

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

кафедра електромеханіки та машинобудування
(повна назва кафедри)

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

В.В. Калиниченко

“ ” 20 року

Дипломна робота

бакалавра

(освітній ступінь)

на тему: «Підвищення ефективності роботи електромеханічного обладнання
 видобувної ділянки для умов товариства з додатковою відповідальністю
 «Шахта «Білозерська»»

Виконав: студент 3 курсу, групи ЕЛКЗп-19і
(шифр групи)

спеціальність 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка
(шифр і назва напрямку підготовки, спеціальності)

Конякін В.В.

(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

доц. каф. УГВ, к.т.н., доц. Сергієнко О.І.

(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)

Луцьк – 2022р.

АНОТАЦІЯ

Конякін В.В. Підвищення ефективності роботи електромеханічного обладнання видобувної ділянки для умов товариства з додатковою відповідальністю «Шахта «Білозерська» / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «бакалавр» за спеціальністю 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка – ФМЕХТ ДВНЗ «ДонНТУ», Луцьк, 2022.

В якості видобувного обладнання для умов товариства з додатковою відповідальністю «Шахта «Білозерська» застосовано видобувний комбайн РКУ13 зі шнековими виконавчими органами, механізоване щитове чотирьохстійочне кріплення типу 4КД90 та двохшвидкісний скребковий конвеєр типу КСД27. Було розраховано продуктивності та знайдено раціональний режим роботи видобувного обладнання з урахуванням обмежень швидкості подачі (за швидкістю кріплення, продуктивністю конвеєра лави, навантажувальною спроможністю, вильотом різця, стійкою потужністю та газовим фактором). Виконано розрахунок електропостачання обладнання видобувної ділянки підвищеною напругою з використанням комутаційної апаратури з більш надійними вакуумними контакторами.

ШАХТА, ПЛАСТ, СЕКЦІЯ, ВИДОБУВНИЙ КОМБАЙН, ШВИДКІСТЬ ПОДАЧІ, ПРОДУКТИВНІСТЬ, КОНВЕЄР, ТРАНСФОРМАТОР, КОМУТАЦІЙНА АПАРАТУРА, СТРУМ, УСТАВКА, ЄМНІСТЬ

ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	6
1 СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ «БІЛОЗЕРСЬКА»	7
1.1 Характеристика родовища	7
1.2 Коротка характеристика стаціонарних установок	9
2 ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ ВИДОБУВНОЇ ДІЛЬНИЦІ ДЛЯ УМОВ ТОВАРИСТВА З ДОДАТКОВОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ «ШАХТА «БІЛОЗЕРСЬКА»	14
2.1 Характеристика умов роботи та обладнання видобувної дільниці	14
2.2 Визначення енергетичних показників роботи видобувного комбайну	16
2.3 Визначення продуктивностей видобувного комбайна	19
2.4 Визначення раціонального режиму роботи видобувного комбайна	22
2.5 Навантаження на видобувну дільницю	28
2.5.1 Добове навантаження на видобувну дільницю за технічними можливостями комбайна	28
2.5.2 Добове навантаження на видобувну дільницю за газовим чинником	30
2.6 Електропостачання обладнання видобувної дільниці	33
2.6.1 Споживачі електроенергії видобувної дільниці та вибір трансформатора дільниці	33
2.6.2 Розрахунок та вибір низьковольтних кабельних мереж	35
2.6.3 Розрахунок струмів короткого замикання в низьковольтній мережі	41
2.6.4 Вибір низьковольтних апаратів і уставок максимального захисту	43
2.6.5 Перевірка якості роботи захисту від витоків струму на землю	45
2.7 Загальні правила безпеки на видобувній дільниці	47
ВИСНОВОК	49
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	50
ДОДАТКИ	51

ВСТУП

В даний час одним з головних напрямів підвищення ефективності роботи вітчизняних вугільних підприємств є концентрація гірничих робіт та інтенсифікація виробничих процесів на основі створення та використання нової високопродуктивної, надійної та безпечної гірничої техніки. Основними машинами, що застосовуються у шахтах, є машини, призначені для видобутку вугілля та проведення підготовчих виробок. Такі машини називаються відповідно видобувні та прохідницькі комбайни. Для кріплення очисних виробок, як правило, використовується механізоване кріплення, яке не тільки захищає привісний простір від обвалення гірничих порід, але і дозволяє керувати гірничим тиском. Незважаючи на велику номенклатуру видобувного обладнання, необхідно не тільки правильно обрати основні складові механізованого комплексу для заданих гірничо-геологічних умов, але і визначити раціональний режим його роботи. Це забезпечить роботу обладнання видобувної ділянки з найменшими енерговитратами та приведе до максимально можливої продуктивності. Не останнє місце в цьому відіграє правильно підібрана схема електропостачання видобувних робіт з використанням надійного електрообладнання.

1 СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ «БІЛОЗЕРСЬКА»

1.1 Характеристика родовища

Шахта «Білозерська» утворена в 1968 році в результаті об'єднання шахт №3 «Добропілля», №1-біс та №4 Гнилушинських, введених в експлуатацію в 1954-1955 роках із проектною потужністю відповідно 600, 200 і 150 тис. т вугілля на рік. Поле шахти розташоване в північно-західній частині Красноармійського геолого-промислового району, поруч з шахтами «Алмазна» та «Свято-Покровська», ділянкою Добропольською Капітальною. За адміністративним розподілом ця площа входить у Добропільський район Донецької області України. Рельєф поля шахти «Білозерська» являє собою слабохолмистую степову рівнину, пересічену мережею балок, приурочених до долини ріки Бик. Велика частина поверхні ділянки використовується для сільськогосподарських цілей, полгі схили балок задерновані, круті – оголені. Джерелом подачі електроенергії є повітряна електролінія, що входить у високовольтну мережу «Донбасенерго».

Поле шахти «Білозерська» розташовано в північно-західній частині Красноармійського вугленосного району і складено комплексом осадових порід середнього і частиною верхнього карбону, що відносяться до свит c_2^5 , c_2^6 , c_2^7 , c_3^1 . Кам'яновугільні відкладення представлені прошарками різних по складу і потужності шарів піщаників, аргиллитів і алевролітів з прилеглими до них малопотужних шарів вапняків та вугілля.

Поле шахти розташоване в тектонічному блоці між Добропільським і Красноармійськими насуваннями, у висячому крилі останнього. Простягання порід – північно-західне, падіння – північно-східне під кутом 10° – 13° . Помітних пликативних дислокацій у межах шахтного поля не спостерігається.

Виробки шахти в основному сухі, за винятком верхніх обріїв, пласти яких виходять під наноси. В очисних вибоях капьож, як правило, з'являється при повільному просуванні, коли порушується сплошність безпосередньої покрівлі

до самої лінії вибою, та при вивалах поблизу тріщинуватих зон і дрібних тектонічних порушень. Раптові прориви води відбувалися при посадці основної покрівлі по тріщинах, що утворилися. Обводненість порід і циркуляція води по нашаруванню різко знижують стійкість, породи піддувають, розмокають, сповзають, що в результаті приводить до завалів очисних вироблень. В даний час шахта розробляє пласти m_5^{lg} , l_8+l_{8H} і l_3 .

Зазвичай шахта працює у наступному режимі:

- число робочих днів у році – 326;
- робочий тиждень – семиденна безперервна;
- число робочих змін у добу на очисних роботах – 4 (3 зміни з видобутку вугілля й одна ремонтно-підготовча);
- число робочих змін у добу по проведенню підготовчих вироблень – 4 (3 зміни з проведення виробок та одна ремонтно-підготовча);
- тривалість зміни для робітників, зайнятих на підземних роботах – 6 годин, на поверхні – 8 годин.

Потужність шахти була встановлена 1500 тис.т вугілля в рік. В міру поглиблення гірничих робіт знижувався фактичний видобуток вугілля, встановлювалася нова виробнича потужність шахти. Промислові запаси складають 80,6млн. т. Термін служби шахти при видобутку порядку 900 тис. т вугілля в рік з урахуванням згорання гірничих робіт – 89 років.

Провітрювання усіх виймальних ділянок здійснюється за зворотноточною схемою: свіжий струмінь повітря надходить по ярусних конвеєрних штреках; струмінь, що виходить, виводиться по ярусних вентиляційних штреках.

Видобуток з підготовчих вибоїв, за отриманими даними за останні п'ять років роботи шахти, складав в середньому 5% від загального видобутку за рік.

Охорона розкриваючих і підготовлюючих (похилих) виробок здійснюється ціліками вугілля. Похилі вироблення в панелях розроблювальних шарів розташовується разом, що виключає їхній підріток і скорочує втрати вугілля в ціліках для їхньої охорони.

1.2 Коротка характеристика стаціонарних установок

Шахта «Білозерська» не небезпечна по раптових викидах і внесена до свержкатегорійних за метаном. Відносна газобагатість шахти дорівнює $17,0\text{м}^3/\text{т}$ добового видобутку, абсолютна – $17,6\text{м}^3/\text{хв}$. Шахта небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Спосіб провітрювання шахти – всмоктувальний, схема провітрювання – комбінована. Провітрювання шахти здійснюється трьома вентиляторними установками, розташованими біля скіпового ствола колишньої шахти №3, у шурфів №3, №4 і №5. Депресія, що розвивається вентиляторними установками, дорівнює: на скіповому стволі колишньої шахти №3 – 180даПа, на шурфі №3 – 390даПа, на шурфах №4 та 5 – 580даПа. Розрахункова витрата повітря для провітрювання шахти складає $227,0\text{м}^3/\text{с}$, забезпеченість повітрям 141%. Незважаючи на те що шахта забезпечена розрахунковою кількістю повітря, окремі споживачі їм не забезпечені, тому що через вентиляційні спорудження в шахті через недостатню герметизацію витoki повітря перевищують нормативні в 2,5 рази. Підсмоктування через поверхневі спорудження скіпового ствола колишньої шахти №3 перевищують нормативні у 3,8 рази.

На шахті застосовуються дегазація супутників і ізолюваний відвід метану з виробленого простору шарів l_3 і l_8 . Шпури діаметром 36 – 42мм на супутники шарів l_3 і l_8 буряться з ярусного конвеєрного штреку попереду очисного вибою електрогідравлічними бурами ЕБПГ1 через 6,0м з довжиною шпура 40–43м. Наявність метану в метаноповітряній мережі 25-70%, при вмісті метану менше 25% шпур відключається від дегазаційного трубопроводу.

Для дегазації повітря виробленого простору шарів l_3 і l_8 на ярусних вентиляційних штреках за лавою викладаються кліті зі шпального бруса, у клітях поміщають перфоровану свічу, що приєднується до дегазаційного трубопроводу, прокладеному по штреку. Кліть та свіча ізолюються суцільною

чураковою перемичкою. Перфоровані свічі встановлюють через 30м, вміст метану в метаноповітряній суміші 2 – 7%.

Вентиляторні установки розміщуються біля головного ствола промплощадки №3, біля шурфі №3 промплощадки №4 і 5 (одна установка на обидва ці шурфи). Стан устаткування вентиляторних установок задовільний. Регулювання режимів роботи здійснюється зміною кута установки лопаток направляючого апарата вентилятора, реверсування вентиляційного струменя повітря – переключенням положення ляд у каналах установки. Устаткування вентиляторних установок відповідає нормативним вимогам.

На шахті застосовується багатоступінчаста схема водовідливу.

Водовідливні установки розташовані:

гор.200 м – в білястволовому дворі клітьового стовбура колишньої шахти №3: насосна камера на 5 насосних установок, дві гілки водозбірників сумарною ємністю 4200м^3 у світлі;

гор.550 м – у похилих виробках шару l_3 першої ступіні: насосна камера на 4 насосні установки, дві гілки водозбірників сумарною ємністю 2200м^3 у світлі.

Сумарний приплив води, що надходить у шахту, складає $560\text{ м}^3/\text{год}$.

Розкриття шахтного поля здійснюється вертикальними стволами: скіповим та клітьовим колишньої шахти №3, головним і вентиляційним колишньої шахти №4, шурфами №3, 4 і 5, а також горизонтальними квершлагами на горизонт 200м та 550м.

Скіповий ствол колишньої шахти №3 призначений для видачі вугілля на поверхню і виходу вихідного струменя повітря від провітрювання виробок і камер приствоного двору гор.220м, а також похилого конвеєрного квершлагоу на пласт l_3 , обладнаний двохскіповим підйомом.

Клітьовий ствол колишньої шахти №3 служить для спуска-підйому людей, матеріалів і устаткування, подачу в шахту свіжого струменя повітря на пласти l_3 , m_4^0 , m_4^2 , m_5^1 , обладнаний двохклітьовим підйомом.

Головний (скіповий) ствол колишньої шахти №4 призначений для видачі вугілля на поверхню з пласту m_5^1 та подачі свіжого струменя повітря на пласти l_8 , m_4^0 , m_4^2 , m_5^1 , обладнаний двохскіповим підйомом.

Вентиляційний ствол колишньої шахти №4 служить для подачі свіжого струменя повітря на пласти l_8 , m_4^0 , m_4^2 , m_5^1 , спуска-підйому людей і матеріалів, обладнаний одноклітьовим підйомом.

Проектом розкриття і підготовки гор. 830м передбачено проведення головного ствола діаметром 7м, допоміжного ствола діаметром 8м, а також вентиляційної свердловини діаметром 4м на пласт l_3 .

Шурф №3 розташований на промисловій площадці колишньої шахти №4, призначений для виходу вихідного струменя повітря з гірничих виробок пластів l_8 , m_4^0 , m_4^2 , m_5^1 , а також підйому людей в аварійній ситуації, обладнаний одноклітьовим підйомом. Шурф експлуатується до глибини 180м, інша його частина (глибиною 152м) – затоплена.

Шурфи №4 таі 5 служать для виходу вихідного струменя повітря з гірничих виробок пласту l_3 , шурф № 3 обладнаний одноклітьовим підйомом.

Квершлагами горизонту 200м, пройденими від пласту k_8^t до пласту m_4^2 , шахтне поле за падінням (до відмітки мінус 950м) розділено на дві нерівні частини: бремсбергову довжиною до 750м та похилу – до 3400м.

На шахті прийнята панельна схема підготовки пластів, що відпрацьовуються, m_5^1 , l_8 , l_3 . Розміри панелей складають за падінням – 1,7 км, за простяганням – до 4км. Відпрацьовування ярусів у панелях виконуються в спадному порядку зворотним ходом. Підготовка панелей здійснюється трьома похилими виробками: похилом (бремсбергом), вантажним та людським хідниками. Вантажні та людські хідники обладнані однокінцевими підйомами, похили – стрічковими конвеєрами і лебідками. Усі підготовчі виробки шахти закріплені металевим арковим кріпленням зі спецпрофілю. Затягування боків і покрівлі виробок – залізобетонна, а в ярусних штреках – дерев'яна.

Система розробки пластів – довгі стовпи за простяганням, відпрацьовування виймальних діляниць ведуться від меж панелей до панельних похилих виробок. Порядок відпрацьовування ярусів у панелях – спадний з переходом, як правило, лав через один ярус, тому що перехід у суміжний ярус неможливий через погашення штреків за лавами. Охорона ярусних вентиляційних штреків здійснюється ціликами вугілля і зведенням дворядної органки і ряду дерев'яних клітей. Охорона ярусних конвеєрних штреків здійснюється шляхом пробивання уздовж штреку дворядної органки і викладенню на пласті m_5^1 по одному ряду звичайних дерев'яних клітей та накатних. Керування покрівлею – повне обвалення.

Транспорт вугілля з лав виконується скребковими, а по ярусних штреках – стрічковими конвеєрами. Доставка матеріалів і устаткування по ярусних штреках здійснюється тяговими лебідками. Перевантаження вугілля з ярусних конвеєрних штреків на похили (бремсберги) виконується через бункер-схил.

Для розробки пласту I_3 застосовано стовпову систему розробки, тобто довгими стовпами по простяганням з відпрацьовуванням стовпа зворотним ходом. Підготування стовбів полягає у проведенні виймальних виробок: вентиляційного та конвеєрного штреків. Штреки проводяться вузьким вибоєм до меж панелі. На межі панелі проводять розрізну піч для монтування в ній привибійного обладнання і починають вести очисні роботи у напрямку похилу з погашенням транспортного та вентиляційного штреків позаду вибою. Транспортний та вентиляційний штреки проводяться у присічку до виробленого простіру. Перед початком робіт підготовлюється необхідна кількість лісоматеріалів, оглядається і при необхідності підсилюється кріплення штреків і місця виконання робіт.

Підготовка кожної панелі призводиться трьома похилими виробками: похилом, вантажним та людським хідником. Для охорони підготавлюючих виробок від проявів гірничого тиску залишають цілики вугілля. Суттєвість способу охорони полягає в тому, що підготавлюючі виробки проводять по

пласту вузьким вибоєм, а по обидва боки від виробки залишають цілики вугілля, які виконують охоронну роль від проявів гірничого тиску.

Ширина ціликів

$$l_{ц}=(1,1-1,2)l_{оп}=1,15*63,25=71,74\text{м} \quad (1.1)$$

$$\text{де: } l_{оп}=2*\sqrt{H*m}=2*\sqrt{500*2}=63,25\text{м}$$

$H=500\text{м}$ – глибина ведення робіт;

$m=2\text{м}$ – потужність пласта.

Цей засіб охорони простий за технологією виконання робіт, але мають місце втрати у ціликах.

2 ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ ВИДОБУВНОЇ ДІЛЬНИЦІ ДЛЯ УМОВ ТОВАРИСТВА З ДОДАТКОВОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ «ШАХТА «БІЛОЗЕРСЬКА» ВИБІР ЗАСОБІВ МЕХАНІЗАЦІЇ ДЛЯ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ

2.1 Характеристика умов роботи та обладнання видобувної ділянки

На шахтному полі пласт має складну будівлю. Потужність пласту на зазначеній площі коливається від 1,8 до 2,0м. Структура пласта показана на рисунку 2.1.



Рисунок 2.1 – Пласт І₃

Пласт І₃ має щільність вугілля – 1,5т/м³; опірність пласта різанню $A_p=206,8\text{Н/мм}$; кут падіння пласта – 11°.

Опірність пласта різанню при неоднорідній будові визначається за формулою:

$$A = \frac{1}{m} \cdot \sum_{i=1}^k A_{pi} \cdot m_i = \frac{0,85 \cdot 260 + 0,25 \cdot 230 + 0,9 \cdot 150}{0,85 + 0,25 + 0,9} = 206,8 \text{ Н/мм}, \quad (2.1)$$

де $k = 3$ – кількість складових частин в пласті;

A_{p_i} – опірність різанню складових частин пласта (трьох пачок),
 $A_{p1}=260 \text{ Н/мм}$, $A_{p2}=230 \text{ Н/мм}$, $A_{p3}=150 \text{ Н/мм}$;

m_i – потужність складових частин пласта, $m_1=0,85 \text{ м}$, $m_2=0,25 \text{ м}$, $m_3=0,9 \text{ м}$.

Засоби видобутку вугілля представлені основним обладнанням: видобувним комбайном РКУ13 (рисунок 2.2) з двома шнековими виконавчими органами діаметром 1.25м, механізованим щитовим чотирьохстійочним дворядним кріпленням типу 4КД90 (рисунок 2.3), двохшвидкісним скребковим конвеєром типу КСД27 (рисунок 2.4).



Рисунок 2.2 – Видобувний комбайн РКУ13 зі шнековим виконавчим органом



Рисунок 2.3 – Секції механізованого кріплення типу 4КД90

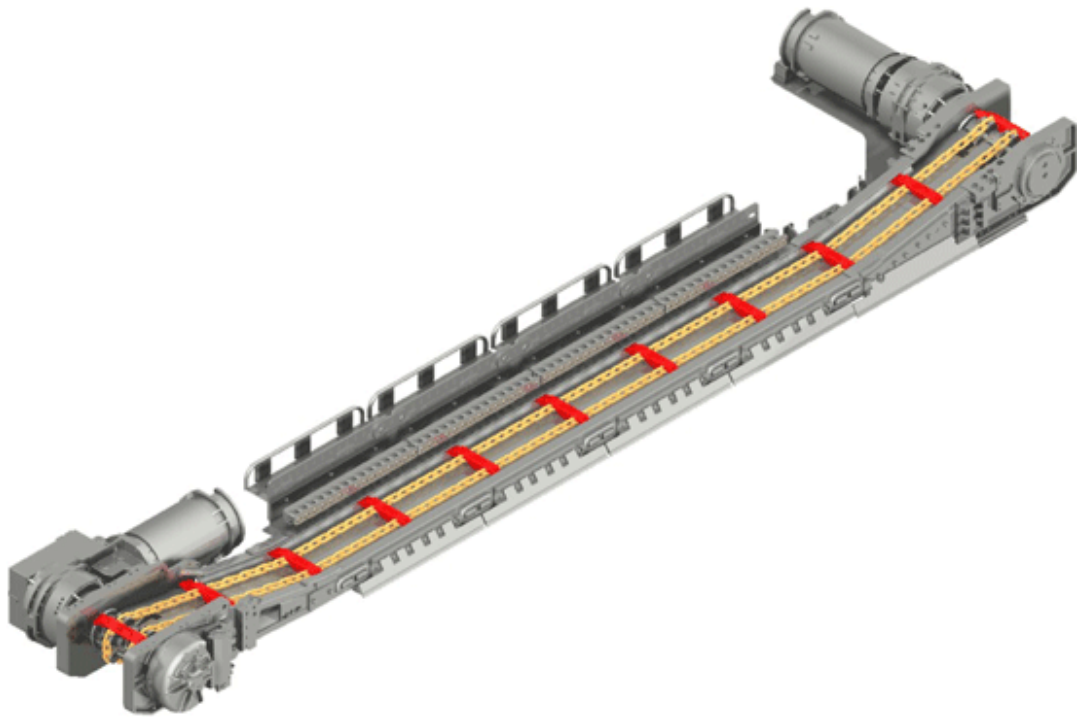


Рисунок 2.4 – Двохшвидкісний скребковий конвеєр типу КСД27

2.2 Визначення енергетичних показників роботи видобувного комбайну

Вихідні дані для розрахунку:

Середня потужність пласта, H , м	2
Кут падіння пласта, α , град	11,0
Щільність вугілля, γ , т/м ³	1,5
Опірність пласта різанню, Н/мм	206,8
Показник ступеня крихкості пласта при різанні (вугілля в'язке)	1,9
Ширина захоплення основного органа, B_z , м.....	0,63
Діаметр виконавчого органа, $D_{\text{и}}$, м.....	1,25
Кількість різців з характеристики комбайну, n_p , шт.	30
Тип основного різця	ЗР4-80
Тип торцювого різця	РК8Б
Число різців в одній лінії різання,	

відповідно $\beta = 0^\circ; \beta = 20^\circ; \beta = 30^\circ; \beta = 45^\circ$ п _{р.л} , шт.....	22, 2, 1, 5
Виліт різця ℓ_p , см	8
Швидкість різання, v_p , м/с.....	2,65
Частота обертання виконавчого органу $n_{\text{и}}$, хв ⁻¹	46
Максимальна швидкість подачі, $V_{\text{п}}$, м/хв.....	..5
Маневрова швидкість подачі, м/хв	10
Виконавчий орган:	
межа регулювання висоти від опорної поверхні конвеєра, мм ...	1120-1600
тип	шнековий
кількість шнеків, шт	2
Маса комбайна, m_k , кг	16500
Потужність, кВт	200
Кількість приводних електродвигунів двигунів, шт.....	2

Складемо рівняння енергетичної характеристики очисного комбайна в залежності від швидкості подачі $v_{\text{п}}$ у вигляді:

$$P_{\text{н.дв}} = P_o + P_{\text{lv}} \cdot v_{\text{п}} \quad (2.2)$$

де P_o – умовна потужність навантаження двигуна при $v_{\text{п}} = 0$, кВт;

P_{lv} – збільшення необхідної потужності електроприводу видобувного комбайна при зростанні $v_{\text{п}}$ на 1 м/хв, кВт·хв/м.

Величина P_o визначається за формулою:

$$P_o = 0,0025 \frac{v_p n_{\text{пп}}}{\eta} (\alpha + \beta A) \quad (2.3)$$

де v_p – середня швидкість різання виконуючих органів комбайна, значення якої для комбайну типу РКУ13 із виконавчими органами діаметром, рівним 1,25м, складає $v_p = 2,65$ м/с, [22],

n_{pp} – кількість різців шнеків, які одночасно ріжуть масив, шт:

$$n_{pp} = 0,5 \left(n_{p1} + n_{p2} \frac{H_p - D_1}{D_2} \right) \quad (2.4)$$

$\eta = 0,785$ – ККД редуктору електроприводу виконавчих органів комбайна;
 $\alpha = 46$ та $\beta = 0,275$ – коефіцієнти, які враховують енергетичні властивості пласта;

$A = 206,8$ Н/мм – опірність пласта різанню.

$$n_{pp} = 0,5 \cdot \left(30 + 30 \cdot \frac{2,0 - 1,25}{1,25} \right) = 24 \text{ шт.}$$

$$P_0 = 0,0025 \cdot \frac{2,65 \cdot 24}{0,785} \cdot (46 + 0,275 \cdot 206,8) = 20,84 \text{ кВт.}$$

Значення P_{1V} визначається за наступним виразом:

$$P_{1V} = 2 \cdot \frac{B_3 \cdot H_p \cdot \delta}{\eta} \cdot A, \text{ кВт} \quad (2.5)$$

де δ – коефіцієнт, який враховує крихкість вугілля; для вугілля марки КЖ $\delta = 0,06$.

$$P_{1V} = 2 \cdot \frac{0,63 \cdot 2,0 \cdot 0,06}{0,785} \cdot 206,8 = 39,8 \text{ кВт} \frac{\text{хв.}}{\text{м.}}$$

Знайдені значення P_0 і P_{1V} підставляємо у формулу (2.1).

$$P = 20,84 + 39,8 \times V_n, \text{ кВт.}$$

Схема відпрацювання пласта шнековими виконавчими органами видобувного комбайну зображена на рисунку 2.5.

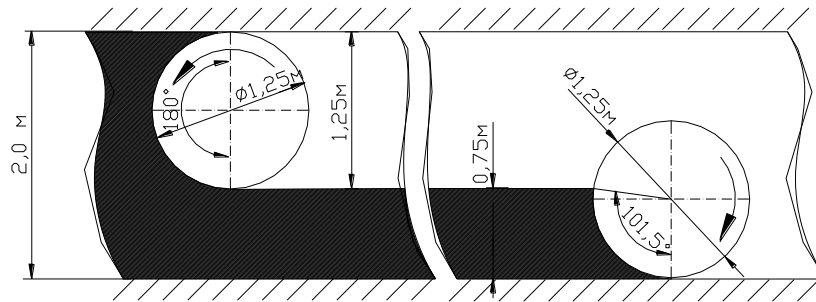


Рисунок 2.5 – Схема різання пласта

2.3 Визначення продуктивностей видобувного комбайна

Теоретична продуктивність видобувного комбайна РКУ13 визначається:

$$Q_m = H_p B_z V_n \gamma, \quad (2.6)$$

$$Q_m = 2,0 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot V_n = 1,89 \cdot V_n, \text{ м/хв.}$$

Технічна продуктивність видобувного комбайна РКУ13 буде:

$$Q_{mex} = 60 Q_m K_{tex}, \quad (2.7)$$

де K_{tex} – технічний коефіцієнт, який враховує безперервність роботи видобувного комбайна РКУ13.

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{K_z} + \frac{T_{mo} + T_{ko} + T_{zu}}{L} V_n}, \quad (2.8)$$

$K_z = 0,9$ – коефіцієнт готовності (надійності роботи) видобувного комбайна РКУ13;

$T_{mo} = 0$ хв – час на холостий перегон видобувного комбайна РКУ13;

$T_{ko} = 30$ хв – час виконання кінцевих операцій;

T_{zu} – час на заміну різців, які затупились.

$$T_{zu} = H_p B_z L Z_y t_p, \quad (2.9)$$

$L = 150$ м – довжина лави;

$Z_y = 0,0211$ шт/м³ – питомі витрати різців для даних умов;

$t_p = 1$ хв – витрата часу на заміну одного різця.

$$T_{zu} = 2,0 \times 0,63 \times 150 \times 0,0211 \times 1 \approx 3,99 \text{ хв.}$$

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{0 + 30 + 3,99}{150} V_n} = \frac{1}{1,11 + 0,227 \cdot V_n}.$$

$$Q_{mex} = \frac{113,4 \cdot V_n}{1,11 + 0,227 \cdot V_n}, m / год.$$

Експлуатаційна продуктивність видобувного комбайна РКУ13 визначається:

$$Q_e = 60 Q_m K_e, \quad (2.10)$$

K_e – експлуатаційний коефіцієнт при роботі видобувного комбайна РКУ13.

$$K_e = \frac{1}{\frac{1}{K_{mex}} + \frac{T_{on}}{L} V_n}, \quad (2.11)$$

$$K_e = \frac{1}{1,11 + 0,227 \cdot V_n + \frac{25}{150} V_n} = \frac{1}{1,11 + 0,394 \cdot V_n}.$$

$T_{on} = 25$ хв – час на усунення організаційних неполадок на суміжних ділянках шахти (конвеєрний транспорт, підйом та інше).

$$Q_e = \frac{113,4 \cdot V_n}{1,11 + 0,394 \cdot V_n}, m / год.$$

При подстановці в залежності продуктивностей $Q_m = f_1(V_n)$, $Q_{mex} = f_2(V_n)$ та $Q_e = f_3(V_n)$ відповідної швидкості подачі видобувного комбайна РКУ13 отримані значення занесемо до таблиці 2.1.

Продуктивність видобувного комбайна РКУ13 $Q_{ПВ}$, яка пов'язана з тепловим нагрівом електродвигуна, визначається:

$$Q_{ПВ} = 0,6 Q_m \times ПВ, \quad (2.12)$$

де ПВ – допустима тривалість вмикання електродвигуна, що виникає при роботі комбайна з продуктивністю Q_m . Для видобувного комбайна РКУ13 тривалість вмикання ПВ визначаємо за формулою:

$$ПВ = 60 \left(\frac{P_n}{P} \right)^2, \quad (2.13)$$

$$P = P_n \sqrt{\frac{60}{PB}}. \quad (2.14)$$

Швидкість подачі видобувного комбайна РКУ13 у цьому випадку знаходимо за формулою:

$$V_n = \frac{P - P_0}{P_{1V}}. \quad (2.15)$$

Розрахункові значення, отримані за вищепереліченими формулами, заносимо до таблиці 2.2.

2.4 Визначення раціонального режиму роботи видобувного комбайна

Вибір раціонального режиму роботи видобувного комбайна РКУ13 та видобувного комплексу загалом здійснюється за номограмою, за графіками залежностей $P = P_0 + P_{1V} \cdot V_n$; $P = f(PB)$; $Q_m = f(V_n)$; $Q_{mex} = f(V_n)$; $Q_e = f(V_n)$; $Q_{PB} = f(V_n)$; $W = f(V_n)$.

Питомі енерговитрати при видобутку вугілля визначаються:

$$W = \frac{P}{60Q_m}, \text{ кВт год/т} \quad (2.16)$$

де Q_m – теоретична продуктивність видобувного комбайна РКУ13, якій відповідає відповідна потужність P , т/хв.

Таблиця 2.1 – Дані продуктивностей видобувного комбайна

Параметр	Значення параметра												
Швидкість подачі V_n , м/хв	0	0,5	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6
Потужність на валу двигуна P , кВт	20,84	40,74	60,64	80,54	100,44	120,34	140,24	160,14	180,04	199,94	219,84	239,74	259,64
Теоретична продуктивність Q_t , т/год	0,00	56,70	113,40	170,10	226,80	283,50	340,20	396,90	453,60	510,30	567,00	623,70	680,40
Технічна продуктивність $Q_{тех}$, т/год	0,00	46,34	84,82	117,27	145,01	169,00	189,95	208,40	224,78	239,41	252,56	264,45	275,24
Експлуатаційна продуктивність Q_e , т/год	0,00	43,38	75,40	100,00	119,49	135,32	148,43	159,46	168,88	177,00	184,09	190,33	195,85
Енерговитрати W , кВт*год/т	-	0,719	0,535	0,473	0,443	0,424	0,412	0,403	0,397	0,392	0,388	0,384	0,382

Таблиця 2.2 – Дані потужності та продуктивності від тривалості вмикання

Параметр	Значення параметра			
Тривалість включення ПВ, %	100,00	60,00	40,00	25,00
Потужність на валу двигуна P , кВт	309,839	400	489,9	619,68
Швидкість подачі V_n , м/хв	7,26	9,53	11,79	15,05
Теоретична продуктивність Q_t , т/год	823,43	1080,32	1336,46	1706,24
Продуктивність за тривалістю включення $Q_{ТВ}$, т/год	823,43	648,19	534,58	426,56

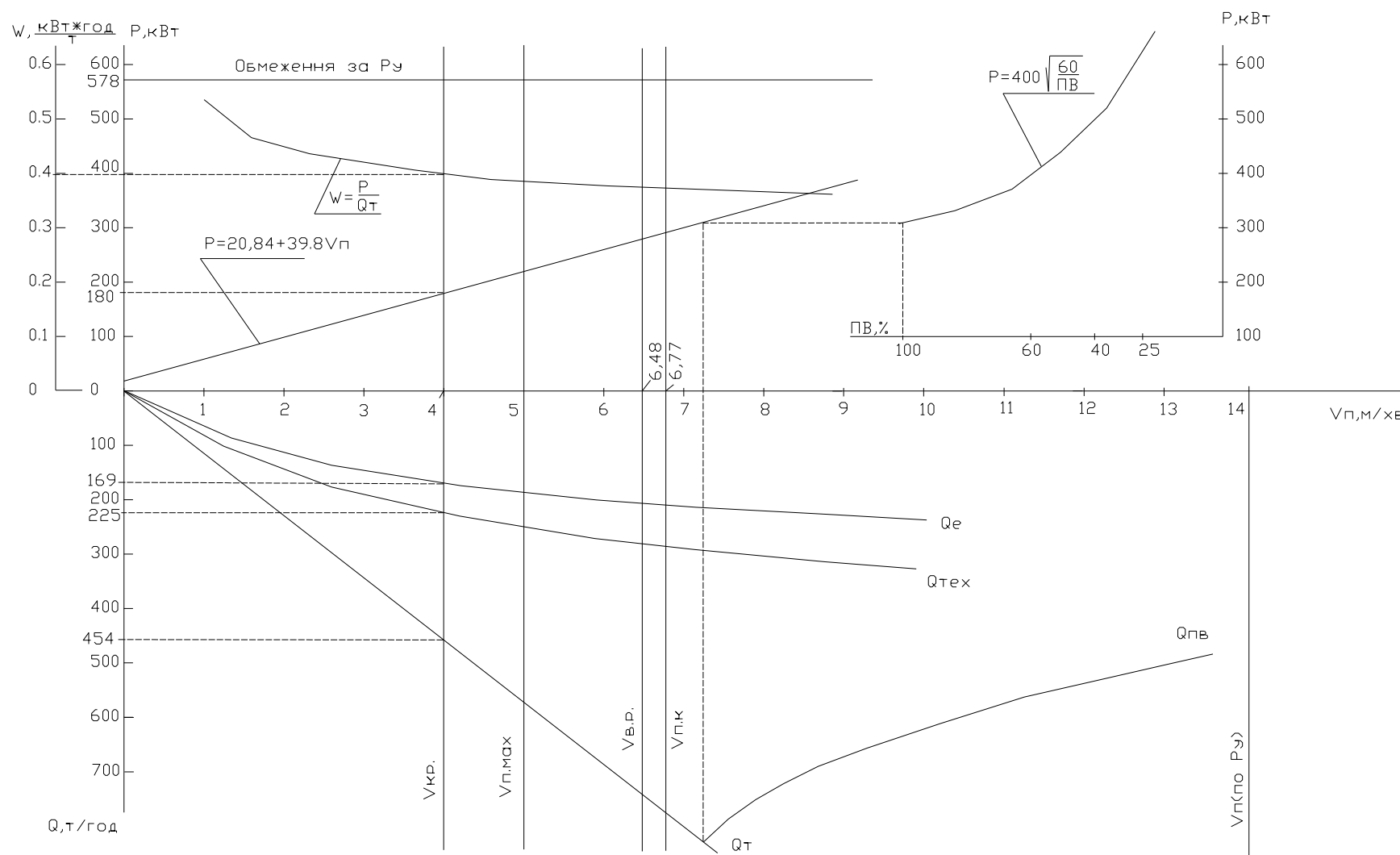


Рисунок 2.6 – Номограма для вибору режиму роботи

Всі виконані розрахунки при різних швидкостях подачі видобувного комбайна РКУ13 заносимо у таблиці 2.1 та 2.2. На номограмі, побудованій за цими даними, відкладаємо також обмеження швидкості подачі видобувного комбайна РКУ13 за наступними показниками: за продуктивністю скребкового лавного конвеєра; за стійкою потужністю P_y електроприводу видобувного комбайна РКУ13; за вильотом ріжучого інструменту; за швидкістю пересування секцій механізованого кріплення.

Стійка потужність електроприводу видобувного комбайна РКУ13 визначається:

$$P_y = \frac{M_y \pi_y}{9550}, \quad (2.17)$$

де M_y – стійкий момент електроприводу видобувного комбайна РКУ13 при його живленні від реальної шахтної електромережі, Н×м;

π_y – стійка частота обертання валу електроприводу видобувного комбайна РКУ13, об/хв.

$$\pi_y = \pi_c - M_y \frac{\pi_c - \pi_n}{M_n}, \quad (2.18)$$

де $\pi_c = 1500$ об/хв – синхронна частота електроприводу видобувного комбайна РКУ13;

$\pi_n = 1450$ об/хв – номінальна частота електроприводу видобувного комбайна РКУ13;

$M_n = 1317$ Н×м – номінальний момент видобувного комбайна РКУ13 з двигуном типу 2ЭКВЭ4-200У5 (електроприводу складається з двох двигунів).

$$M_y = \frac{M_{м.ф} K_{упр}}{K_m (1 + K_{кр} K_v)}, \quad (2.19)$$

де $M_{м.ф}$ – максимальний момент електроприводу видобувного комбайна РКУ13 в умовах живлення його від реальної шахтної електромережі;

$K_{упр} = 0,9$; $K_m = 1,1$; $K_{кр} = 0,6$; $K_v = 0,35$ – коефіцієнти, які враховують реальні умови роботи електроприводу видобувного комбайна РКУ13 з відповідним навантаженням.

$$M_{м.ф} = 0,72 \cdot M_m, \quad (2.20)$$

де $M_m = 3900 \text{ Н} \times \text{м}$ – максимальний момент електроприводу видобувного комбайна РКУ13.

$$M_{м.ф} = 0,72 \cdot 3900 = 2808 \text{ Н} \times \text{м}.$$

$$M_y = \frac{2808 \cdot 0,9}{1,1 \cdot (1 + 0,35 \cdot 0,6)} = 1899 \text{ Н} \times \text{м}.$$

$$n_y = 1500 - 1899 \frac{1500 - 1450}{1317} = 1455,08 \text{ об/хв.};$$

$$P'_y = \frac{2 \cdot 1899 \cdot 1455,08}{9550} = 578,6 \text{ кВт}.$$

Для видобувного комбайна типу РКУ13 зі шнековим виконавчим органом обмеження за вильотом ріжучого інструменту розраховується:

$$V_{вр} \leq \frac{n_{uo} \cdot n_{рл}}{100} \cdot \ell_p = \frac{40,5 \cdot 2 \cdot 8}{100} = 6,48 \text{ м / хв}, \quad (2.21)$$

де $n_{uo} = 40,5 \text{ хв}^{-1}$ – частота обертання шнека видобувного комбайна РКУ13;

$n_{рл} = 2$ – кількість різців в одній лінії різання за схемою набору;

$\ell_p = 8$ см – вильот ріжучого інструменту.

Обмеження за продуктивністю скребкового лавного конвеєра типу КСД27 визначається:

$$V_{n.k} = \frac{Q_k}{1,25 \cdot 60 \cdot H_p \cdot B_3 \cdot \gamma}, \quad (2.22)$$

де $Q_k = 960$ т/год – продуктивність скребкового конвеєра типу КСД27.

$$V_{n.k} = \frac{960}{1,25 \times 60 \times 2,0 \times 0,63 \times 1,5} = 6,77 \text{ м/хв.}$$

Обмеження за швидкістю пересування секції механізованого кріплення типу 4КД90:

$$V_{kp} k \geq V_n; \quad (2.23)$$

$$V_{kp} = \frac{L_{kp}}{t_{kp}}, \quad (2.24)$$

де $L_{kp} = 1,5$ м – відстань встановлення секції кріплення типу 4КД90 (ширина секції);

$t_{kp} = 0,3$ хв – час пересування секції механізованого кріплення типу 4КД90;

$k = 0,8$ – коефіцієнт, який враховує стійкість безпосередньої покрівлі.

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

$$V_{n.kp} = V_{kp} k = 5 \times 0,8 = 4,0 \text{ м/хв.}$$

За номограмою (рисунок 2.6) крайнє ліве обмеження швидкості подачі комбайна є швидкість пересування секціїй механізованого кріплення типу 4КД90 $V_{кр}=4\text{м/хв.}$, якій відповідає експлуатаційна продуктивність $Q_e=169\text{т/год.}$

Змінна експлуатаційна продуктивність машини.

$$Q_{зм} = Q_e (T_{зм} - t_{п.з} - t_{вп}), \quad (2.25)$$

де $T_{зм} = 6\text{ год}$ – час зміни з видобутку вугілля;

$t_{п.з} = 0,4\text{ год}$ – час на приймання-здачу зміни;

$t_{в.п} = 0\text{ год}$ – часу на провітрювання вибою (БВР відсутні).

$$Q_{зм} = 169 \times (6 - 0,4 - 0) = 946,4\text{т/зм.}$$

2.5 Навантаження на видобувну дільницю

2.5.1 Добове навантаження на видобувну дільницю за технічними можливостями комбайна

Добове навантаження на видобувну дільницю за технічними можливостями комбайну знаходиться за формулою:

$$A_{сут.техн.} = \frac{(T_{см} - t_{пз}) * n_{см} * l_l * r * m * \gamma * c}{T_{ц}} \quad (2.26)$$

де $T_{см}=360\text{хв}$ – час видобувної зміни;

$t_{пз}=20\text{-}30\text{хв}$ – час підготовчо-заклучних операцій;

$n_{см}=3$ – кількість змін з видобутку вугілля;

$r=0,63\text{ м}$ – ширина захвату комбайна;

$m=2\text{ м}$ – виймальна потужність пласта;

$c=0,97-0,98$ – коефіцієнт, який враховує вугілля, яке залишається в лаві;

$T_{\text{ц}}$ – тривалість циклу з видобутку вугілля:

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{в}} + y t_3 + t_{\text{к}}, \quad (2.27)$$

де $t_{\text{в}}$ – тривалість видобутку вугілля за цикл:

$$t_{\text{в}} = (l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) * \left(\frac{1}{V_{\text{п}} k_{\text{г}}} + \Delta t_{\text{вo}} \right) k_{\text{o}}, \quad (2.28)$$

де $\sum l_{\text{н}}$ – сумарна довжина ніш, м;

$V_{\text{п}}$ – швидкість подачі видобувного комбайна, м/хв;

$k_{\text{г}}=0,75-0,85$ – коефіцієнт готовності видобувного обладнання;

$\Delta t_{\text{вo}}=0,1-0,2$ – відносні витрати часу на допоміжні операції;

$k_{\text{o}}=1,10-1,15$ – коефіцієнт, який враховує час на перерву та простої.

$$t_{\text{в}} = (210 - 0) * \left(\frac{1}{3,16 * 0,8} + 0,15 \right) * 1,13 = 130 \text{ хв.}$$

$y=1$ – коефіцієнт, який враховує схему роботи комбайна;

t_3 – тривалість зачищення комбайном вугілля:

$$t_3 = \frac{(l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) k_{\text{o}}}{V_{\text{пз}} k_{\text{г}}} \quad (2.29)$$

де $V_{\text{пз}}$ – швидкість подачі видобувного комбайна при зачищенні вугілля, м/хв.

$$V_{пз}=0,8* V_{тд}=0,8*6=4,8 \text{ м/хв.}$$

$$t_3 = \frac{(210 - 0) * 1,13}{4,8 * 0,8} = 62 \text{ хв.}$$

$$t_k = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m - 10,2 \ln l_y, \quad (2.30)$$

де $t_k = 30 \text{ хв}$ – тривалість кінцевих операцій, які виконуються на сполученні лави з вентиляційним або конвеєрним штреком.

$$T_{ц} = 130 + 62 + 30 = 222 \text{ хв.}$$

$$A_{сут.мех.} = \frac{(360 - 20) * 3 * 210 * 0,63 * 2 * 1,35 * 0,98}{222} = 1608,4 \text{ т/доб.}$$

2.5.2 Добове навантаження на видобувну ділянку за газовим чинником

Добове навантаження на видобувну ділянку за газовим чинником визначається:

$$A_{сут.газ.} = \frac{864 V_{\max} S \kappa_{зпр} \kappa_{ут} d}{\kappa_H g_L} \quad (2.31)$$

де $V_{\max} = 6 \text{ м/хв}$ – максимально допустима швидкість повітря у лаві;

S – площа поперечного перетину секцій механізованого кріплення для проходу повітря.

$$S = S_{\min} + \left(m - m_{\min} \right) \frac{S_{\max} - S_{\min}}{m_{\max} - m_{\min}} \quad (2.32)$$

де $S_{\min}$ – відносно мінімальна та максимальна площа поперечного перетину привибійного простору, м^2 ;

$m_{\min}, m_{\max}$ – відповідно мінімальна та максимальна потужність пласта, що виймається видобувним комбайном, м.

$$S = 2,4 + (2 - 1) \frac{4,7 - 2,4}{2 - 1,1} = 4,7 \text{ м}^2.$$

$k_{зпр}=1,2..1,3$ – коефіцієнт, який враховує рух повітря за межами привибійного простору;

$k_{ут}$ – коефіцієнт, який враховує втрати повітря скрізь вироблений простір;

$d=1$ – допустима за правилами безпеки (ПБ) концентрація метану у струмені повітря, яке виходє з лави;

$k_n=1,4..1,6$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення;

g_l – відносна газобагатість пласта.

$$g_l = g_{пл}(1 - k_{дпл}) + g_{вп}(1 - k_{двп})k_v \quad (2.33)$$

де $g_{пл}$ – відносна газобагатість з розробляемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

$k_{дпл}$ – коефіцієнт дегазації пласта;

$g_{вп}$ – відносна газобагатість з виробленого простору, $\text{м}^3/\text{т}$;

$k_{двп}$ – коефіцієнт дегазації виробленого простору;

$k_v=1$ – коефіцієнт, який враховує долю потрапляння метану з виробленого до привибійного простору.

$$g_l = 8(1 - 0,3) + 9(1 - 0,3) \cdot 1 = 11,9 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$$A_{сут.газ.} = \frac{864 \cdot 6 \cdot 4,7 \cdot 1,3 \cdot 1,25 \cdot 1}{1,5 \cdot 11,9} = 2218,1 \text{ т/доб.}$$

За добове навантаження на видобувну дільницю приймаємо меншу з розрахованих величин $A_{сут.тех.}$ та $A_{сут.газ.}$: $A_{сут.} = \min(1608,4; 2218,1) = 1608,4 \text{ т/доб.}$

Кількість циклів з видобутку вугілля визначається:

$$n_u = \frac{A_{\text{сум}}}{l_l * m * r * \gamma * c} = \frac{1608,4}{210 * 2 * 0,63 * 1,35 * 0,98} = 4,59 \quad (2.34)$$

Приймаємо цілу кількість циклів – 5. Можливо скоректувати довжину лави:

$$\bar{l}_l = \frac{A_{\text{сум}}}{n_u * m * r * \gamma * c} = \frac{1608,4}{5 * 0,63 * 2 * 1,35 * 0,98} = 193 \text{ м.} \quad (2.35)$$

$$\bar{T}_u = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{нз}}) n_{\text{см}}}{n_u} = \frac{(360 - 20)3}{5} = 204 \text{ хв.} \quad (2.36)$$

Можливе навантаження на видобувну ділянку за умовою вентиляції при заданому газовиділенні з пласту $q_{\text{пл}}$ та з виробленого простору $q_{\text{вп}}$ буде:

$$A_l = \frac{864 \cdot V_{\text{max}} \cdot F \cdot \alpha}{q_l \cdot K_n},$$

де V_{max} – максимально допустима швидкість руху повітря у лаві;

$F \approx 3,5 \text{ м}^2$ – розрахункова площа поперечного перетину привибійного простору лави у світлі;

α – допустима концентрація метану у вихідному струмені;

$K_n=1,43$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення на видобувній ділянці;

q_l – відносна газорясність лави ($\text{м}^3/\text{т}$) при застосуванні дегазації, розраховується за формулою:

$$q_l = q_{\text{пл}} \cdot (1 - K_{\text{д-пл}}) \cdot q_{\text{вп}} \cdot K_{\text{вп}} \cdot (1 - K_{\text{д-пл}}),$$

де $q_{\text{пл}}=8 \text{ м}^3/\text{т}$, $q_{\text{вп}}=9 \text{ м}^3/\text{т}$ –відносні газовиділення відповідно з пласту та виробленого простору;

$K_{д-пл} = 0,6$ – коефіцієнт дегазації пласту та зближених з ним пластів з пропластками;

$K_{вп}$ – коефіцієнт, що враховує газовиділення з виробленого простору в привибійний простір (для зворотної схеми провітрювання $K_{пв}=1$).

$$q_d = 8 \cdot (1 - 0,6) + 9 \cdot 1 \cdot (1 - 0,6) = 6,8 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$$A_d = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,5 \cdot 1}{6,8 \cdot 1,43} = 1243 \text{ т/доб.}$$

$$v_{дон. max} = \frac{Q_{сум. дон}}{60 \cdot \gamma \cdot m \cdot B \cdot 4_{цикла}} = \frac{1243}{60 \cdot 1,35 \cdot 2 \cdot 0,63 \cdot 4} \approx 3,04 \text{ м/хв.}$$

2.6 Електропостачання обладнання видобувної дільниці

2.6.1 Споживачі електроенергії видобувної дільниці та вибір трансформатора дільниці

Параметри енергоспоживачів видобувної дільниці зведемо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 – Параметри енергоспоживачів видобувної дільниці

Найменування енергоспоживача	Електро-двигун	Номінальна потужність, кВт		Номінальний струм, А		Пусковий струм, А
	тип, кількість	одного	загальна	одного	загальний	
Комбайн РКУ13	ЭКВ4У 2 шт.	200	400	144,5	289	850
Конвеєр лави КСД27	ВАО2-2802 шт	160	320	111	222	390
Перевантажувач ПТК1	ЭДКОВ 55492–5 2 шт.	55	110	35	70	325
Маслостанції СНТ32	ВАО62-495	55	110	40	80	325
	ВАО 41-4	11	11	8	8	60
Лебідка ЛВД-34	1 шт.	22	22	17	17	110
Конвейер 1ЛТ80	1 шт.	110	110	61	61	395
Загальна			837		954	2435

Вибір трансформатора видобувної ділянки здійснено методом коефіцієнта попиту K_c , величина якого дорівнює відношенню максимальної потужності до суми встановленої потужності:

$$K_c = 0,4 + 0,6 \cdot \frac{P_{н.к}}{\sum P_n}, \quad (2.37)$$

де $P_{н.к}$ – номінальна потужність найбільшого електродвигуна,

$\sum P_n$ – сумарна потужність електродвигунів ділянки.

$$P_n = 0,4 + 0,6 \cdot 400/837 = 0,687.$$

Розрахункова потужність трансформатора видобувної ділянки:

$$S_{тр.р} = \frac{K_c \cdot \sum P_{уст}}{\cos \varphi_{cp}}, \quad (2.38)$$

де $\sum P_{уст}$ – сумарна встановлена потужність на ділянці, кВт;

$\cos \varphi_{cp}$ – середньозважений $\cos \varphi$ у гірничій промисловості (для пологих пластів – 0,6; для крутих – 0,7; для похилих – 0,65).

$$S_{тр.р} = \frac{0,687 \cdot 837}{0,6} = 958,4 \text{ кВА}.$$

Номінальна повна потужність трансформатора видобувної ділянки приймаємо вище розрахункової зі стандартного ряду трансформаторів: $S_{ном} \geq S_{тр.р}$. Стандартний ряд трансформаторів має наступну шкалу: КТПВ – 100, 160, 250, 400, 630, 800, 1000кВА. Обираємо для нашого випадку трансформатор типу КТПВ-1000-6/1,2 потужністю 1000кВА.

Технічна характеристика трансформатора КТПВ 1000/6:

Номінальна потужність, кВА	1000
Втрати х.х, Вт	2670
Втрати КЗ, Вт	4550
ККД, %	98
Напруга ВН, В	6000
Напруга КЗ	3,5%U _{ном}

2.6.2 Розрахунок та вибір низьковольтних кабельних мереж

Перетин силових жил кабелів видобувної ділянки приймаємо найбільшим з отриманого по наступним умовах: за довгостроковим припустимим струмом; за втратою напруги; за механічною міцністю.

Вибір магістрального кабелю від трансформатора КТПВ до розподільного підземного пункту (РПП) видобувної ділянки.

Одночасно працюючі споживачі:

$$\text{РКУ}13(289) + \text{КСД}27(222) + \text{ПТК}1(120) + \text{СНТ}32(60) + 1\text{ЛТ}80(151) = 289 + 222 + 120 + 151 + 60 = 832\text{А}.$$

Для живлення РПП обираємо броньований кабель перетином 95мм². Виходячи з умов скорочення відстані між РПП та КТПВ краще вибирати гнучкий кабель типу КГЭШ. У нашому випадку необхідно брати три кабелі типу КГЭШ перетином 95мм².

Допустима втрата напруги визначається:

$$\Delta U_{\text{доп}} = U_{\text{xx}} - 0,95U_{\text{н}}, \quad (2.39)$$

$$\Delta U_{\text{дон}} = 1200 - 0,95 \cdot 1140 = 117 \text{ В}.$$

Таким чином, припустима втрата напруги $\Delta U_{\text{дон}} = 117 \text{ В}$.

Визначимо втрату напруги в магістральному кабелі (з урахуванням індуктивного опору):

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot I \cdot L \cdot R_t \cdot \cos \varphi \cdot K \quad (2.40)$$

де I – струм півгодинного максимуму в кабелі, А;

L – довжина кабелю, км;

R_t – активний опір кабелю при робочій температурі основних жил:

$$R_t = K \cdot V_r \cdot R_k,$$

де K – поправочний коефіцієнт на опір кабелів у залежності від температури.

$L = 0,15$ км; $I = 832$ А; $R_k = 0,223$ Ом/км; $K = 1$.

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 832 \cdot 0,15 \cdot 0,223 \cdot 0,6 \cdot 1 = 28,9 \text{ В.}$$

Втрата напруги в магістральному кабелі без врахування індуктивного опору:

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot I \cdot L \cdot R_t \cdot \cos \varphi / \gamma \cdot S_{np}, \quad (2.41)$$

$$\gamma = 53, \quad t = 65^\circ\text{C}; \quad S_{np} = 95 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2;$$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 832 \cdot 0,15 \cdot 0,223 \cdot 0,6 / 53 \cdot 95 \cdot 10^{-4} = 57,4 \text{ В.}$$

Вибір кабелю для скребкового конвеєра лави: $I = 111$ А;
 $I_{cp} = 111 \cdot 1,05 = 116,6$ А. Вибираємо кабель КГЭШ з перетином основних жил 25 мм^2 .

Перевірка обраного кабелю за втратою напруги:

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot I \cdot L \cdot R_t \cdot \cos \varphi \cdot K,$$

$$K = 1; L_1 = 270\text{м}; L_2 = 60\text{м}.$$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 111 \cdot 0,270 \cdot 0,846 \cdot 0,6 \cdot 1 = 26,3\text{В}.$$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 111 \cdot 0,06 \cdot 0,223 \cdot 0,6 \cdot 1 = 5,9\text{В}$$

Вибір кабелю для видобувного комбайна: $I=289\text{А}; L=270\text{м};$
 $I_{cp} = 289 \cdot 1,05 = 303,45\text{А}.$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 289 \cdot 0,270 \cdot 0,387 \cdot 0,6 \cdot 1 = 31,4\text{В}.$$

Вибираємо два кабелю типу КГЭШ перетином жил 50 мм^2 .

Вибір кабелю для маслостанції: $I = 60\text{А}; L = 20\text{м}; I_{cp} = 60 \cdot 1,05 = 64\text{А}.$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 60 \cdot 0,02 \cdot 0,223 \cdot 0,6 \cdot 1 = 0,27\text{В}.$$

Вибираємо кабель КГЭШ перетином жил 16 мм^2 .

Вибір кабелю для перевантажувача ПТК1: $I=120\text{А}; L=60\text{м};$
 $I_{cp} = 120 \cdot 1,05 = 126\text{А}; R_t = 0,524.$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 126 \cdot 0,06 \cdot 0,524 \cdot 0,6 \cdot 1 = 4,11\text{В}.$$

Вибираємо кабель КГЭШ перетином жил 35 мм^2 .

Вибір кабелю для конвеєра 1ЛТ80: $I=151\text{А}; L=200\text{м}; I_{cp} = 151 \cdot 1,05 = 158\text{А};$
 $R_t = 0,387.$

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 158 \cdot 0,2 \cdot 0,387 \cdot 0,6 \cdot 1 = 21\text{В}.$$

Вибираємо кабель КГЭШ перетином жил 50 мм².

Вибір кабелю для лебідки: $I=33\text{А}$; $L=70\text{м}$; $R_t=1,71$.

$$\Delta U = \sqrt{3} \cdot 33 \cdot 0,07 \cdot 1,71 \cdot 0,6 \cdot 1 = 4,1 \text{ В.}$$

Вибираємо кабель КГЭШ перетином жил 16 мм².

Результати розрахунків зводимо до таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Таблиця вибору кабелів видобувної ділянки

Найменування споживача	I_n , А	L, км	ΔU , В	R_t , Ом/км	Тип кабелю
РКУ13	303	0,27	31,4	0,387	КГЭШ 2×(3×50)+1×10+3×2,5
КСД27	116,6	0,27	26,3	0,846	КГЭШ 3×25+1×10+3×2,5
		0,06	5,9		
ПТК1	126	0,06	4,11	0,524	КГЭШ 3×35+1×10+3×2,5
СНТ32	64	0,02	0,27	0,223	КГЭШ 3×16+1×10+3×2,5
1ЛТ80	158	0,2	21	0,387	КГЭШ 3×50+1×10+3×2,5
ЛВД-34	33	0,27	4,1	1,71	КГЭШ 3×16+1×10+3×2,5

У нормальному режимі припустима втрата напруги в дільничній мережі: для мереж 380, 660, 1140 В складає відповідно 38, 63 і 117 В.

Визначення втрати напруги в трансформаторі:

$$\Delta U_{\text{тр}} = \sqrt{3} \cdot I \cdot (R_{\text{тр}} \cdot \cos \varphi + X_{\text{тр}} \cdot \sin \varphi) \quad (2.42)$$

де $R_{\text{тр}}, X_{\text{тр}}$ – відповідно активний і індуктивний опір трансформатора,
 $R_{\text{тр}} = 0,0057, X_{\text{тр}} = 0,0258 \text{ Ом};$

$$\Delta U_{mp} = \sqrt{3} \cdot 832 \cdot (0,0057 \cdot 0,6 + 0,0258 \cdot 0,8) = 33,7 \text{ В.}$$

Напруга на електродвигуні при пуску і перекиданні визначається для найбільш потужного та віддаленого електроприймача (видобувний комбайн):

$$\Delta U_{пуск} = \frac{U_o - U_{np}}{1 + \sqrt{3} \cdot \frac{I_{пуск}}{U_{ном}} \cdot (\sum R \cdot \cos \varphi_{пуск} + \sum X \cdot \sin \varphi_{пуск})}, \quad (2.43)$$

де U_{np} – втрата напруги на електроспоживачах, В;

$I_{пуск} = 850 \text{ А}$ – пусковий струм видобувного комбайна;

$\sum R$ – сумарний активний опір трансформаторної підстанції, магістрального та радіального (комбайнового) кабелів:

$$\sum R = R_{тр} + R_{м} + R_{к}, \quad (2.44)$$

$$\sum R = 0,0057 + 0,387 + 0,0183 = 0,411 \text{ Ом.}$$

$$\sum X = X_{тр} + X_{м} + X_{к},$$

$$\sum X = 0,0258 + 0,078 + 0,083 = 0,187 \text{ Ом.}$$

$$\Delta U_{пуск} = \frac{1200 - 61,68}{1 + 1,71 \cdot \frac{850}{1140} \cdot (0,411 \cdot 0,5 + 0,187 \cdot \sqrt{1 - 0,5^2})} \approx 79 \text{ В.}$$

Перевіримо перетин кабелю для видобувного комбайна за допустимою втратою напруги. Відомо, що для електродвигунів з потужністю до 160кВт напруга при пуску повинна бути не менш 80% від $U_{ном}$, тобто $0,8 \cdot 1140 = 912\text{В}$. У нашому випадку при пуску напруга на двигуні комбайна складає: $U_{доп} = 1140 - 79 = 1061\text{В}$. Виходить, перетин кабелю проходить за допустимою втратою напруги при пуску.

Перевірка кабелів за термічною стійкістю здійснюється з метою забезпечення пожегобезпеки кабелів при 3-х фазних струмах короткого

замикання (КЗ). Щоб кабель задовольняв умовам термічної стійкості, повинна виконуватися нерівність:

$$I_{\text{пр}} \geq I_{\text{к}}^{(3)}, \quad (2.45)$$

де $I_{\text{пр}}$ – граничний струм КЗ, що залежить від швидкодії захисту:

$$I_{\text{пр}} = K \cdot C \cdot S / \sqrt{t_{\text{п}}},$$

де K – поправочний коефіцієнт за гранично допустимим струмом КЗ. Значення K дорівнює: для кабелів типу ЭВТ $K = 115$; для кабелів з гумовою ізоляцією при довгостроковій допустимій температурі жил 75°C $K = 101$, 90° – $K = 70^{\circ}\text{C}$;

S – обраний перетин жилв кабелю;

$t_{\text{п}}$ – приведений час відключення (для АВ-400 та пересувних дільничних підстанцій $t_{\text{п}} = 0,05\text{с}$).

Порахуємо $I_{\text{пр}}$ для кабелю видобувного комбайна:

$$I_{\text{пр}} = 0,70 \cdot 120 / \sqrt{0,05} = 375,7 \text{ А.}$$

Струм КЗ для основних споживачів (граничний струм) за ПБ повинен бути:

$$I_{\text{кз}} / I_{\text{пр}} > 1,5. \quad (2.46)$$

де $I_{\text{кз}}$ – двохфазний струм КЗ споживача, А

2.6.3 Розрахунок струмів короткого замикання в низьковольтній мережі

Розрахунок струмів короткого замикання здійснюємо в декількох точках:

а) струм трифазного КЗ на трансформаторі видобувної ділянки

$$I_{\text{к.з. max1}}^{(3)} = \frac{100 \cdot S_{\text{ном.тр.}}}{\sqrt{3} U_0 (U_{\text{к.з.}} + P)}, \quad (2.47)$$

де P – параметричний коефіцієнт мережі;

$$P = \frac{100 \cdot S_{\text{ном.тр.}}}{S_{\text{кзс}}}, \quad (2.48)$$

де $S_{\text{кзс}}$ – потужність КЗ мережі трансформатора видобувної ділянки.

$$S_{\text{кзс}} = \frac{S_{\text{кз}}}{1 + \frac{Z_{\text{вн}} \cdot S_{\text{кз}}}{U^2}}, \quad (2.49)$$

де $Z_{\text{вк}}$ – повний опір високовольтного кабелю.

$$Z_{\text{вк}} = L_{\text{вк}} \cdot Z = 1,5 \cdot \sqrt{0,387^2 + 0,063^2} = 0,522 \text{ Ом.}$$

$$S_{\text{кз}} = \frac{100 \cdot 10^6}{1 + \frac{0,522 \cdot 100 \cdot 10^6}{6000^2}} = 40,8 \text{ МВ.}$$

$$P = \frac{100 \cdot 1000 \cdot 10^3}{40,8 \cdot 10^6} = 1,54.$$

$$I_{\text{кз max1}}^{(3)} = \frac{100 \cdot 1000 \cdot 10^3}{\sqrt{3} \cdot 660(3,5 + 1,54)} = 10934,66 \text{ А.}$$

б) струм трифазного КЗ на РПП видобувної ділянки:

$$I_{\text{кз max2}}^{(3)} = \frac{I_{\text{кз max1}}^{(3)}}{1 + \frac{\sqrt{3} \cdot Z_{\text{МК}} \cdot I_{\text{кз max1}}^{(3)}}{U_p}}, \quad (2.50)$$

$$I_{\text{кз max2}}^{(3)} = \frac{10934,66}{1 + \frac{\sqrt{3} \cdot 0,0083 \cdot 10934,66}{660}} = 8831,25 \text{ A}.$$

$$Z_{\text{МК}} = 2\sqrt{0,193^2 + 0,078^2} \cdot 0,02 = 0,0083 \text{ Ом}.$$

в) струм трифазного КЗ на видобувному комбайні:

$$I_{\text{кз max3}}^{(3)} = \frac{I_{\text{кз max2}}^{(3)}}{1 + \frac{\sqrt{3} \cdot Z_{\text{К}} \cdot I_{\text{кз max2}}^{(3)}}{U_H}}, \quad (2.51)$$

$$I_{\text{кз max3}}^{(3)} = \frac{8831,25}{1 + \frac{\sqrt{3} \cdot 8831,25 \cdot 0,232}{660}} = 1384 \text{ A}.$$

$$Z_{\text{МК}} = 2\sqrt{0,423^2 + 0,083^2} \cdot 0,27 = 0,232$$

Інші споживачі розраховуються аналогічно.

Струм двофазного КЗ в трьох характерних точках (на трансформаторі, РПП, на видобувному комбайні) визначається:

$$I_{\text{кз1}}^{(2)} = 0,86 \cdot I_{\text{кз max1}}^{(3)} = 0,86 \cdot 10935 = 9404 \text{ A}. \quad (2.52)$$

$$I_{\text{кз2}}^{(3)} = 0,86 \cdot I_{\text{кз max2}}^{(3)} = 0,86 \cdot 8831 = 7595 \text{ A}.$$

$$I_{\text{кз3}}^{(3)} = 0,86 \cdot I_{\text{кз max3}}^{(3)} = 0,86 \cdot 1384 = 1190 \text{ A}.$$

Інші споживачі видобувної ділянки розраховуються аналогічно.

Дво- та трифазні струми КЗ зводимо до таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Дво- та трифазні струми короткого замикання

Назва споживача	3-х фазний КЗ	2-х фазний КЗ
РКУ13	1384	1190
КСД27	759/2628	653/2260
ПТК1	5661	4868
СНТ32	4014	3452
1ЛТ80	1770	1522
ЛВД-34	503	433

2.6.4 Вибір низьковольтних апаратів і уставок максимального захисту

Пускозахисна апаратура (автоматичні вимикачі, магнітні пускачі та станції керування) обирають за струмом навантаження (номінальним) споживача I_n , номінальною напругою U_n та перевіряють за граничним струмом відключення.

$$I_{\text{ном.д.}} \geq I_{\text{р.м.}}; \quad (2.53)$$

$$U_{\text{ном}} = U_{\text{ном.д.}};$$

$$I_{\text{від}} \geq 1,2 \cdot I_{\text{КЗ}}^{(3)},$$

де $I_{\text{КЗ}}^{(3)}$ – трифазний струм КЗ в місці установлення комутаційного апарата.

Уставка струму спрацювання максимального струмового захисту I_y автоматичних вимикачів, магнітних пускачів, станцій управління для захисту:

а) магістралі

$$I_y \geq I_{\text{пуск}} + \sum I_{\text{ном.раб}}, \quad (2.54)$$

де I_y – уставка струму спрацювання реле, А;

$I_{\text{пуск.}}$ – номінальний пусковий струм найбільш потужного двигуна (в нашому випадку видобувного комбайна), А;

$\sum I_{\text{ном.раб}}$ – сума номінальних струмів усіх інших струмоприймачів, А.

б) для захисту відгалужень, що живлять групу електродвигунів з короткозамкненим ротором, які одночасно вмикаються:

$$I_y \geq \sum I_{\text{ном.пуск.}} \quad (2.55)$$

Для захисту магістралей з потужними асинхронними електродвигунами з короткозамкненим ротором, пускові струми яких перевищують 600-700А допускається встановлювати уставки струму спрацювання реле, виходячи з величини фактичних пускових струмів. Для приблизного пускового струму номінальний робочий струм повинен бути збільшеним у випадку застосування електродвигуни з короткозамкненим ротором в 6-7 разів, а у разі використання електродвигуни з фазним ротором – в 1,5 рази.

Вибрана уставка струму спрацювання реле перевіряється за розрахунковим мінімальним струмам двофазного КЗ. При цьому відношення (кратність) розрахункового мінімального струму двофазного КЗ до уставки струму спрацювання реле повинне задовольняти умові:

$$\frac{I_{\text{к.з. min}}^{(2)}}{I_y} \geq k_4 \quad (2.56)$$

де $k_4=1,5$ – коефіцієнт чутливості захисту.

Типи обраних комутаційних апаратів заносимо до таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Відомість низьковольтних апаратів видобувної ділянки

Назва споживача		Фактичний струм, А	Фактична потужність, кВт	Дані комутаційного апарату			
				Тип	Номинальний струм, А	Граничний, відмікаючий струм, А	Струм уставки, А
РКУ13		290	264	ПВВ320	320	2240	1760
КСД27	В	111	110	ПВВ250	250	1500	700
	Н	111	110	ПВВ250	125	1500	700
СНТ32		60	55	ПВВ125	125	750	700
ПТК1		110	120	ПВВ250	250	1500	700
ЛВД34		33	24	ПВВ63	63	375	200

2.6.5 Перевірка якості роботи захисту від витоків струму на землю

Апаратура захисту від витоків струму, яка застосовується в комутаційних апаратах, призначена для застосування в низьковольтних мережах, що мають ємність до 1мкФ/фазу. Ємність кабелю визначається за його питомою ємністю та довжиною:

$$C_k = C_j \cdot L_j, \quad (2.57)$$

де C_j – ємність одиниці довжини кабелю, мкФ/фазу;

L_j – довжина кабелю, км.

Перевірка мережі напругою 660В та 1140В в системі з ізолюваної нейтраллю на стійкість роботи захисту від витоків струму на землю приводиться за умовою:

$$(1,02 - 1,05) \sum_{i=1}^n K_{\text{ост.}j} C_i \cdot L_i = C_{\text{доп}}, \quad (2.58)$$

де C_i – ємність однієї жили i -го кабелю при $t=20^\circ\text{C}$; мкФ/км;

L_i – довжина кабелю, км;

$K_{\text{ост.}j}$ – поправочний коефіцієнт на ємність кабелю з ізоляцією;

$C_{\text{доп}} = 1 \text{ мкФ/фаза}$ – допустима величина ємності кабельної мережі ділянки.

Загальна ємність низьковольтної мережі видобувної ділянки:

$$\begin{aligned} &0,1018 + 0,186 + 0,181 + 0,0298 + 0,00897 + 0,1289 + 0,027 + 0,0104 + 0,1018 + 0,186 = \\ &= 0,967 \text{ мкФ/фаза,} \\ &0,967 < 1 \text{ (умова виконується).} \end{aligned}$$

Результати розрахунків ємності кабелів видобувної ділянки заносимо до таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Результати розрахунків ємності кабелів видобувної ділянки

Кабель електроприймача	Ємність C , мкФ/фаза
Магістральний кабель	0,1018
Кабель РКУ13	0,186
Кабель КСД27	0,181
Кабель ПТК1	0,0298
Кабель СНТ32	0,00897
Кабель 1ЛТ80	0,1289
Кабель ЛВД-24	0,027
Кабель ЛВД-34	0,104

Усталена робота кабельної мережі видобувної ділянки можлива при фактичному активному опорі ізоляції щодо землі, який перевищує в 1,5–2 рази уставку критичного опору $R_{\text{кр}}$ прийнятого апарата захисту від витоків струму на землю. Очікуваний опір ізоляції мережі відносно землі визначається:

$$Z_{\text{ср}} = \frac{1}{\frac{8}{1,5 \cdot 10^6} + \frac{9}{3 \cdot 10^6} + \frac{2}{3 \cdot 10^6} + \frac{8}{1 \cdot 10^6}} = 60 \text{кОм}. \quad (2.59)$$

Так як $60 \text{кОм} > 20 \text{кОм}$, умова виконується, захист буде працювати стійко та кабельна мережа видобувної ділянки відповідає умовам ПБ.

2.7 Загальні правила безпеки на видобувній ділянці

Роботи з технічного обслуговування електроапаратури повинні виконуватися з дотриманням вимоги Правил безпеки у вугільних і сланцевих шахтах. До монтажу й обслуговування електроапаратури допускається персонал, що пройшов попереднє навчання і стажування на робочому місці. Перед ревізією електроапаратури необхідно зняти напругу з відповідного комутаційного апарата, що перевіряється, за допомогою найближчого автоматичного вимикача та на його рукоятці повісити плакат: «Не включати – працюють люди!».

У випадку припинення робіт на видобувній ділянці на час більше доби повинні бути предприняті засоби з попередження обвалення покрівлі у привибійному просторі. Початок робіт здійснюється з дозволу головного інженера чи його заступника після огляду очисної виробки ІТР видобувної ділянки. У процесі роботи повинна виконуватись перевірка стійкості покрівлі вибою шляхом огляду і простукування. При наявності ознаків небезпеки обвалення повинна виконуватись оборка гірничої маси, яка відшарувалась та встановлення допоміжного кріплення.

При роботі видобувних комбайнів з ланцюговим тяговим органом, які пересуваються по рамі привибійного скребкового конвеєра, повинні застосовуватись запобіжні лебідки на пластах з кутами падіння 9^0 і вище. На

видобувній ділянці повинно застосовуватись механізоване кріплення з характеристикою, яка відповідає гірничо-геологічним умовам роботи. Розміри проходів для людей у комплексно-механізованих лавах визначаються конструктивними розмірами механізованого кріплення. При використанні в очисному вибої дерев'яного кріплення повинен бути незнижуємий змінний запас матеріалів для кріплення, який розташовується поблизу вибою. Кріплення, яке пошкоджене при веденні БВР, зарубці чи відбійці, перенесенні обладнання, а також при деформуванні, витоків робочої рідини, повинно бути негайно встановлене або змінено. Посадка покрівлі повинна виконуватись під безпосереднім керівництвом ІТР видобувної ділянки. Робітники, які зайняті на посадці покрівлі, повинні знаходитись у безпечних місцях.

ВИСНОВОК

В якості видобувного обладнання для умов товариства з додатковою відповідальністю «Шахта «Білозерська» застосовано видобувний комбайн РКУ13 зі шнековими виконавчими органами, механізоване щитове чотирьохстійочне кріплення типу 4КД90 та двохшвидкісний скребковий конвеєр типу КСД27. Було розраховано продуктивності та знайдено раціональний режим роботи видобувного обладнання з урахуванням обмежень швидкості подачі (за швидкістю кріплення, продуктивністю конвеєра лави, навантажувальною спроможністю, вильотом різця, стійкою потужністю та газовим фактором). Виконано розрахунок електропостачання обладнання видобувної ділянки підвищеною напругою з використанням сучасної діляничної трансформаторної підстанції типу КТПВ та комутаційної апаратури з більш надійними вакуумними контакторами. Було зроблено перевірку стійкості роботи реле витоку (захисту від однофазних замикань на землю). Приведено стислі відомості з правила безпеки на видобувній ділянці.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучерявый А.Г. Горные машины и комплексы: Учебник для горных техникумов. – М.: Недра, 1984. – 400 с.
2. Топорков А.А., Соколов А.И., Лебедев А.Д. Машинист горных выемочных машин. – М.: Недра, 1984. – 484 с.
3. Солод В.И., Зуйков В.И., Перлов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1981. – 503с.
4. Хорин В. Н. Машины и оборудование для угольных шахт. – М.: Недра, 1984. – 248 с.: ил.
- 5.
6. Авсеев Г. М., Алексеенко А. Ф., Гармаш И. Л. Сборник задач по горной электротехнике. – М.: Недра, 1988. – 271с.
7. Медведев Г.Д. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 356 с.: ил.
8. Электрификация горных работ под редакцией Г.Г.Пивняка. – М.: Недра, 1992. – 275с.
9. Справочник по электроустановкам угольных предприятий /Под общей ред. Дегтярёва В.В., Серова В.И., Цепелинского Г.Ю. – М.: Недра, 1988. – 727с.
10. Дзюбан В.С., Риман Я.С., Масный А.К. Справочник энергетика угольной шахты. – М.: Недра, 1983. – 542с.
- 11.Щадов М.И., Владыченко И.М. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1986.
- 12.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.