопустиму ємність мережі відносно землі, яка повинна бути не більше 1мкФ/фазу. При цьому значенні ємності існуюче реле забезпечує захист від враження електричним струмом.

Опір ізоляції мережі відносно землі, що очікується, визначається:

$$r_{\phi} = \frac{1}{\frac{n_{\text{тн}}}{R_{\text{тн}}} + \frac{n_{\text{дв}}}{R_{\text{дв}}} + \frac{n_{\text{ап}}}{R_{\text{ап}}} + \frac{n_{\text{к}}}{R_{\text{к}}}} = \frac{1}{\frac{1}{3} + \frac{9}{1.5} + \frac{2}{1} + \frac{7}{1.5}} = 77 \text{ кОм}, \quad (4.47)$$

де $n_{\text{тн}} = 1$ шт. – кількість трансформаторів на дільниці;

$R_{\text{тн}} = 3 \text{ МОм}$ – опір обмотки трансформатора відносно землі;

$n_{\text{дв}} = 9$ шт. – кількість приєднаних до мережі електродвигунів;

$R_{\text{дв}} = 1.5 \text{ МОм}$ – опір ізоляції електродвигунів відносно землі;

$n_{\text{ап}} = 7$ шт. – кількість апаратів в мережі;

$R_{\text{ап}} = 1.5 \text{ МОм}$ – опір апаратів відносно землі.

Опір ізоляції відносно землі r_{ϕ} більше критичного опору ізоляції $r_{\text{кр}} = 30 \text{ кОм}$:

$$\frac{r_{\text{ср}}}{r_{\text{кр}}} = \frac{77}{30} = 2.6.$$

Оскільки мінімальний допустимий опір ізоляції мережі перевищує більше ніж в 1.5 рази уставку критичного опору ізоляції реле витоку струму, стійка робота мережі забезпечується.

Величина ємності мережі відносно землі, що очікується:

$$C_1 = C_M \cdot n \cdot L_M + C_K \cdot L_K + C_{\text{кл}} \cdot L_{\text{кл}} + C_{\text{пер}} \cdot L_{\text{пер}} + C_{\text{км}} \cdot L_{\text{км}} + C_{\text{м1}} \cdot L_{\text{м1}} + \\ + C_{\text{м2}} \cdot L_{\text{м2}} + C_L \cdot L_K, \quad (4.48)$$

де C – питома ємність кабелів ділянки, мкФ/км;

L – довжина кабелів ділянки, км.

$$C_1 = 2 \cdot 0.675 \cdot 0.077 + 0.61 \cdot 0.435 + 0.61 \cdot 0.435 + 0.42 \cdot 0.077 + 0.37 \cdot 0.075 + \\ + 0.37 \cdot 0.075 + 0.345 \cdot 0.100 + 0.345 \cdot 0.100 = 0.791 \text{ мкФ/фазу.}$$

Для урахування величини ємності електродвигунів, апаратів, трансформатора ємність кабелів збільшується на 10%, отже:

$$C = 1.1 C_1 = 1.1 \cdot 0.791 = 0.870 \text{ мкФ/фазу.}$$

Таким чином сумарна ємність мережі ділянки відносно землі менша 1 мкФ/фазу. Експлуатація мережі допустима.

4.6 Заходи з електробезпеки

Експлуатація електрообладнання та електромереж в шахтах має специфічні особливості, які підвищують небезпеку їх використання, а саме: безперервне просування фронту робіт потребує переміщення електрообладнання та нарощування мереж, при цьому ці роботи доводиться виконувати в обмеженому просторі з можливими обваленням, виділеннями вибухонебезпечних газів; мікрокліматичні умови підземних виробок ускладнені великими перепадами температур на протязі року, підвищеною вологістю, значним запиленням. Все це руйнівним чином діє на електрообладнання та електромережі.

Пошкодження електромашин та електромереж та пошкодження ізоляції можуть бути причинами враження людини електричним струмом, вибухів газу та пилу та виникненню пожегів.

Враження людини електричним струмом виникають: із-за випадкового торкання до оголених проводів або предметів, які знаходяться під напругою, або недопустимого наближення до них; від дотику до конструктивних елементів або корпусів електрообладнання, які опинились під напругою в результаті пробиття ізоляції; при знаходженні біля місця замикання на землю струмопровідних частин.

Основні принципи безпечної експлуатації електрообладнання полягає в наступному:

- до роботи, яка пов'язана з електрообладнанням, допускаються робітники, які пройшли відповідне навчання;
- вибір та експлуатація електрообладнання проводиться в відповідності до умов, в яких воно буде працювати;
- пускові, ремонтні та інші види робіт з електрообладнанням виконуються тільки робітниками електричного персоналу та суворо регламентуються системою вимог, які забезпечують їх повну безпеку;

- робітники неелектричного персоналу можуть працювати з ручними механізмами, які розраховані тільки на низьку напругу (не більше 127В), а також з низьковольтними ланцюгами управління електричних машин;

- робота електрообладнання та різних захисних систем знаходиться під систематичним контролем.

До роботи по обслуговуванню електроустановок допускаються робітники, які мають відповідні знання.

Обслуговування електроустановок здійснюється робітниками не молодше 18 років, які пройшли спеціальне навчання і які мають відповідну кваліфікаційну групу, які проходять інструктаж та періодичну перевірку знань з електробезпеки.

Важливою умовою, яка забезпечує безпеку робіт при експлуатації електрообладнання, є використання пониженої напруги.

5 РОЗРАХУНОК ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ

Розрахунок економічної ефективності проведемо по елементах заробітної плати та експлуатаційним витратам.

Визначимо економічний ефект монтажу однієї лави:

$$E = [(C_1 - C_2) - E_n (K_2 - K_1)] \quad (5.1)$$

де C_1, C_2 – фонд заробітної плати за базовою та новою схемах;
 K_1, K_2 – питомі амортизаційні вклади при базовій та новій схемах.

Визначимо фонд заробітної плати за базовою схемою:

$$\Phi_{з.п.} = T_c \cdot D_n \cdot \chi_n \cdot n \quad (5.2)$$

де $T_c = 19,97$ грн. – тарифна ставка робочого по монтажу;
 $D_n = 22$ – число робочих днів за місяць;
 $\chi_n = 7$ – кількість людей у зміну за базовою схемою;
 $n = 4$ – число змін за добу по монтажу.

$$\Phi_{з.п.} = 19,97 \cdot 22 \cdot 7 \cdot 4 = 12300,29 \text{ грн.}$$

$$\Phi_{нічні.} = 19,97 \cdot 22 \cdot 2 \cdot 7 \cdot 0,4 = 2460,06 \text{ грн.}$$

$$C_1 = \Phi_{з.п.} + \Phi_{н.} = 12300,29 + 2460,06 = 14760,35 \text{ грн.}$$

де C_1 – фонд заробітної плати за базовою схемою.

Визначимо фонд заробітної плати за новою схемою:

$$\Phi_{з.п.} = T_c \cdot D_n \cdot \chi_n \cdot n$$

де $\chi_n = 5$ – кількість людей у зміну за новою схемою;

$$\Phi_{з.п.} = 19,97 \cdot 22 \cdot 5 \cdot 4 = 8785,92 \text{ грн.}$$

Визначимо економічні показники за новою схемою:

$$\Phi_{н.} = 19,97 \cdot 22 \cdot 2 \cdot 5 \cdot 0,4 = 1757,18 \text{ грн.}$$

$$C_2 = 8785,92 + 1757,18 = 10543,10 \text{ грн.}$$

де C_2 – фонд заробітної плати за новою схемою.

Визначимо амортизаційний фонд відчислень за новою схемою.

Таблиця 5.1 – Амортизаційний фонд відчислень

Найменування обладнання	Кіль-ть	Загальна вартість	Місячна норма амортизації	Сума амортизаційних відчислень
ЛВД-24	3	43411,57	1,6	694,59
Ітого		43411,57		694,59
За новою схемою				
ЛВД-24	3	43411,57	1,6	694,59
Електротельфер	1	2030,11	2,2	44,66
Всього		45441,68		739,25

Визначимо економічний ефект монтажу однієї лави:

$$E = [(14760,35 - 10543,10) - 0,15 (45441,68 - 43411,57)] = 3912,73 \text{ грн.}$$

Адже незрівнянно більший від економічного, це соціальний ефект. Полегшується тяжкий фізичний труд робочих у шахті та прискорюється процес розвантаження та навантаження при монтажі та демонтажі лави.

ВИСНОВОК

Очисні роботи є основою гірничої технології. На видобувних дільницях корисна копалина витягується безпосередньо з надр, перетворюється на товарне вугілля і транспортується за межі виїмного поля. Очисні роботи роблять найістотніший вплив на рівень концентрації і техніко-економічні показники шахти. Показники продуктивності праці і собівартості вугілля, одержувані на очисних роботах, при подальших технологічних процесах змінюються: продуктивність праці знижується, а собівартість вугілля зростає. У зв'язку з цим велику увагу надається зростанню продуктивності праці на очисних роботах і зниженню дільничої собівартості вугілля як показників, що формують основні техніко-економічні показники шахти. Рівень видобутку вугілля з очисного забою, довжина і швидкість посування останнього визначають рівень концентрації гірських робіт і виробництва.

Технічний прогрес видобутку вугілля в очисних забоях протягом останніх роки характеризується переходом на малоопераційну технологію, що дозволяє ліквідовувати важку ручну працю і значно підвищити продуктивність праці.

Для очисного забою можна виділити наступні види малоопераційної технології: одноопераційна, без кріплення очисного забою (гідравлічна з гідрозмивом вугілля, бурова з самотечною доставкою вугілля); двоопераційна, без кріплення очисного забою (бурошнековая, буропідбивна з механізованими кріпями сполучення і самотечним транспортом); двоопераційна, з кріпленням очисного забою (механізовані комплекси з гідрофіцированими кріпями і виємочними машинами і самотечним транспортом вугілля); трьоопераційна, з кріпленням очисного забою механізовані комплекси з гідрофіцированими кріпями, виємочними машинами і конвеєрним транспортом). Перевагою двох- і трьоопераційній технології з механізованими комплексами є поєднання всіх операцій в часі, тобто виїмка вугілля, зчеплення забою і транспортування вугілля проводяться одночасно, без перерви в процесах, комплексом

спеціального устаткування, що дозволяє одночасно управляти або значно знижувати втрати вугілля в надрах в порівнянні з одно- і двохопераційною технологією виїмки вугілля без кріплення очисного забою.

Технологія комплексно-механізованої виїмки вугілля з кріпленням і без кріплення очисного забою дозволяє в два-три рази підвищити продуктивність праці. Ця технологія одержує розвиток при розробці і інших пластових родовищ (марганцю, калієвих солей, фосфоритів та ін.).

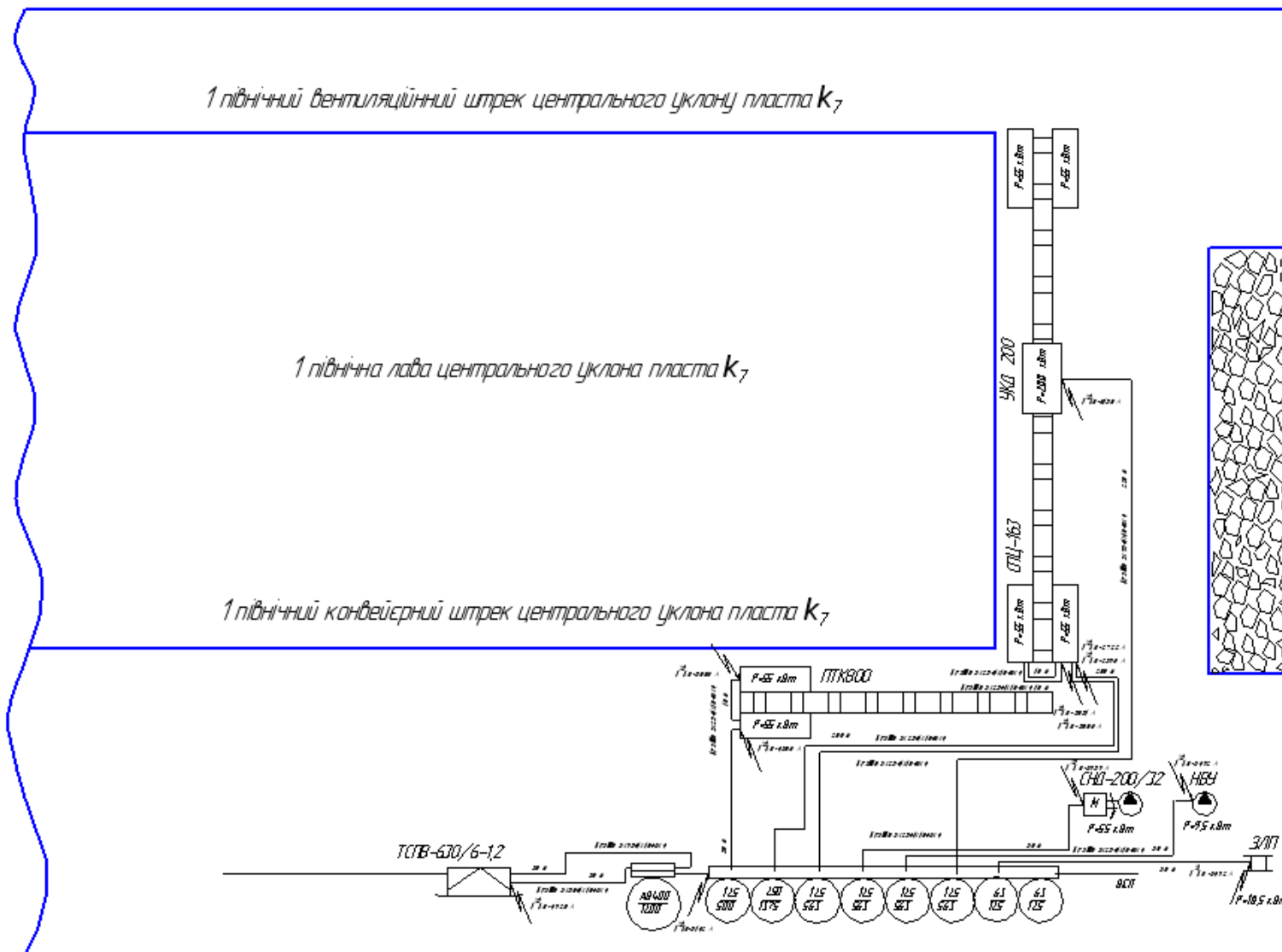
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Ярембаш І.Ф., Мороз В.Д., Ворхлик І.Г., Костюк І.С. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт. – 2-е изд., перераб. и дополн. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – 288с.
2. Яцкіх В.Г., Спектр Л.А., Кучерявий А.Г. Гірничі машини та комплекси: Підр. для гірничих технікумів. - М.: Недра, 1984. – 400с.
3. Методичні вказівки до виконання курсового проекту по курсу «Гірничі машини та комплекси». Сост. В.І. Коновалов, П.А. Осокін, А.К.Семенченко та ін. - Донецьк: ДПІ, 1987. – 52с.
4. Солод В.І., Зуйков В.І., Перпов К.М. Гірничі машини та автоматизовані комплекси: Підр. для вузів. – М.: Недра, 1981. – 503с.
5. Топорков А.А., Солод А.І., Лебедєв А.Д. Машиніст гірничих виймальних машин. – М.: Недра, 1984. – 484с.
6. Позін Е.З., Меломед В.З., Тон В.В. Руйнування вугілля виймальними машинами. - М.: Недра, 1984. – 286с.
7. Медведев Г.Д. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 356с.: ил.
8. Справочник энергетика угольной шахты: В 2 т. / В.С. Дзюбан, И.Г. Ширнин, Б.Н. Ванеев, В.М. Гостищев; Под общ. Ред. Канд. Техн. Наук Б.Н. Ванеева.- Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2001. Т1 – 447 с, Т2 – 440с.
9. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных шахт: Справочник/ В.Ф. Антонов, Ш.Ш. Ахмедов, С.А. Волотковский и др. Под общей ред. В.В. Дегтярева, В.И. Серова, Ю.Г. Цепелинсконго – М.: Недра, 1988. – 727с.
10. Правила безопасности в угольных шахтах. - К: 2005.-400с.
11. Техническое обслуживание и ремонт горно-шахтного оборудования / А.Н.Коваль, А.М.Горлин, В.И.Чекавский и др. – М.: Недра, 1987. – 344с.

ДОДАТОК А

Графічна частина

Схеми електропостачання видобувної ділянки



ДОДАТОК Б

Перелік зауважень нормоконтролера до дипломної роботи

Позначення документу	Документ	Умовна позначка	Зміст зауваження

дата

підпис