

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

Індустріальний інститут

факультет технології і організації виробництва

(повне найменування інституту, назва факультету)

кафедра електромеханіки і автоматики

(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

В.о. завідувача кафедри

_____ М.В. Чашко
(підпис) (ініціали, прізвище)

“ ____ ” _____ 2018 р.

Дипломна робота

бакалавра

(освітній ступінь)

на тему Підвищення ефективності роботи обладнання прохідницької ділянки для умов Публічного акціонерного товариства «Шахтоуправління «Покровське»

Виконала: студентка 4 курсу, групи ЕМ-14
(шифр групи)

напряму підготовки (спеціальності) 6.050702 «Електромеханіка»
(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Дмитренко Ю.С.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник

доц. каф. ЕМА, к.т.н., доц. Кондратенко В.Г.

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

(підпис)

Рецензент

доц. каф. ІМ, к.т.н. Калиниченко В.В.

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

(підпис)

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

Студент _____
(підпис)

Покровськ – 2018 р.

ВСТУП

Одним з основних факторів покращення техніко-економічних показників роботи шахти є подальший ріст темпів проведення підготовчих виробок, який забезпечує підвищення концентрації робіт та створює умови для переходу на більш прогресивні системи відробки шахтних полів. На теперішній час на Публічному акціонерному товаристві «Шахтоуправління «Покровське» проведення підготовчих та капітальних виробок базується на комбайновому способі ведення прохідницьких робіт. Але прохідницькі комбайни, які експлуатуються зараз на шахті, мають ряд недоліків. Отже, виникає необхідність підвищення надійності та довговічності прохідницького обладнання (покращення технічних показників є завдання конструкторських бюро). Більшість допоміжних операцій при проведенні виробок потребують значних витрат фізичної сили. До того ж продуктивність праці робочих може значно знижуватись із-за недостатчі кисню (повітря) при збільшені опору та витоків по довжині (на стиках) вентиляційного трубопроводу. Продуктивність праці також залежить від умов роботи робочих у вибої.

Отже, напрямком даної роботи є підвищення ефективності прохідницького комбайна та засобів знепилювання (навіть застосування пристроїв нового класу), зниження рівня шуму та вібрації, забезпечення необхідного освітлення вибою та робочого міста, аналіз можливих схем електропостачання прохідницької ділянки.

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ

1.1 Гірничча частина

1.1.1 Загальні відомості. Початок відпрацювання запасів

Будівництво ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» здійснювалося з 1974 року відповідно до технічного проекту будівництва, розробленого інститутом «Донгіпрошахт» в 1972 році і затвердженим постановою колегії Міністерства вугільної промисловості СРСР від 31.08.72 №58 / 50 [1]. У зв'язку з уточненням в ході будівництва гірничо-геологічних умов відпрацювання запасів, введенням в дію за період 1974-1985 роки ряду нових правил безпеки і директивних документів з проектування та будівництва вугільних шахт, інститутом був скоректований технічний проект будівництва шахти і затверджений постановою Мінвуглепрому СРСР від 30.01.87 №12-50 / 71 за погодженням з Держбудом і Держпланом СРСР [2].

Район розташування ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» відноситься до території Красноармійського - Західного вугленосного району.

Район розташування шахти займає вигідне географо-економічне становище, перебуваючи в 12 км від районного центра міста Покровська (Красноармійська). Місто Покровськ (Красноармійськ) з'єднаний з обласними містами Донецьк і Дніпропетровськ.

1.1.2 Система розробки. Очисні роботи

Система розробки - стовпова. Довжина лав - 200-300 метрів. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. В межах виїмкових полів технологія робіт - бесцеликова.

Виймка вугілля в лавах проводиться комбайновими комплексами в складі: кріплення ДМ, конвеєра лав SZK-228/800, SZK-228/832, SZK-228/642, комбайнами JOY, MB-12-450, MB-14-410, MB-12-630, технічні характеристики яких надані нижче. Так само в експлуатації знаходиться струговий комплекс в складі - стругова установка RHH-42, механізоване кріплення DBT, конвеєр лави PF-3/822.

Таблиця 1.1 – Технічні характеристики кріплень [3]

Показник	ДМ
Питомий опір на 1 м підтримуваної площі, кН/м	345-485
Опір секції, кН, не менш	1840-2800
Питомий опір на кінці передньої консолі перекриття, кН/м	450
Коефіцієнт гідравлічного розсування	2,1
Максимальний робочий тиск в напірній магістралі, МПа	32
Зусилля при пересуванні, кН:	
- кріплення;	300
- конвеєра.	180
Висота секції, мм	
- мінімальна;	610
- максимальна.	1500
Крок установки секції, м	1,5
Маса секції, кг, не більше	7200

Таблиця 1.2 – Технічні характеристики конвеєрів лав [4]

Показник	SZK-228
Продуктивність, т/год	800;900;1000
Швидкість руху скребкового ланцюга, м/с	0,95;0,95;0,95
Енергоозброєність, кВт	4x200 / 65 або 4x250 / 85 або 4x315 / 100
Довжина в поставці, м	350;350;350
Калібр ланцюга, мм	2x30x108
Ресурс конвеєра, млн.т.	3

1.1.3 Відпрацювання запасів

В даний час робота шахти здійснюється згідно «Комплексної програми розвитку шахти», розробленої ВАТ «Луганськіпрошахт»[5]. Шахта розробляє один пласт d4. У межах шахтного поля збережено поділ на блоки. Очисні і підготовчі роботи ведуться в блоках № 7, 8, 10.

1.1.4 Режим роботи шахти і її термін служби

ПАТ «ШУ «Покровське» (раніше - шахта «Красноармійська – Західна №1») побудована за проектом інституту “Донгіпрошахт” й введена до експлуатації у 1990 р. Під час експлуатації шахти здійснювалось коректування проекту з урахуванням ведення гірничих робіт та подальшої розвідки шахтного поля. Строк служби шахти згідно затвердженого проекту при промислових запасах 112,2 млн.тон з урахуванням розвитку й затухання робіт при прийнятій річній потужності 2,1 млн.тон на рік мав скласти 60 років.

Середньодобовий видобуток по шахті склав близько 20 тис. т вугілля. Середньо діюча кількість очисних вибоїв – 7. Шахта віднесена до зверхкатегорної за газом, небезпечна по раптовим викидам вугілля, породи й газу. Усі шари пісковика на полі шахти віднесені до небезпечних за раптовими викидами на глибині понад 600 м. Температура порід складає 25 – 30⁰С.

Режим роботи шахти – безперервний робочий тиждень. При цьому тривалість зміни у підземних робочих становить – 6 годин, у робочих поверхні – 8 годин.

1.2 Механізація видобутку вугілля та проведення підготовчих виробок

Для проходження виробок зі змішаним забоєм використовуються комбайни типу КПО-50 польових виробок проходяться за допомогою БПР з навантаженням породонавантажувальними машинами МПКЗ з установкою металевого рамного кріплення типу КМП-А3, КМП-А5, КШПУ, технічні характеристики яких задані нижче, з щільністю 1.25-2 рами на 1 п.м., а також змішаним рамно-анкерним кріпленням.

Таблиця 1.3 – Технічні характеристики прохідницьких комбайнів [6]

Комбайн	КПО-50
Верхня межа міцності руйнучих порід, МПа	100
Абразивність порід, мг, не більше	15
Максимальний перетин виробки за розмахом стріли з однієї установки (в проходці), м ²	35
Мінімальний перетин вироблення (в світлі), м ²	10
Діапазон кутів нахилу проведених виробок, град	±12°
Габаритні розміри в транспортному положенні, м: довжина ширина висота	12,9 4 1,75
Потужність електродвигуна виконавчого органу, кВт	132
Швидкість руху скребкового ланцюга, м / с	1,1
Швидкості руху, м / хв робоча (з навантаженням) маневрова (без навантаження)	1,9 4,5
Середній питомий тиск на ґрунт, МПа, не більше	0,11
Напруга електроживлення, В	1140/660
Маса спорядженого кобайна, т	58

Таблиця 1.4 – Технічні характеристики породонавантажувальних машин [7]

Вантажна машина	МПКЗ
Продуктивність, м ³ /хв	2,4
Виконавчий орган: Тип Ширина захвату, мм	Ковш 1900
Ходова частина Тип Тип приводу Швидкість переміщення, м/с Потужність приводу, кВт	Гусеничний Гідравличний 0,8 55
Маса, кг	10000

1.3 Підземний транспорт

На шахті була здійснена повна конвеєризація по транспорту гірничої маси від очисних та підготовчих забоїв до завантажувальних пристроїв головного стовбура гор. 593м. Конвеєрні виробки обладнані стрічковими конвеєрами типу 2Л100, 2ЛТ100, 2Л1000, 1Л100, 1ЛТ100У і 1Л1000.

Таблиця 1.5 – Технічні дані конвеєрів наведені в таблиці [8]

Тип конвеєра	Швидкість руху стрічки, м/с	Потужність приводу, кВт	Макс продуктивність, т/год	Кут постановки, град	Довжина поставки конвеєра, м
2Л100	2,5	110x2	890	Від -16 до +18	1000
2ЛТ100		132x2		Від -10 до +10	
2Л100		132x2		Від -16 до +18	
1Л100		55x2		Від -16 до +18	350
1ЛТ100У		55x2		Від -10 до +10	400

Доставка вантажів і людей по основним відкаточним виробкам гор.593 м і гор.708 м здійснюється шахтними вагонетками і платформами за допомогою акумуляторних електровозів типу АРВ7 та дизелевозів.

Таблиця 1.6 – Техічні характеристики електровозів наведені у таблиці [9]

Тип електровозу	АРВ7
Маса, т	5,9
Сила тяги, кН	9
Швидкість, км/год	6,9
Довжина, мм	3800
Висота, мм	1330
Ширина, мм	1350
Кліренс, мм	100
Тягова потужність двігунів, кВт	20(2x10)
Жорстка база, мм	1000
Система гальмування	Електродинамічна колодочна

Доставка людей з поверхні до очисних і прохідницьких забоїв здійснюється:

- з поверхні на гор. 593 м і гор. 708 м – одно клітями з противагами підйомами допоміжного ствола;
- по відкаточним виробленням гор. 593 м і гор. 708 м відкаткою електровоза в пасажирських вагонетках типу ВГП-18;
- по ходках і конвеєрних штреках блоків – дорогами підвісними монорельсовими.

Проектом шахти передбачено два приствольних подвір'я: одне на гор.593м і на гор.708м. Їх призначення – приймання і відправлення людей матеріалів. Перевагами навколоствольного подвір'я є: повна механізація й автоматизація всіх маневрових і розвантажувальних операцій, що потребує усього 4 чоловіки обслуговуючого персоналу а також висока пропускна спроможність.

1.4 Стаціонарні установки

Шахта по газу метану віднесена до небезпечних за раптовими викидами. Спосіб провітрювання – всмоктуючий, схема провітрювання шахти – комбінована. Шахта провітрюється установками головного провітрювання, обладнаними робочими і резервними вентиляторами: ВЦД-47У (головний ствол), ВЦД-31.5М(вентиляційний ствол), ВЦД-47,5У (СВС№2).

На очисних ділянках застосовується прямоточна схема з підсвіженням вихідного струменя повітря і возвратноточная схема з ізолюванням відведенням метану. При возвратній схемі провітрювання проводиться відсмоктування газу метану по одній - двох гілках трубопроводів Ø1000мм (Ø800мм) за допомогою вентиляторів ВМЦГ-7М. Провітрювання тупиків підготовчих вибоїв здійснюється вентиляторами місцевого провітрювання ВМЕ-6У, ВМЕ2-8, ВМЕ2-10.

На виїмкових ділянках ведеться дегазація порід покрівлі за допомогою свердловин, пробурених з виїмкових виробок до верхніх шарів - супутників.

Щоб уникнути затоплення гірничих виробок проводиться встановлення діляничних і блокових водозбірників, оснащених робочими і резервними насосами з електро- і пневмоприводами типу ЦНС-60/75, ЦНС-60/125, НШ-80/19, NDP-40 (80), Tarflo і ін. Водозбірники влаштовуються в місцях зниженого профілю виробок і максимального припливу води. Головний водовідлив розташований на горизонті 708м, обладнаний насосами типу НСШ-410/819. Видача води проводиться за двома трубопроводами Ø219 мм, прокладеним в свердловинах НН-5650, НН-5603.

1.5 Електропостачання шахти

Для живлення підземних споживачів застосовують наступні значення напруги: 6000В – для живлення шахтних пересувних підстанцій, насосів головного водовідливу; 1140В – для живлення вибійних машин очисних й підготовчих вибоїв, магістральних стрічкових конвеєрів; 660В – для живлення механізмів стаціонарних установок, транспорту допоміжного обладнання очисних й підготовчих вибоїв; 127В – для ручного електроінструменту й мережі освітлення. Для кабельної мережі застосовують кабелі марки ВЭВБШв-6, ЭВБВнг-6, КГЭШ – 1,14. Захисне заземлення всіх підземних електроприймачів виконується у відповідності з вимогами діючих ПБ, ПТЕ.

Освітлення виробок виконується у відповідності з нормами та вимогами діючих ПБ та ПТЕ. Мережа освітлення монтується люмінесцентними світильниками типу ЛСР01-20. Освітлення очисних вибоїв, оснащених механізованими комплексами, здійснюється світильниками, вбудованими в секції механізованого кріплення.

Електропостачання вентиляторів місцевого провітрювання виконується у відповідності з вимогами ПБ.

В цілому по шахті встановлено 440 механізмів, що мають живитись, 355 з них – робочі, інші – резервні. Усі механізми мають загальну потужність 76087кВт, робочі – 66120 кВт. У разі максимуму навантаження на шинах ЦПП маємо наступний максимум навантаження: активне – 24 032 кВт, реактивне – 23 277 кВА_р, повне – 33457 кВА.

2 ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ОБЛАДНАННЯ ПРОХІДНИЦЬКОЇ ДІЛЬНИЦІ ДЛЯ УМОВ ПУБЛІЧНОГО АКЦІОНЕРНОГО ТОВАРИСТВА «ШАХТОУПРАВЛІННЯ «ПОКРОВСЬКЕ»

2.1 Вибір засобів механізації при веденні прохідницьких робіт

2.1.1 Середнє значення сил різання на ріжучому інструменті при руйнуванні породи

В якості прохідницької машини приймаємо прохідницький комбайн КСП32. Розрахунок проводимо для крайнього куткового різця з кутом 35^0 та лінійного різця з кутом 0^0 при двох швидкостях $V_6 = 4$ м/хв та $V_m = 2$ м/хв.

Сила різання на різці:

$$P_z = P_k \cdot [k_T k_r k_\alpha (0,25 + 1,8 \cdot t_{cp} \lambda_{cp}) + 0,1F], \quad (2.1)$$

де k_T - коефіцієнт що ураховує вплив типу різця; $k_T = 1,5$ для поворотних різців;

k_r - коефіцієнт, що ураховує вплив геометрії інструменту; $k_r = k_\phi \times k_\phi' k_d$ – для поворотних різців,

де k_ϕ - коефіцієнт що ураховує вплив форми головки керна.

Для конічної форми головки керна $k_\phi = 1$,

k_ϕ' - коефіцієнт що ураховує вплив форми головки державки.

Для конічної форми головки державки $k_\phi' = 1$

k_d - коефіцієнт що ураховує вплив діаметру керна.

$$k_d = 1,11$$

$$k_r = 1 \cdot 1 \cdot 1,11 = 1,11.$$

k_α - коефіцієнт, що ураховує кута різання,

$$k_\alpha = 1.$$

F - проекція площадки затуплення різця по задній грані на площість різання, мм^2 , $F = 10 \text{ мм}^2$;

λ_{cp} - середня товщина зрізу, см.

Середня товщина зрізу визначається у залежності від швидкостей подач:

$$\lambda = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{100 \cdot V_{\pi}}{n_{\text{во}} \cdot n_{\text{рл}}}, \text{ см} \quad (2.2)$$

де V_{π} – швидкість подачі, м/хв,

$n_{\text{во}}$ – швидкість обертання виконавчого органу, об/хв,

$n_{\text{рл}}$ – кількість різців в одній лінії різання.

$$\lambda = \frac{2}{3,14} \cdot \frac{100 \cdot 2}{29 \cdot 4} = 1,1 \text{ см},$$

$$\lambda = \frac{2}{3,14} \cdot \frac{100 \cdot 4}{29 \cdot 4} = 2,2 \text{ см},$$

$$\lambda = \frac{2}{3,14} \cdot \frac{100 \cdot 2}{29 \cdot 1} = 4,4 \text{ см},$$

$$\lambda = \frac{2}{3,14} \cdot \frac{100 \cdot 4}{29 \cdot 1} = 8,8 \text{ см},$$

$t_{\text{ср}}$ – середня ширина зрізу у кожній групі різців.

Середня ширина зрізу визначається:

$$t_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{к}} + t_{\text{к}}}{2}, \text{ мм} - \text{ для лінійних різців},$$

де $t_{\text{к}}$ – крок різання лінійний, мм.

$$t_{\text{ср}} = \frac{24 + 24}{2} = 24 \text{ мм}.$$

Для куткових різців:

$$t_{\text{ср}} = \frac{t'_{\text{к}}}{2} + \frac{b_{\text{к}}}{2} \cos \beta, \text{ мм}$$

$t'_{\text{к}}$ - крок різання кутковий, мм;

$b_{\text{к}}$ – ширина ріжучої частини, мм;

$\cos \beta$ – кут похилу різця.

$$t_{\text{ф}} = \frac{18}{2} + \frac{12}{2} \cos 35^\circ = 14 \text{ мм.}$$

Визначимо зусилля різання на одиночному ріжучому інструменті:

$$\begin{aligned} P_{z1} &= 230 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 2,4 \cdot 4,4) + 0,1 \cdot 10] = 7604,8 \text{ Н,} \\ P_{z2} &= 230 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 2,4 \cdot 8,8) + 0,1 \cdot 10] = 14883,9 \text{ Н,} \\ P_{z3} &= 230 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 1,4 \cdot 1,1) + 0,1 \cdot 10] = 1387 \text{ Н,} \\ P_{z4} &= 230 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 1,4 \cdot 2,2) + 0,1 \cdot 10] = 2448,8 \text{ Н,} \\ P_{z5} &= 650 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 2,4 \cdot 4,4) + 0,1 \cdot 10] = 21442 \text{ Н,} \\ P_{z6} &= 650 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 2,4 \cdot 8,8) + 0,1 \cdot 10] = 42063,4 \text{ Н,} \\ P_{z7} &= 650 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 1,4 \cdot 1,1) + 0,1 \cdot 10] = 3920,5 \text{ Н,} \\ P_z &= 650 \cdot [1,5 \cdot 1,11 \cdot 1(0,25 + 1,8 \cdot 1,4 \cdot 2,2) + 0,1 \cdot 10] = 6920,6 \text{ Н.} \end{aligned}$$

2.1.2 Потужність, відповідна силам різання на виконавчих органах

При руйнуванні породи потужність на валу двигуна, відповідна силі різання на робочому органі визначається за формулою:

$$P_p^{\text{пор}} = \frac{F_{\text{и}}^{\text{пор}} V_p}{1000 \eta_{\text{и}} \eta_{\text{тр}}}, \text{ кВт,} \quad (2.3)$$

V_p - швидкість різання, відповідна до вибраної збірки редуктора приводу робочого органа, $V_p = 1,2 \text{ м/с}$;

$\eta_{\text{и}}$ = 0,95 - ККД виконавчого органа;

$\eta_{\text{тр}} = 0,9$ - ККД трансмісії приводу.

Сумарні середні сили різання на виконавчому органі визначаються за формулою:

$$F_{\text{и}}^{\text{пор}} = \frac{1}{2} K_{\gamma_{\text{охв}}} \cdot P_z \cdot n, \text{ Н} , \quad (2.4)$$

$K_{\gamma_{\text{охв}}}$ - коефіцієнт впливу кута контакту виконавчого органа на силу різання. При $\gamma_{\text{охв}} = 170^\circ$ $K_{\gamma_{\text{охв}}} = 0,977$,

n – загальна кількість різців на виконавчому органі.

$$F_{\text{и1}}^{\text{пор}} = \frac{1}{2} \cdot 0,977(21492 \cdot 12 + 3920,5 \cdot 2) = 129816,4 \text{ Н},$$

$$F_{\text{и2}}^{\text{пор}} = \frac{1}{2} \cdot 0,977(42063,4 \cdot 12 + 6920,6 \cdot 2) = 253337,1 \text{ Н}$$

$$P_{\text{р1}}^{\text{пор}} = \frac{129816,4 \cdot 1,2}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,9} = 182,2 \text{ кВт},$$

$$P_{\text{р2}}^{\text{пор}} = \frac{253337,1 \cdot 1,2}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,9} = 355,6 \text{ кВт}.$$

При руйнуванні вугілля потужність на валу двигуна Що відповідає силам різання, визначається:

$$P_{\text{р}}^{\text{вуг}} = \frac{F_{\text{и}}^{\text{вуг}} V_{\text{р}}}{1000 \eta_{\text{и}} \eta_{\text{тр}}}, \text{ кВт}; \quad (2.5)$$

де $F_{\text{р}}^{\text{вуг}}$ - сумарна сила різання на виконавчому органі при руйнуванні їм вугілля, Н

$$F_{\text{и}}^{\text{вуг}} = \frac{1}{2} K_{\gamma_{\text{охв}}} \cdot P_z \cdot n, \text{ Н} , \quad (2.6)$$

$$F_{и1}^{вуг} = \frac{1}{2} \cdot 0,977(7604,8 \cdot 12 + 1387 \cdot 2) = 4593,4 \text{ Н},$$

$$F_{и2}^{вуг} = \frac{1}{2} \cdot 0,977(14883,9 \cdot 12 + 2448,8 \cdot 2) = 89641,9 \text{ Н}$$

$$P_{p1}^{вуг} = \frac{45934,4 \cdot 1,2}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,9} = 64,5 \text{ кВт},$$

$$P_{p2}^{вуг} = \frac{89641,9 \cdot 1,2}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,9} = 125,8 \text{ кВт}.$$

Чисельні значення $P_p^{пор}$ та $P_p^{вуг}$ зносимо до таблиці 2.1:

Таблиця 2.1 – Потужність на різання

Швидкість різання	$P_p^{пор}$, кВт	$P_p^{вуг}$, кВт
	V_p	V_p
$V_{пм}$	182,2	64,5
$V_{пб}$	355,6	125,8

2.1.3 Теоретична та технічна продуктивність прохідницького комбайну

Теоретична (хвилинна) продуктивність прохідницького комбайну у конкретних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах його роботи визначається:

$$Q_t = D_k B_k V_{п}, \text{ т/хв}; \quad (2.7)$$

де D_k –потужність руйнуемого шару вугілля або породи, що відповідає середньому діаметру коронки, м

B_k – величина заглиблення виконавчого органу у масив, що відповідає захвату коронки, м;

$V_{п}$ – швидкість подачі, м/хв.

$$\begin{aligned}
Q_{\tau 1} &= 0,518 \cdot 0,875 \cdot 1 = 0,45 \text{ т/хв}, \\
Q_{\tau 2} &= 0,518 \cdot 0,875 \cdot 2 = 0,9 \text{ т/хв}, \\
Q_{\tau 3} &= 0,518 \cdot 0,875 \cdot 3 = 1,36 \text{ т/хв}, \\
Q_{\tau 4} &= 0,518 \cdot 0,875 \cdot 4 = 1,81 \text{ т/хв}, \\
Q_{\tau 5} &= 0,518 \cdot 0,875 \cdot 5 = 2,27 \text{ т/хв},
\end{aligned}$$

Технічна продуктивність машини:

$$Q_{\text{тех}} = 60 Q_{\tau} K_{\text{тех}}, \quad (2.8)$$

$K_{\text{тех}}$ - коефіцієнт технічно можливої безперервності роботи машини.

$$K_{\text{тех}} = \frac{1}{\frac{1}{K_{\tau}} + \frac{T_{\text{мо}} + T_{\text{ко}} + T_{\text{зи}}}{L} V_{\text{п}}}, \quad (2.9)$$

$K_{\tau} = 0,9$ - коефіцієнт готовності виймальної машини або комплексу.

$T_{\text{м.о.}}$ - витрати часу на не сполученні маневрові операції, хв:

$$T_{\text{м.о.}} = \frac{B_{\text{к}}}{V_{\text{м}}}, \text{ хв}; \quad (2.10)$$

де $B_{\text{к}}$ – ширина захвату, м, $B_{\text{к}} = 0,518$ м,

$V_{\text{м}}$ – маневрова швидкість подачі комбайну, м/хв, $V_{\text{м}} = 6$ м/хв.

$$T_{\text{м.о.}} = \frac{0,518}{6} = 0,09 \text{ хв.}$$

$T_{\text{к о}}$ - витрати часу на маневрові операції зв'язані з відсуненням комбайну від вибою для зміни зношених різців, хв.

$$T_{\kappa o} = 200 \frac{L \cdot D_k \cdot B_k \cdot a \cdot z_y}{n_d \cdot n \cdot V_m}, \text{ хв}, \quad (2.11)$$

де a – величина відсунення комбайну від вибою для зміни зношених різців, м,

z_y – питомий розхід різців, шт/м³, $z_y = 0,2$ шт/м³,

n_d – допускаємий вихід зі строю різців, %, $n_d = 25\%$.

Шлях, пройдений виконавчим органом за робочий цикл для арочної форми виробки визначається:

$$L = (H_{\text{вир}} - D_k) + [n_{\text{л}}(B_n - D_k) - 2 \sum_{i=1}^n \partial_i (q - 1)], \text{ м}, \quad (2.12)$$

де $H_{\text{вир}}$ – висота проводимої виробки, м, $H_{\text{вир}} = 2,83$ м;

B_n – ширина нижнього основання виробки, м, $B_n = 3,95$ м,

q – кількість горизонтальних ризов – проходів,

∂ – величина зменшення довжини i -го проходу, м.

$$L = (2,83 - 0,875) + [4 (3,95 - 0,875) - 2 (0,27 (5 - 1) + 0,27 (5 - 2) + + 0,27 (5 - 3) + 0,27 (5 - 4))] = 8,9 \text{ м}.$$

Тоді:

$$T_{\kappa o} = 200 \frac{8,9 \cdot 0,875 \cdot 0,518 \cdot 1,05 \cdot 0,2}{25 \cdot 28 \cdot 6} = 0,04 \text{ хв}.$$

$T_{\text{зи}}$ - витрати часу на заміну зношеного інструмента.

$$T_{\text{зи}} = D_k B_k z_y t_p L, \text{ хв}, \quad (2.13)$$

t_p - час на заміну або переустановку одного різця, хв, $t_p = 1$ хв.

$$T_{\text{зи}} = 0,518 \cdot 0,875 \cdot 0,2 \cdot 2 \cdot 8,9 = 1,6 \text{ хв.}$$

$$K_{\text{тех 1}} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0,09 + 0,04 + 1,6}{8,9} \cdot 1} = 0,77,$$

$$K_{\text{тех 2}} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0,09 + 0,04 + 1,6}{8,9} \cdot 2} = 0,67,$$

$$K_{\text{тех 3}} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0,09 + 0,04 + 1,6}{8,9} \cdot 3} = 0,59,$$

$$K_{\text{тех 4}} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0,09 + 0,04 + 1,6}{8,9} \cdot 4} = 0,52,$$

$$K_{\text{тех 5}} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0,09 + 0,04 + 1,6}{8,9} \cdot 5} = 0,48.$$

Звідки знайдемо технічну продуктивність:

$$Q_{\text{тех 1}} = 60 \cdot 0,45 \cdot 0,77 = 20,8 \text{ т/год,}$$

$$Q_{\text{тех 2}} = 60 \cdot 0,9 \cdot 0,67 = 36,2 \text{ т/год,}$$

$$Q_{\text{тех 3}} = 60 \cdot 1,36 \cdot 0,59 = 48,14 \text{ т/год,}$$

$$Q_{\text{тех 4}} = 60 \cdot 1,81 \cdot 0,52 = 56,5 \text{ т/год,}$$

$$Q_{\text{тех 5}} = 60 \cdot 2,27 \cdot 0,48 = 65,4 \text{ т/год.}$$

Результати зносимо до таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Технічна продуктивність

Параметри	Швидкість переміщення виконавчого органу V_p , м/хв				
	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0
Q_T	0,45	0,9	1,36	1,81	2,27
$K_{\text{тех}}$	0,77	0,67	0,59	0,52	0,48
$Q_{\text{тех}}$	20,8	36,2	48,14	56,5	65,4

2.1.4 Побудування номограми

Для вибору режимів роботи прохідницького комбайну будується номограма, на якій відображаються графіки залежностей: $P^{\text{вуг}} = f_1(V_{\text{п}})$, $P^{\text{пор}} = f_2(V_{\text{п}})$, $Q_{\text{т}} = f_3(V_{\text{п}})$, $Q_{\text{тех}} = f_4(V_{\text{п}})$, $W_{\text{вуг}} = f_5(V_{\text{п}})$, $W_{\text{пор}} = f_6(V_{\text{п}})$,

де $W_{\text{вуг}}$, $W_{\text{пор}}$ – питомі енерговитрати при руйнуванні відповідно вугільної та породної частин виробки.

$$W = \frac{P}{60Q_{\text{м}}}, \quad (2.14)$$

Для породної частини:

$$W_{\text{пор1}} = \frac{130}{60 \cdot 0,45} = 4,8,$$

$$W_{\text{пор2}} = \frac{182,2}{60 \cdot 0,9} = 3,4,$$

$$W_{\text{пор3}} = \frac{270,7}{60 \cdot 1,36} = 3,3,$$

$$W_{\text{пор4}} = \frac{355,6}{60 \cdot 1,81} = 3,15,$$

$$W_{\text{пор5}} = \frac{410}{60 \cdot 2,27} = 3.$$

Для вугільної частини:

$$W_{\text{вуг1}} = \frac{60}{60 \cdot 0,45} = 2,2,$$

$$W_{\text{вуг2}} = \frac{64,5}{60 \cdot 0,9} = 1,2,$$

$$W_{\text{вуг3}} = \frac{93,3}{60 \cdot 1,36} = 1,14,$$

$$W_{\text{вуг4}} = \frac{125,8}{60 \cdot 1,81} = 1,15,$$

$$W_{\text{вуг5}} = \frac{160}{60 \cdot 2,27} = 1,16.$$

На номограму наносяться лінії обмеження технічних можливостей машини:

- * за технічною продуктивністю комбайна з урахуванням допустимого тривалого ввімкнення двигуна;

- * за стійкою потужністю P_y відповідно до стійкого моменту обертання електродвигуна, величина якого обумовлена максимальною швидкістю механізму пересування;

- * за вильотом різця, значення якого обумовлене конструкцією різця та його установкою на виконавчому органі.

Технічна (середньогодинна) продуктивність машини $Q_{\text{тех.пв}}$, т/ГОД обумовлена тепловою характеристикою електродвигуна та визначається:

$$Q_{\text{тех пв}} = 0,6 \cdot Q_{\text{т}} \cdot \text{ПВ}, \quad (2.15)$$

ПВ - допустима тривалість вмикання двигуна при навантаженні, що виникає при роботі машини з продуктивністю $Q_{\text{т}}$.

Для гірничих машин:

$$P_{\text{пк}} = P_{\text{н}} \sqrt{\frac{60}{\text{ПВ}}}. \quad (2.16)$$

Швидкість подачі визначаємо за формулою:

$$V_n = \frac{P - a}{b}. \quad (2.17)$$

Всі отримані дані зводимо у таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 – Продуктивність, обумовлена тепловим нагрівом

Параметри	ПВ, %			
	100	60	40	25
$P_{пк}, \text{кВт}$	81,3	105	128,6	162,7
$V_{п}^{пор}, \text{м/хв}$	0,84	1,1	1,4	1,8
$Q_t^{пор}, \text{т/хв}$	0,4	0,5	0,6	0,8
$Q_{тех.пв}, \text{т/хв}$	50,4	39,6	33,6	27
$V_{вуг}^п, \text{м/хв}$	2,6	3,3	4,1	5,2
$Q_t^{вуг}, \text{т/хв}$	1,2	1,5	1,9	2,4
$Q_{техпв}^{вуг}, \text{т/хв}$	72	54	45,6	36

Визначається потужність відповідна стійкому обертовому моменту двигуна в умовах його живлення від шахтної електромережі.

$$P_y = \frac{M_y \pi_y}{9550}, \quad (2.18)$$

M_y - стійкий обертовий момент двигуна, Н*м;

π_y - частота обертання ротору двигуна відповідна стійкому обертовому моменту, об/хв.

$$\pi_y = \pi_c - M_y \frac{\pi_c - \pi_n}{M_n}, \quad (2.19)$$

$\pi_c = 1500$ об/хв. – синхронна частота обертання ротору;

$\pi_n = 1395$ об/хв. — номінальна частота обертання ротору;

$M_n = 1418$ Н*м – номінальний момент обертання двигуна.

Стійкий момент обертання двигуна:

$$M_y = \frac{M_{м.ф} K_{упр}}{K_m (1 + K_{кр} K_b)}, \quad (2.20)$$

$M_{м.ф} = 936 \text{ Н} \times \text{м}$ – максимальний момент обертання електродвигуна в умовах живлення його від реальної шахтної електромережі.

$M_m = 1300 \text{ Н} \times \text{м}$ – максимальний момент двигуна.

$K_{упр} = 0,8$ – коефіцієнт управління.

$K_m = 1,12$ – коефіцієнт, який враховує відношення амплітуди низькочастотного складника, яка складає максимальні навантаження, до середнього її значення;

$K_{кр} = 0,35$ – коефіцієнт, який враховує амплітуди високочастотного складника навантаження, до максимального значення низькочастотного навантаження;

K_b – коефіцієнт вирівнювання високочастотного складника навантаження.

$$K_b = \frac{1}{\sqrt{\left[1 - \left(\frac{f_n}{f_o}\right)^2\right]^2 + \left(\frac{f_n}{f_o}\right)^2 \frac{T_m}{T}}}, \quad (2.21)$$

$f_n = 15 \text{ Гц}$ – частота навантаження;

f_o – частота власних коливань системи, які не затухають.

$$f_o = \frac{1}{2\pi\sqrt{T^* T_m}}; \quad (2.22)$$

$$T = \frac{1}{\omega_c S_{кф}}, \quad (2.23)$$

$\omega_c = 2\pi f_c$ – кутова частота електромережі, Гц.

$$\omega_c = 2 * 3,14 * 50 = 314 \text{ Гц.} \quad (2.24)$$

$S_{\text{кф}} = 0,10 \text{ Н} \times \text{м}$ – фактичне критичне ковзання в умовах шахтної електромережі.

$$T = \frac{1}{314 * 0,07} = 0,09 \text{ с.}$$

$T_{\text{м}}$ - електромеханічна постійна часу, с.

$$T_{\text{м}} = \frac{GD_{\text{пр}}^2 \Pi_{\text{с}} S_{\text{кф}}}{375 * 2M_{\text{мф}}}, \quad (2.25)$$

$GD_{\text{пр}}^2$ - маховий момент системи, яка приведена до вала ротора двигуна, $\text{Н} \times \text{м}^2$.

$$GD_{\text{пр}}^2 = K_{\text{пр}} GD_{\text{р}}^2, \quad (2.26)$$

$GD_{\text{р}}^2 = 120 \text{ Н} \times \text{м}^2$ – маховий момент ротора двигуна;

$K_{\text{пр}} = 1,6$ – коефіцієнт приведення махового моменту трансмісії та виконавчого органа машини до вала ротора двигуна.

$$GD_{\text{пр}}^2 = 1,6 * 120 = 192 \text{ Н} \times \text{м}^2;$$

$$T_{\text{м}} = \frac{192 * 1500 * 0,07}{375 * 2 * 2250} = 0,012 \text{ с};$$

$$f_o = \frac{1}{2 * 3,14 * \sqrt{0,09 * 0,012}} = 4,84 \text{ Гц};$$

$$K_{\text{в}} = \frac{1}{\sqrt{\left[1 - \left(\frac{15}{4,84}\right)^2\right]^2 + \left(\frac{15}{4,84}\right)^2 \frac{0,012}{0,09}}} = 0,12;$$

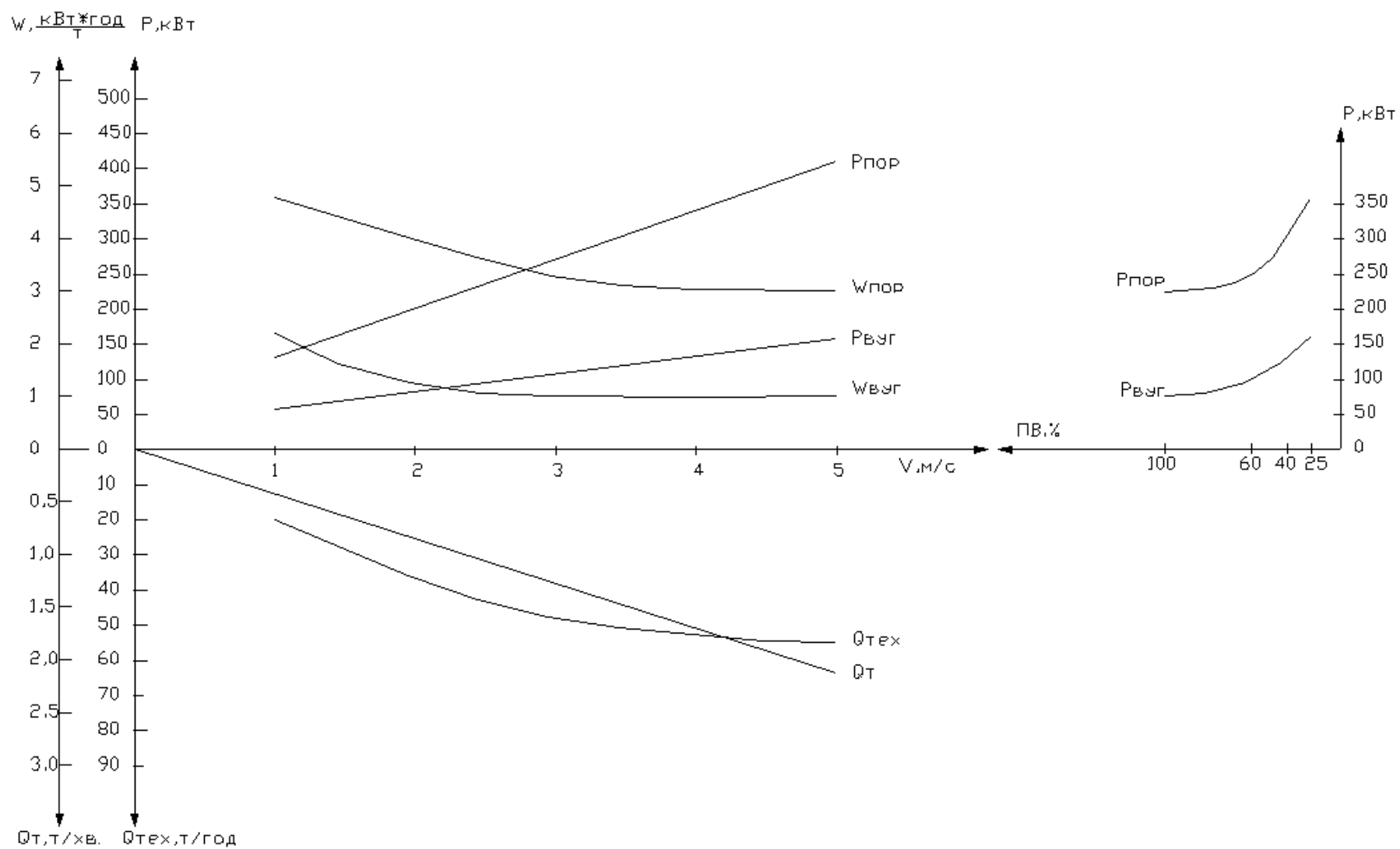


РИСУНОК 2.1 - НОМОГРАМА

$$M_y = \frac{936 \cdot 0,8}{1,12 \cdot (1 + 0,35 \cdot 0,12)} = 557 \text{ Н} \times \text{м};$$

$$n_y = 1500 - 557 \frac{1500 - 1450}{830} = 1466 \text{ об/хв.};$$

$$P'_y = \frac{557 \cdot 1466}{9550} = 85,5 \text{ кВт.}$$

Припустима товщина стружки:

$$h_{\text{ср.д}} \leq \frac{2l_p}{\pi} = \frac{2 \cdot 7}{3,14} = 4,45 \text{ см.} \quad (2.27)$$

Припустима швидкість подачі за вильотом різця:

$$V_{\text{п.д}} \leq l_p n_{\text{р.д}} n = 29 \cdot 4 \cdot 0,07 = 8,12 \text{ м/хв.} \quad (2.28)$$

2.1.5 Змінна продуктивність прохідницького комбайну та вибір режиму його роботи

Змінна експлуатаційна продуктивність машини.

$$Q_{\text{зм}} = \frac{1}{S_{\text{впр}}} \cdot Q_{\text{тех}}^{\text{взв}} (T_{\text{зм}} - t_{\text{п.з}} - t_{\text{вп}}) k'_e, \text{ т/зм}, \quad (2.29)$$

де $Q_{\text{тех}}^{\text{взв}}$ – середньовзвážена технічна продуктивність прохідницького комбайну в умовах змішаного вибою, м³/год;

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

$t_{\text{п.з}}$ – витрати часу на підготовчо-заключні операції; год., $t_{\text{п.з}} = 0,2$;

κ'_e – коефіцієнт, що ураховує перерви в роботі, $\kappa'_e = 0,8$

$t_{\text{вп}}$ – витрати часу на висадження та провітрювання забою, год., $t_{\text{в.п}} = 0,8$.

$$Q_{\text{тех}}^{\text{взв}} = \frac{(S_{\text{впр}}^{\text{вуг}} + S_{\text{впр}}^{\text{пор}}) Q_{\text{тех}}^{\text{вуг}} \cdot Q_{\text{тех}}^{\text{пор}}}{S_{\text{впр}}^{\text{вуг}} \cdot Q_{\text{тех}}^{\text{пор}} + S_{\text{впр}}^{\text{пор}} \cdot Q_{\text{тех}}^{\text{вуг}}}; \quad (2.30)$$

де $S_{\text{впр}}^{\text{пор}}, S_{\text{впр}}^{\text{вуг}}$ - площа відповідно породної та вугільної частини підготовчого вибою, м^2 .

$$Q_{\text{тех}}^{\text{взв}} = \frac{(5,7 + 6,1) 7,2 \cdot 50,4}{5,1 \cdot 50,4 + 6,1 \cdot 72} = 58,3;$$

$$Q_{\text{зм}} = \frac{1}{11,2} \cdot 58,3 (6 - 0,2 - 0,8) \cdot 0,8 = 20,8 \text{ т/зм}.$$

2.2 Удосконалення обладнання прохідницького комбайна

2.2.1 Різець прохідницького комбайна

Для більш ефектного оброблення вибою пропонується різець для прохідницького комбайна. На рисунку 2.2,а (рисунок 2.2,а) зображено різець комбайна, на рисунку 2.2,б (рисунок 2.2,б) – породоруйнуючий інструмент при руйнуванні масиву, загальний вид.

Різець для гірських машин містить циліндричну державку 1 для установки з можливістю обертання в різцетримачі 2, що закріплений на робочому органі 3 гірські машини (не показана). Подовжня вісь симетрії робочої голівки 4 розташована на подовжній осі симетрії державки. На торці робочої голівки виконані основне 5 і додаткові 6 гнізда для розміщення

відповідно основний 7 і додаткових 8 твердосплавних уставок, установлених рівномірно по окружності, центр якої розташований на подовжній осі симетрії робочої голівки.

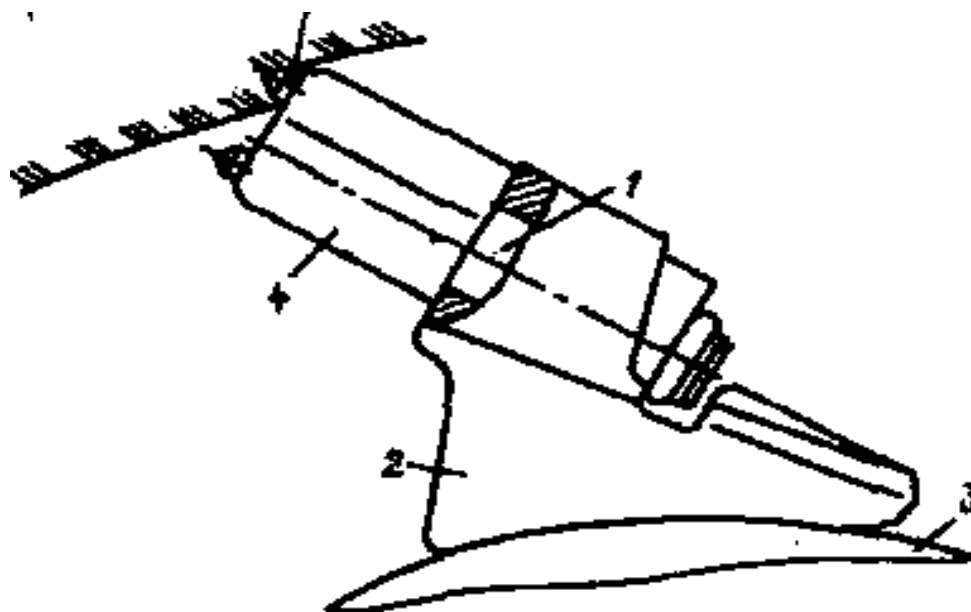
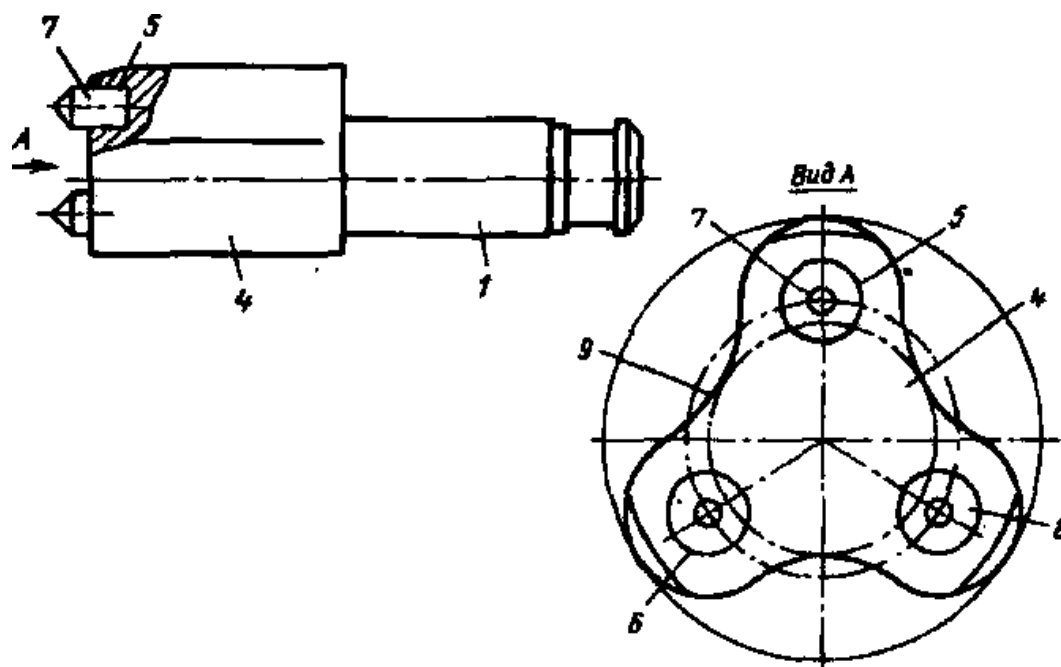


Рисунок 2.2 – Різець прохідницького комбайна

Для захисту робочої голівки останню доцільно виконати циліндричної форми з подовжніми циліндричними виїмками 9 на її бічній поверхні. При цьому виїмки розташовані симетрично щодо подовжньої осі робочої голівки між твердосплавними вставками і плавно сполучені з бічною поверхнею робочої голівки.

Різець для гірських машин працює в такий спосіб. У процесі роботи відбувається контакт різця з матеріалом, що руйнується, а через переміщення його по площині руйнування відбувається обертання його навколо подовжньої осі. У зв'язку з цим кожна твердосплавна вставка поперемінно взаємодіє з матеріалом, що руйнується, і як наслідок зменшує свій знос.

Таким чином, застосування різця принаймні з трьома твердосплавними вставками дозволяє значно підвищити термін служби різця, а отже, підняти продуктивність роботи гірських машин.

2.2.2 Штрекова установка для уловлювання пилу

Інколи зрошення для повного знепилювання не вистачає, тому доцільно буде застосувати додаткові засоби по пилоподавленню такі, як штрекова установка, що уловлює пил. На рисунку 2.3а (рисунок 2.3а) показано розріз штрекової установки, що уловлює пил; на рисунку 2.3б (рисунок 2.3б) – схема розподілення пилоповітряних струменів в призабійній частині при роботі установки. Штрекова установка, що уловлює пил, складається із всмоктувального консольного жорсткого трубопроводу 1, механізму 2 пересування, вентилятора-пиловловлювач (пилососу) 3, системи рециркуляції зрошувальної води, яка має насос, фільтр, розташовані в піддоні 4, та глушителя шуму 5. Всмоктувальний трубопровід 1 має укриття-огородження 6, яке обмежує розповсюдження запилюваного від забою повітря, та водяні

ежектори 7 додаткового очищення, які живляться від системи рециркуляції. Трубопровід 1 встановлено з можливістю консольного висування відносно пересувної монорейки 8 на всю свою довжину (6 – 8 м) до незакріпленого призабійного простору.

Механізм 2 пересування установки складається із пересувної монорейки 8, підвісних та підтискний 10 ковзанок, роликів 11, що відклоняють, та лебідки 12 подачі. За допомогою підвісних ковзанок 9 на монорейці 8 змонтована несуча рама 13. Пересувну монорейку 8 та несучу раму 13 закріплюють поперемінно до арочного кріплення штреку підвісками 14 та 15 відповідно. З роликів 11, що відхиляють, та лебідкою 12 подачі може взаємодіяти канат 16. Підвіски 14 та 15 мають однакові захвати 17, які скобою 18 та кронштейном 19 обхвачують профіль арочного кріплення 20 та зтягуються на ньому гайками 21. Віссю 22 до кронштейну 19 приєднується регулюючий гвинт 23, який дозволяє змінювати висоту підвісок 14 та 15 і цим регулювати похил установки в вертикальній площині. Одна з підвісок 14 та 15 на монорейці та рамі виконана рухомою для компенсації можливої різності у кроці встановлення кріплення. До складу штрекової установки, що уловлює пил, 24 може конструктивно включатися один або кілька блоків, що уловлюють пил, кожний з яких має всмоктувальний трубопровід 1 із вмонтованим до нього одним або кількома водоповітряними ежекторами, пиłosос та глушитель шуму, а кількість таких блоків може бути визначено в залежності від перетину виробки та кількості повітря, що відсмоктується. Блоки, що уловлюють пил, разом з системою для рециркуляції рідини, що змочує, та лебідкою 12 закріплені на несучій рамі 13, яка встановлена з можливістю переміщення на підвісних ковзанках 9 по монорейці 8.

Штрекова установка, що уловлює пил, працює наступним чином.

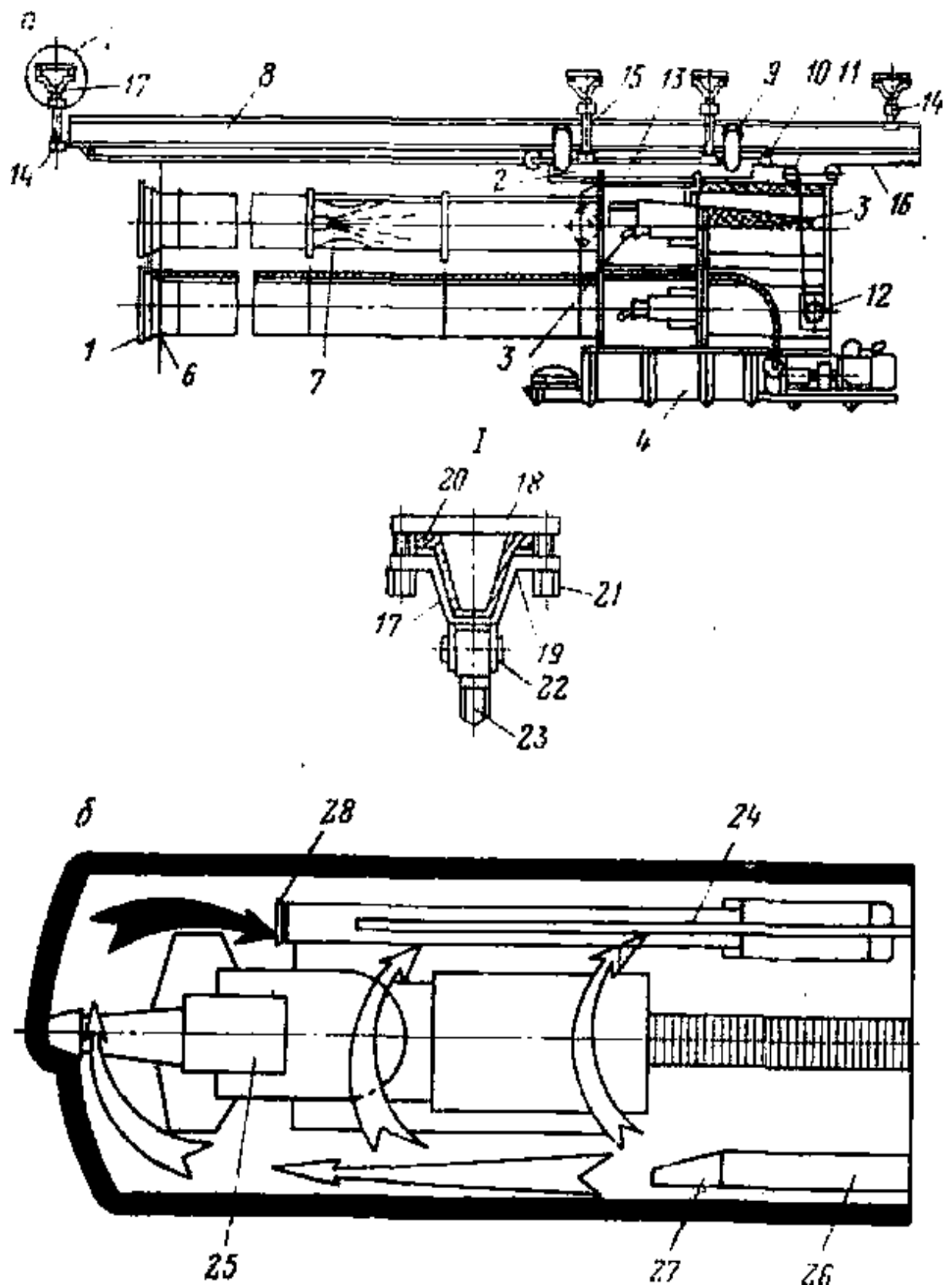


Рисунок 2.3 – Штрекова установка для уловлювання пилу

Установку 24, що уловлює пил, розміщують у одного із бортів гірничої виробки (штреку), у вибої якого працює комбайн 25. Провітрювання вибою здійснюють за допомогою трубопроводу 26, що нагнітає повітря, з повітророздавальником 27 від вентилятора місцевого провітрювання, встановленими у протилежного борту виробки. Комбайн 25 пересувається вздовж виробки, руйнуючи вибій своїм виконавчим органом та утворюючи при цьому велику кількість пилу. Призначення повітророздавальника 27 – утворити в призабійному просторі задане поле швидкостей, яке характеризується тим, що вздовж стінки утворюється швидкісний струмінь по всій висоті виробки, яка омиває вибій, забирає пил та уносить його до всасу 28 установки, що уловлює пил та забезпечує всмоктування запилюваного повітря і його очищення у трубопроводі 1, що всмоктує, і пиłosосі 3.

Додаткове очищення повітря, що відсмоктується, в трубопроводі 1 може здійснюватися в декілька ступенів в залежності від кількості ежекторів (вмонтованих водоповітряних). Відпрацьована забруднена вода збирається при цьому в піддоні 4, очищується та знов подається до трубопроводу 1. Втрати води у системі рециркуляції компенсуються автоматично з протипожежного трубопроводу. Відфільтрований пил періодично виводиться з піддону 4. Рециркуляція води, що змочує, дозволяє витратити на уловлення пилу практично любую необхідну кількість цієї води, забезпечуючи найвищу ефективність уловлення пилу та не побоюватись при цьому затоплення вибою або самого місця розташування установки.

Робота механізму пересування установки складається в поперемінному переміщенні пересувної монорейці 8 та несучої рами 13 відносно друг друга та загального пересування відносно штрекового кріплення верхняків (арок). Пересувна монорейка 8 підвісками 14 закріплена до арок кріплення, а підвіски 15 несучої рами 13 вільні від кріплення. В такому стані установка за допомогою лебідки 12 та каната 16 може пересуватися по монорейці 8 услід за пересуванням комбайна, забезпечуючи оптимальну відстань від кінця

трубопроводу 1 до вибою і найбільшу ефективність уловлювання пилу. Коли несуча рама 13 з закріпленими на ній вузлами установки, що уловлює пил, доходить до краю монорейці 8, вона зупиняється та підвішується до верхняків кріплення підвісками 15. Підвіски 14 звільняються від кріплення та монорейка 8 лебідкою 12 подається вперед на всю довжину. Потім монорейка підвішується підвісками 14 до кріплення, а несуча рама 13 знімається з підвісок 15, та цикл повторюється знову.

Застосування установки дозволяє підвисити ефективність уловлювання пилу та збільшити продуктивність праці.

2.3 Розрахунок вентилятора місцевого провітрювання

Умови для розрахунку:

Максимальна довжина виробки – 1200 м

Усічення у світу – 11,8 м²

Середня температура – 24° С

1. Розхід повітря для провітрювання призабійного простору.

1.1. Розхід повітря за метановиділенням:

$$Q_{зп} = \frac{100 \cdot I_{зп}}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 0,2}{1 - 0,5} = 40 \text{ м}^3 / \text{хв} , \quad (2.31)$$

де $Q_{зп}$ – розхід повітря для провітрювання призабійного простору;

$I_{зп}$ – метановиділення у призабійний простір;

C – допустима концентрація CH_4 у струмені, що виходе;

C_0 – концентрація CH_4 у струмені, що надходить.

1.2. Розхід повітря за кількістю людей у призабійному просторі:

$$Q_{зп} = 6 \cdot n_r = 6 \cdot 3 = 18 \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.32)$$

де n_r – максимальна кількість людей у привибійному просторі.

1.3. Розхід повітря за мінімальною швидкістю:

$$Q_{зп} = 60 \cdot S \cdot V_{\min} = 60 \cdot 11,8 \cdot 0,25 = 177 \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.33)$$

де $V_{\min}$ – мінімально допустима швидкість повітря у виробці.

1.4. Розхід повітря за мінімально допустимою швидкістю у залежності від температури:

$$Q_{зп} = 20 \cdot S \cdot V_{\min} = 20 \cdot 11,8 \cdot 0,25 = 59 \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.34)$$

де $V_{\min}$ – мінімально допустима швидкість повітря в виробці у залежності від температури.

2. Розхід повітря для провітрювання усієї тупикової виробки.

2.1. Розхід повітря за газовиділенням:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot k_n \cdot I_{п}}{C - C_o} = \frac{100 \cdot 1 \cdot 0,281}{0,5 - 0,1} = 70,25 \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.35)$$

де $I_{п} = 0,281 \text{ м}^3/\text{хв}$ – виділення CO_2 у тупиковій виробці;

k_n – коефіцієнт нерівномірності газовиділення.

2.2. Розхід повітря за числом людей у тупиковій виробці:

$$Q_{зп} = 6 \cdot n_r = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Після проведення розрахунків приймаємо максимальний розхід повітря $Q_{зп} = 177 \text{ м}^3/\text{хв} = 2,95 \text{ м}^3/\text{с}$.

2.3. Розхід повітря для провітрювання механізмів та електроапаратури:

$$Q_k = \frac{16,7 \sum_{i=1}^{n_e} N_{yi} (1 - \eta) k_{zi} + 0,8 \sum_{i=1}^{n_m} N_{mi}}{26 - t_{bx}} = \frac{16,7 \cdot 300(1 - 0,94) \cdot 1 + 0,8 \cdot 400}{26 - 24} = 275 \text{ м}^3/\text{хв},$$

де N_{yi} – потужність електроустановки у камері, кВт; ураховуються установки, що працюють одночасно;

η_i – к.к.д. електроустановки;

k_{iz} – коефіцієнт, що ураховує тривалість роботи електроустановки в продовж доби; для установки з тривалістю безперервної роботи 1 год. та більше = 1;

N_{mi} – потужність трансформатору, який встановлений у камері, кВА;

n_e – число електроустановок, які працюють одночасно;

n_m – число трансформаторів, які працюють одночасно;

t_{bx} – температура повітря в виробці перед камерою в найбільш теплий місяць року, $^{\circ}\text{C}$; для діючих шахт визначається як середня за результатами трьох вимірювань в продовж місяця; при проектуванні нових (реконструкцій діючих) приймаємо рівною мінімально допустимій температурі повітря на вході у камеру згідно "Санітарних правил" за устроєм та складом підприємств вугільної промисловості.

3. Вибір засобів провітрювання тупикової виробки.

3.1. Так як на шахті приймається нагнітальний спосіб провітрювання тупикових виробок, то вибираємо діаметр гнучкого вентиляційного трубопроводу.

3.2. Коефіцієнт витрат для гнучкого вентиляційного трубопроводу приймаємо у залежності від довжини й прийнятого розходу повітря.

При : $Q_{зп} = 177 \text{ м}^3/\text{хв} = 2,95 \text{ м}^3/\text{с}$

$$d_{тр} = 0,8 \text{ м}$$

$$l_{тр} = 1200 \text{ м}$$

$$k_{ут.тр.} = 1,05$$

3.3. Аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.з}} = Z_{\text{тр}}(l_{\text{тр}} + 20 d_{\text{тр}} n_1 + 10 d_{\text{тр}} n_2), \quad (2.36)$$

де $Z_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір трубопроводу, $Z_{\text{тр}} = 0,0161$ км/м;

n_1 і n_2 – поворотів трубопроводу на 90° та 45° відповідно.

$$R_{\text{тр.з}} = 0,0161(1200 + 10 \cdot 0,8 \cdot 1) = 19,45 \text{ км.}$$

4. Вибір вентилятора місцевого провітрювання.

Визначаємо потрібну подачу ВМП:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{п}} \cdot k_{\text{ут.тр.}} = 275 \cdot 1,65 = 454 \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.37)$$

Тиск вентилятора:

$$h_{\text{г}} = Q_{\text{г}}^2 \cdot R_{\text{тр.з}} \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр.}}} + 0,41 \right)^2 = 7,56^2 \cdot 19,45 \left(\frac{0,59}{1,65} + 0,41 \right)^2 = 654 \text{ даПа}.$$

На основі виконаних розрахунків складаємо таблицю 2.4.

Таблиця 2.4 – Характеристика вентиляційної установки

$Q_{\text{г}}, \text{м}^3/\text{с}$	1	2	3	4	5	6	7	8
$h_{\text{г}}, \text{даПа}$	11,5	45,8	103	183	286	412	561	732,6

Приймаємо до встановлення вентилятор місцевого провітрювання типу ВМЭ2-8, який має характеристику:

діаметр робочого колеса, мм	800
номінальна подача, $\text{м}^3/\text{хв}$	600
номінальний тиск, даПа	320
потужність електродвигуна, кВт	55
максимальний ККД	0,63
частота обертання, хв^{-1}	500
маса, кг	1400
габарити, мм	1150×1000

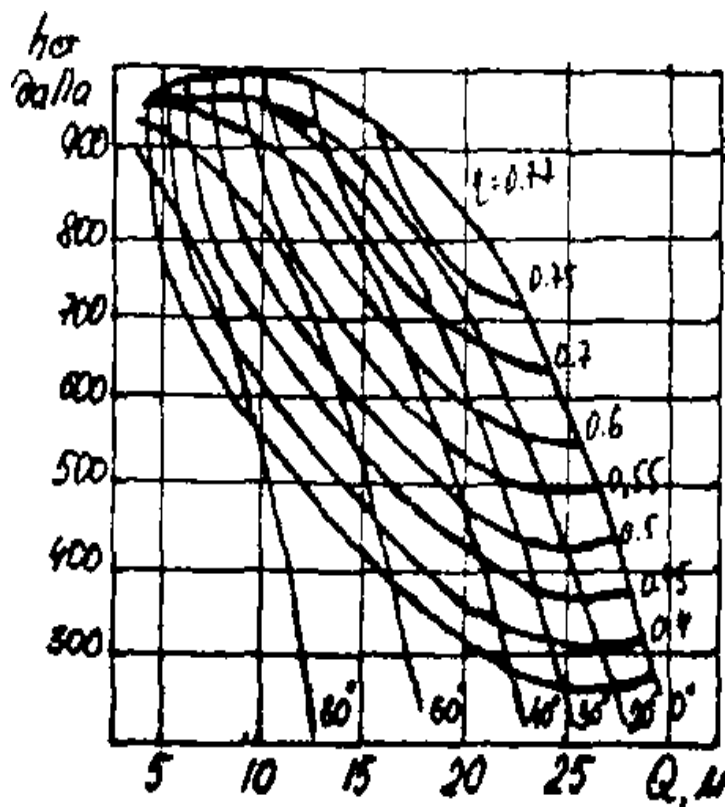


Рисунок 2.4 – Аеродинамічні характеристики вентилятора місцевого провітрювання

2.4 Електропостачання підготовчих виробок

На безпеку робіт в значній мірі впливає принцип побудування схем електропостачання, і розташування апаратів та захисних засобів в виробках. Схема електропостачання повинна забезпечити зручність і безпеку виконання монтажних, ремонтних і налагоджених робіт, а також управління машинами і комплексами. Механізований підготовчий вибій становить виробничу ділянку, на якій всі застосовані машини і механізми знаходяться в тісному технологічному зв'язку. Це, в свою чергу, вимагає ув'язання електропостачання і системи управління.

При розробці і комплектуванні схем електропостачання окремих вибійних машин і комплексів необхідно виконувати ряд вимог безпеки. Електроустаткування машин і електроустаткування, призначені для комплектування схем електропостачання машин і комплексів, повинно вибиратися з рівнем вибухозахисту РВ без системи автоматичного швидкодіючого вмикання. У виробках, що провадяться по породі, підготовчих виробках на пластах, небезпечними за викидами, необхідний захист за умови вимикання подачі електроенергії на весь час проведення робіт, починаючи з моменту підходу виробки до пласта на відстань не менше як 4м. На час струсного підривання в усіх виробках шахти, в які може потрапити метан після вибуху, подача електроенергії повинна бути відключена. Поновлення подачі електроенергії може бути здійснено тільки після перевірки вмісту метану в атмосфері виробки [15].

Апаратура (пускаті, магнітні станції, станції управління), призначені подавати електроенергію в виробки, по яким проходить вихідний струмінь, повинні установлювати в гарно закріплених виробках, провітрюємих свіжим струменем. Якщо ці апарати установлені в виробках з вихідним струменем, то вони, в свою чергу, повинні живитися від групового апарата, установленного в виробках зі свіжим струменем. Це дає можливість на випадок загазування виробок, в яких розташовується електроустаткування і кабелі, вимикати напругу, не вимикаючи інших споживачів, розміщених в виробках з непорушеним режимом провітрювання. В випадку встановлення в виробках з вихідним струменем підстанції необхідно її живлення від комплектних розподільчих пристроїв, розміщених на свіжому струмені з захистом від витікання струму в мережах напругою 6000В. Вимикання ПДПП і РПП-6 дільниці повинне здійснюватися апаратами з короткозамикачами без витрати часу [15].

На прохідницьких комбайнах і породонавантажувальних машинах повинно передбачатися іскробезпечне живлення фар. У схемах

електроустаткування повинно передбачатися дистанційне вимикання пересувної дільничної понижуючої підстанції з місця їх встановлення. Подавати напругу в підготовчі вибої можна тільки апаратами з дистанційним управлінням. Це одна із важливих умов забезпечення безпеки. Виконання цієї умови здійснює при правильному розміщенні в виробках апаратів, які подають і вимикають напругу, їх взаєморозташування. Розподільчі пункти прохідницьких комплексів повинні встановлюватися на пластах пологого падіння в відкаточних штреках на свіжому струмені повітря.

В деяких випадках розміщення розподільчих пунктів в виробках з свіжим струменем повітря неможливо по технологічним умовам, тоді всі пускачі, від яких безпосередньо живляться машини, встановлюють в виробках з вихідним струменем повітря, але вони повинні живитися від апарата, встановленого на свіжому струмені повітря [15]. Таким чином здійснюється живлення машин тупикових виробок від розподільчого пункту, розташованому також в тупиковій виробці, яка в свою чергу живиться від групового пускача, який звичайно знаходиться на свіжому струмені. В якості групового апарата часто застосовують автоматичні вимикачі або магнітні пускачі з місцевим управлінням, але слід застосовувати з дистанційним управлінням. При цьому пульт управління, з якого можна подавати напругу в вибій або зняти напругу з кабелю, що живить розподільний пункт тупикової виробки, повинен розташовуватись безпосередньо в тупиковій виробці на розподільчому пункті.

Більш складними варіантами схем електропостачання слід рахувати такі, в яких джерела живлення, наприклад пересувні дільничні понижуючі підстанції, розташовують на вихідному струмені повітря в тупиковій виробці. В такому випадку знімання напруги з всіх елементів схеми електропостачання здійснюється апаратом захисту високої напруги.

Отже, комплектні розподільні пристрої (КРП) високої напруги, які живлять підстанції, встановлені в тупикових виробках і на вихідном струмені, повинні мати дистанційне управління. Для такої мети пригодні КРУВ-6, пульт

управління якими повинен розташовуватись безпосередньо у підстанції. Така схема легко здійснюється при живленні пересувних підстанцій кабелями з допоміжними жилами, наприклад, марки ЕВТ. Крім того, застосовуємі системи дистанційного управління апаратами, що подають напругу в кабелі, скорочують час знаходження кабелів під напругою. Виконання цієї умови необхідно тому, що кабелі в зв'язку з зрівняно низькою міцністю їх оболонок і великою протяжністю є найбільш пошкоджуючими елементами схем електропостачання, а пошкодження кабеля під напругою може бути причиною вибуху, пожежі, поразки людей струмом.

Допускається встановлення вибухобезпечних пересувних підстанцій у виробках, що провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання (ВМП), за умови застосування апаратури автоматичного газового захисту і контролю подачі повітря вентилятором, яка діє на КРП цієї підстанції, що встановлена на свіжому струмені повітря [16]. В електричній мережі напругою понад 120 В, від якої живляться ці підстанції, повинні застосовуватися захист від витікання струму (замикання) та заземлення .

Вентиляційні установки тупикових виробок, небезпечних за газом, повинні бути споряджені апаратами телемеханічного управління і контролю за роботою ВМП. Для забезпечення безперервної роботи ВМП його пускач повинен підключатися до вводу спільного автоматичного вимикача розподільного пункту.

2.5 Розрахунок кабельної мережі підготовчих діляниць

Мережі розраховують по допустимому струму на кабелі за умовою їх нагріву і перевіряються по допустимій втраті напруги в нормальному і пусковому режимах.

Номінальний струм всіх допоміжних приводів комбайна:

$$I = \frac{K_c \Sigma P}{\sqrt{3} U \cos \varphi} = \frac{0.5 \cdot 227 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 660 \cdot 0.6} = 166.4. \quad (2.38)$$

Номінальний струм головних двигунів ріжущого органа:

$$I = \frac{K_3 \Sigma P}{\sqrt{3} U \cos^2} = \frac{0.8 \cdot 320 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 1140 \cdot 0.70} = 189.4.$$

Вибираємо переріз кабелів для допоміжних споживачів $S=70 \text{ мм}^2$, для головних $S=95 \text{ мм}^2$.

Розрахуємо допустиме віддалення робіт в підготовчих ділянках від їх початку.

Втрата напруги в магістральному кабелі визначається:

$$\Delta U_m = \frac{PRm + XmQ}{U} = \frac{PRm(1 + \frac{Xm}{Rm} \times \frac{Q}{P})}{U} = \frac{PRm(1 - \operatorname{tg} \varphi \cdot \operatorname{tg} \varphi_k)}{U}; \quad (2.39)$$

де $\operatorname{tg} \varphi = Q/P$ – реактивний коефіцієнт навантаження;

$\operatorname{tg} \varphi_k = Xm/Rm$ – реактивний коефіцієнт параметра кабеля.

Тоді:

$$\begin{aligned} \Delta U &= \frac{PRm(1 + \frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} \times \frac{\sin \varphi_k}{\cos \varphi_k})}{U} = \frac{RP(\cos \varphi \cdot \cos \varphi_k + \sin \varphi \cdot \sin \varphi_k)}{U \cos \varphi \cdot \cos \varphi_k} = \frac{PRm \cos(\varphi - \varphi_k)}{U \cos \varphi \cdot \cos \varphi_k} = \\ &= \frac{PZm \cos(\varphi - \varphi_k)}{U \cos \varphi}; \end{aligned} \quad (2.40)$$

де $P = K_c P_n$ – навантаження на кабель.

$$\frac{\Delta U \% U}{100} = \frac{Kc P_H Z_0 L_k \cos(\varphi - \varphi_k)}{U \cos \varphi}; \quad (2.41)$$

де L_k – довжина кабелю;

Z_0 – питомий опір кабелю.

З останнього рівняння одержимо:

$$\Delta U_m \% = \frac{100 Kc P_H c P_H Z_0 \cos(\varphi - \varphi_n)}{U^2 \cos \varphi} \quad (2.42)$$

Втрата напруги в трансформаторі:

$$\Delta U_{mp} = \frac{P \cdot R_{mp} \cdot (1 + \frac{X_{mp}}{R_{mp}} \cdot \frac{Q}{P})}{U} = \frac{P \cdot R_{mp} \cdot \cos(\varphi_{mp} - \varphi)}{U \cos \varphi_{mp} \cos \varphi} = \frac{Sp \cdot Z_m \cdot \cos(\varphi_{mp} - \varphi)}{U}; \quad (2.43)$$

Опір трансформатора визначається:

$$Z_{mp} = \frac{U_{k3}}{I_H} = \frac{U_{k3} \% U}{100 \sqrt{3} \cdot I_H} = \frac{U_{k3} \% U_2}{100 \sqrt{3} \cdot I_H \cdot U} = \frac{U_{k3} \% U_2}{100 S_{HH}}; \quad (2.44)$$

З урахуванням значення опору трансформатора з попереднього рівняння одержимо:

$$\Delta U_{mp} \% = \frac{100 Sp \cdot \frac{U_{k3mp} \% U^2}{100 S_{mn}} \cos(\varphi_{mp} - \varphi)}{U^2} = BU_{k3mp} \% \cdot \cos(\varphi_{mp} - \varphi); \quad (2.45)$$

Сумарна втрата напруги в трансформаторі і в магістральному кабелі не повинна перевищувати допустиму втрату напруги в нормальному режимі роботи.

$$\Delta U_{\text{доп.н}} \% > U_{\text{тр.н}} \% + \Delta U_{\text{тк}} \%$$

тоді,

$$\Delta U_{\text{доп.н}} \% > B \cdot U_{\text{кз.тр}} \cdot \cos(\varphi_{\text{тн}} \cdot \varphi) + 100 P_{\text{н}} \cdot K_{\text{с}} \cdot Z_{\text{о}} \cdot L_{\text{к}} \cdot \cos(\varphi - \varphi_{\text{н}}) / U^2 \cdot \cos \varphi$$

Звідки допустима протяжність виробки:

$$L_{\text{к}} < \frac{(\Delta U \sin \% - B U_{\text{кз.тр}} \% \cos(\varphi_{\text{тр}} - \varphi)) U^2 \cos \varphi}{100 K_{\text{с}} P_{\text{н}} Z_{\text{о}} \cos(\varphi - \varphi_{\text{н}})} = \frac{(\Delta U \cos \% - B U_{\text{кз.тр}} \% \cos(\varphi_{\text{тр}} - \varphi)) U^2}{100 B S_{\text{нм}} Z_{\text{о}} \cos(\varphi - \varphi_{\text{н}})}. \quad (2.46)$$

За одержаною формулою розрахуємо граничні довжини магістральних кабелів для прохідницьких виробок для трансформаторів потужністю $S_{\text{тн1}}=400\text{кВА}$ і $S_{\text{тн2}}=630\text{кВА}$, якщо вони завантажені на коефіцієнт завантаження $B_{\text{тн}}=0,85$. Розрахуємо в цих випадках струми магістральних кабелів при напрузі $U=660\text{В}$.

$$I_{1_{400}} = \frac{B \cdot S_{\text{нм1}}}{\sqrt{3}U} = \frac{0,85 \cdot 400 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 660} = 298 \text{А}. \quad (2.47)$$

$$I_{2_{630}} = \frac{B \cdot S_{\text{нм2}}}{\sqrt{3}U} = \frac{0,85 \cdot 630 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 660} = 470 \text{А}.$$

За таблицею навантаження допустимих струмів вибираємо перерізи кабелів, але переріз не повинен перевищувати 95мм^2 , так як він обмежується допустимим розміром, що входить в шахтну апаратуру. Як бачимо, один кабель не забезпечує такий струм, тоді треба приймати два паралельних кабелів. Для

першого трансформатора потужністю $S_{\text{TH1}} = 400 \text{ кВА}$ – два кабеля з перерізом 50 мм^2 , а для трансформатора потужністю $S_{\text{TH2}} = 630 \text{ кВА}$ – два кабеля з перерізом по 95 мм^2 . Опір лінії з двома паралельними кабелями з перерізом $S_1 = 50 \text{ мм}^2$ складає по таблиці $Z_{10} = 0,369/2 = 0,185 \text{ Ом/км}$, а другої лінії з двома паралельними кабелями з перерізом $S_2 = 95 \text{ мм}^2$ складає $Z_{20} = 0,205/2 = 0,103 \text{ Ом/км}$. Фазові параметри ліній: першої $\varphi_{\text{к1}} = 13^\circ$, а другої $\varphi_{\text{к2}} = 23^\circ$. Фазові параметри трансформаторів по таблиці $\varphi_{\text{TP1}} = 75^\circ$, $\varphi_{\text{TP2}} = 77^\circ$. Напруга короткого замкнення в відсотках $U_{\text{кз}} = 3,5\%$. Допустима втрата напруги в нормальному режимі в відсотках $U_{\text{доп}}\% = 10\%$. По параметрам мережі визначаємо її граничну довжину.

Для трансформатора $S_{\text{TH1}} = 400 \text{ кВА}$:

$$L_{400} = \frac{(10 - 0.8 \cdot 3.5 \cdot \cos(75^\circ - 45^\circ)) 660^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 400 \cdot 10^3 \cdot 0.363 \cdot \cos(45^\circ - 13^\circ)} = 670 \text{ м.}$$

Для трансформатора $S_{\text{TH2}} = 630 \text{ кВА}$.

$$L_{630} = \frac{(10 - 0.8 \cdot 3.5 \cdot \cos(77^\circ - 45^\circ)) 660^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 630 \cdot 10^3 \cdot 0.205 \cdot \cos(45^\circ - 23^\circ)} = 694 \text{ м.}$$

Тобто допустиме віддалення від трансформатора не більше 670-695 м. При більшій довжині виробок можливо перейти на „мінусові” отпайки, тобто на 5%, і тоді $\Delta U_{\text{доп}} = 15\%$. Розрахуємо довжину.

$$L_{400} = \frac{(15 - 0.8 \cdot 3.5 \cdot \cos(75^\circ - 45^\circ)) 660^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 400 \cdot 10^3 \cdot 0.363 \cdot \cos(45^\circ - 15^\circ)} = 1020 \text{ м.}$$

$$L_{630} = \frac{(15 - 0.8 \cdot 3.5 \cdot \cos(77^\circ - 45^\circ)) 660^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 630 \cdot 10^3 \cdot 0.205 \cdot \cos(45^\circ - 23^\circ)} = 1140 \text{ м}$$

Підвищується допустима довжина проходження виробок до 1020-1140м. При більших довжинах проходження виробок підстанції треба переносити в виробку, що проводиться, і включати по схемі відокремленого живлення, які розглянемо нижче.

Зробимо розрахунок граничної довжини виробок при застосуванні в мережі напруги $U_H=1140V$ і трансформаторів потужністю $S_{TH1}=630kVA$ і $S_{TH2}=1000kVA$. Визначаємо струми в мережі при напрузі $U_H=1140V$.

$$I_{1ном630} = \frac{BS_{TH1}}{\sqrt{3}U} = \frac{0.8 \cdot 630 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 1140} = 256A.$$

$$I_{2ном1000} = \frac{BS_{TH2}}{\sqrt{3}U} = \frac{0.8 \cdot 1000 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 1140} = 406A.$$

Для першої мережі приймаємо два паралельних кабеля – 2шт. по $3 \times 50mm^2$, для другої – 2шт. по $3 \times 95mm^2$.

Визначаємо граничні довжини виробок для нормального режиму, тобто $U_{доп}=10\%$.

$$L_{630} = \frac{(\Delta U_{доп} \% - BU_{k3} \% \cos(\varphi_{mp} - \varphi)) U^2}{100 \cdot BS_{TH1} \cdot Z_o \cos(\varphi - \varphi_0)} = \frac{(10 - 0.8 \cdot 3.5 \cos(77^\circ - 45^\circ)) \cdot 1140^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 630 \cdot 10^3 \cdot 0.369 \cos(45^\circ - 13^\circ)} = 1150m.$$

При потужності трансформатора 1000кВА:

$$L_{1000} = \frac{(10 - 0.8 \cdot 3.5 \cos(79^\circ - 45^\circ)) \cdot 1140^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 1000 \cdot 10^3 \cdot 0.205 \cos(45^\circ - 23^\circ)} = 1313m.$$

При переключенні підстанції на положення „мінус 5%”:

$$L_{630} = \frac{(15 - 0.8 \cdot 3.5 \cos(77^\circ - 45^\circ)) \cdot 1140^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 630 \cdot 10^3 \cdot 0.369 \cos(45^\circ - 13^\circ)} = 2160 \text{ м.}$$

$$L_{1000} = \frac{(15 - 0.8 \cdot 3.5 \cos(79^\circ - 45^\circ)) \cdot 1140^2 \cdot 2}{100 \cdot 0.8 \cdot 1000 \cdot 10^3 \cdot 0.205 \cos(45^\circ - 23^\circ)} = 2168 \text{ м.}$$

Перехід на напругу мережі підготовчих діляниць на 1140В забезпечується проходження виробок протяжністю до 2000м. Для проходження виробок більшої довжини, трансформаторні підстанції встановлюють в виробки, що провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання з застосуванням автоматичного обладнання контролю повітря за газом і пилом виробок.

Обособлена схема електропостачання споживачів підготовчої діляниці зображено на рисунку 2.5.

2.6 Економічний ефект

В роботі запропоновано перевести прохідницьку діляницю з напруги $U_1=660\text{В}$ на напругу $U_2=1140\text{В}$. В магістральних кабелях при напрузі $U_1=660\text{В}$ проходять струми $I_1=442\text{А}$, при напрузі $U_2=1140\text{В}$ струми $I_2=256\text{А}$. Довжина кабельної лінії в першому випадку $L_1=0,66\text{км}$, в другому $L_2=1,1\text{км}$. Розрахуємо витрати енергії на 1 км.

$$\Delta P_{1cp} = \frac{\Delta U_1 I_1 L_1}{2 \cdot l_{1\phi}} = \frac{0,066 \cdot 442 \cdot 1}{0,65 \cdot 2} = 22,4 \text{ кВт / год.} \quad (2.48)$$

$$\Delta P_{2cp} = \frac{0,114 \cdot 256 \cdot 1}{1,1 \cdot 2} = 13,27 \text{ кВт/год.}$$

Різниця витрат енергії:

$$\Delta P = \Delta P_{1cp} - \Delta P_{2cp} = 22,4 - 13,27 = 9,13 \text{ кВт/год.} \quad (2.49)$$

Витрата за рік:

$$W_B = \Delta P \cdot t_{зм} \cdot N = 9,13 \cdot 18 \cdot 300 = 49302 \text{ кВт/год.} \quad (2.50)$$

Кошти за збереження електроенергії:

$$C_B = C_0 W = 1,92 \cdot 49302 = 94659,84 \text{ грн.} \quad (2.51)$$

де $C_0 = 1,92 \text{ грн./кВт} \times \text{год}$ – вартість активної енергії.

При проходженні виробки при напрузі $U_H = 660 \text{ В}$ довжиною $L = 1 \text{ км}$ необхідно було б застосувати роздільний трансформатор ТСВ 6/6,3 потужністю $S_{TH} = 630 \text{ кВт}$, який коштує в середньому $C_{TH} = 1133000 \text{ грн}$, допоміжний КРУВ-6 коштує $C_{крув} = 425000 \text{ грн.}$, високовольтний кабель довжиною $L_B = 0,5 \text{ км}$:

$$C_K = L_B \cdot C_{ок} = 1000 \cdot 500 = 500000 \text{ грн.} \quad (2.52)$$

Аппаратура контролю за газом $C_a = 240000 \text{ грн.}$

Сумарна величина збереження коштів по одній підготовчій ділянці:

$$C = C_B + C_{TH} + C_{крув} + C_K + C_a = \\ 94659,84 + 1133000 + 425000 + 500000 + 240000 = 2392569,84 \text{ грн.}$$

ВИСНОВКИ

В даній роботі було проведено розрахунок зусиль різання на виконавчому органі прохідницького комбайна, побудована номограма для вибору оптимального режиму роботи прохідницького обладнання. Виконано розрахунок необхідної кількості повітря та обрано вентилятор місцевого провітрювання. Заходи по підвищенню надійності та довговічності прохідницького комбайна (застосування різця нової конструкції, встановлення штрекової установки для повітря очищення від пилу) дозволяють зменшити простої комбайна та збільшити швидкість проходження виробок. Виконано аналіз можливих схем електропостачання прохідницької ділянки за втратою напруги. Загальний річний економічний ефект від пропонуємих заходів складе більше 2 млн. грн.

СПИСОК ПОСИЛАНЬ

1. Ярембаш И.Ф., Мороз В.Д., Ворхлик И.Г., Костюк И.С. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт. – 2-е изд., перераб. и дополн. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – 288 с.
2. Свободная шахтёрская энциклопедия MiningWiki: Шахта «Красноармейская Западная» [Электронный ресурс] / Офіційний веб сайт. Режим доступу: http://miningwiki.ru/wiki/%D0%A8%D0%B0%D1%85%D1%82%D0%B0_%C2%AB%D0%A0%D0%BE%D1%81%D1%81%D0%B8%D1%8F%C2%BB. – Назва з екрана.
3. ООО "РУКМашСЕРВИС" Крепь механизированная ДМ. [электронный ресурс]. URL: <http://rukmarshservis.narod.ru/01comple/dm.php.htm> (дата звернення 03.06.2018).
4. ООО "АЛЬТА-РУСЬ" Основные технические параметры скрепкового конвейера СЗК 228. [электронный ресурс]. URL: http://www.altarus.cz/download/dulni_technika/dopravnik_SZK228.pdf (дата звернення 03.06.2018).
5. ПАО "ШУ "Покровское". Экскурс в историю предприятия. [электронный ресурс]. URL: <http://pokrovskoe.com.ua/company/history>.
6. ООО "Юргинский машзавод". Техническая характеристика комбайна проходческого КПО-50. [электронный ресурс]. URL: <http://www.yumz.ru/product/mine/prohod/kpu50/> (дата звернення 03.06.2018).
7. АО "Копейский машиностроительный завод". Технические характеристики погрузочной машины МПКЗ. [электронный ресурс] URL: <http://www.kopemash.ru/products/1/69.html> (дата звернення 03.06.2018).
8. ОАО "Александровский машиностроительный завод". Технические характеристики ленточных конвейеров с шириной ленты 1000мм. [электронный ресурс]. URL: http://www.amz.perm.ru/storages/pdf/conv_1000.pdf.

9. ООО "Завод Амплитуда". Технические характеристики аккумуляторного электровода АРВ5Т. [электронный ресурс]. URL://www.amplituda-zvd.com/proizvodstvo/shaxtnye-elektrovozy/akkumulyatornyj-elektrovoz-arv5t/ (дата звернення 03.06.2018).

10. Хорин В. Н. Машины и оборудование для угольных шахт. – М.: Недра, 1984. – 248 с.: ил.

11. Методические указания к выполнению курсового проекта по курсу "Горные машины и комплексы". Коновалов В.И., Осокин П.А. Донецк ДПИ. – 1987.

12. Методичні вказівки до курсового проектування "Електропостачання гірничих підприємств". Коваленко І.І. Красноармійськ. 1998.

13. Пейсахович Г.Я., Ремизов И.П. Подземный транспорт шахт и рудников. Справочник. М., Недра, 1985.

14. Щадов М.И., Владыченко И.М. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1986.

15. Дзюбан В.С., Риман Я.С., Маслий А.К. Справочник энергетика угольной шахты. М.: Недра, 1983. – 542 с.

16. Охрана труда: Учебник для вузов / К.З.Ушаков, Б.Ф.Кирин, Н.В.Ножкин и др. Под ред. К.З.Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624 с.

17. Техническое обслуживание и ремонт горно-шахтного оборудования/ А.Н.Коваль, А.М.Горлин, В.И.Чекавский и др. – М.: Недра, 1987. – 344 с. (Б-ка электромеханика шахты).

18. Справочник механика угольной шахты / А.И. Пархоменко, В.И.Остапенко, И.М.Митько и др. М.: Недра, 1985. – 448 с.

19. Дзюбан В.С., Риман Я.С., Маслий А.К. Справочник энергетика угольной шахты. М.: Недра, 1983. – 542 с.

20. Охрана труда: Учебник для вузов / К.З.Ушаков, Б.Ф.Кирин, Н.В.Ножкин и др. Под ред. К.З.Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624 с.