

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

Механіко-машинобудівний факультет
(факультет)

Кафедра гірничої механіки
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавр
(бакалавра, магістра)

студентки Ульянкової Яни Олександрівни
(ПІБ)

академічної групи 184-16-1 ММФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою «Енергомеханічні комплекси
гірничих підприємств»
(офіційна назва)

на тему «Проект модернізації головної підйомної установки шахти
«Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

| Керівники | Прізвище, ініціали | Оцінка за шкалою | | Підпис |
|------------------------|--------------------|------------------|---------------|--------|
| | | рейтинговою | інституційною | |
| Кваліфікаційної роботи | Самуся В.І. | | | |
| розділів: | | | | |
| Гірничо-геологічний | Самуся В.І. | | | |
| Технологічний | Самуся В.І. | | | |
| Охорона праці | Лутс І.О. | | | |

| | | | | |
|-----------|--------------|--|--|--|
| Рецензент | Колосов Д.Л. | | | |
|-----------|--------------|--|--|--|

| | | | | |
|----------------|-----------------|--|--|--|
| Нормоконтролер | Діжевський Б.К. | | | |
|----------------|-----------------|--|--|--|

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:Завідувач кафедри гірничої механіки
(повна назва)Самуся В.І.
(підпис) (прізвище, ініціали)

«—» ————— 2020 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню бакалаврстудентці Ульяновій Яні Олександрівні академічної групи 184-16-1 ММФ
(прізвище та ініціали) (шифр)спеціальності 184 Гірництвоза освітньо-професійною програмою «Енергомеханічні комплекси гірничих підприємств»на тему «Проект модернізації головної підйомної установки шахти «Тернівська»
ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»затверджено наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від
07. 05 2020 р. № 256-с

| Розділ | Зміст | Термін виконання |
|---------------------|---|------------------|
| Гірничо-геологічний | Характеристика гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов діючої шахти. | 10.05.2020 |
| Технологічний | Технічні рішення щодо модернізації підйомної установки | 1.06.2020 |
| Охорона праці | Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів | 8.06.2020 |

Завдання видано _____
(підпис)Самуся В.І.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 10.05.2020 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 22.06.2020 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис)Ульянова Я.О.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 71 с., 7 табл., 2 рис., 3 додатки, 10 літературних джерел.

ШАХТНА ПІДЙОМНА УСТАНОВКА, ПІДЙОМНА МАШИНА, ЕЛЕКТРОПРИВОД, ЧАСТОТНИЙ ПЕРЕТВОРЮВАЧ, БЕЗПЕКА ЕКСПЛУАТАЦІЇ.

Об`єкт розробки – головна підйомна установка шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Мета роботи – підвищення продуктивності, надійності та безпеки експлуатації головної підйомної установки шахти.

Результати та їх новизна – розроблено проект модернізації головної підйомної установки шахти, який передбачає заміну електродвигуна з фазним ротором на електродвигун з короткозамкненим ротором та частотним перетворювачем. Розраховано основні параметри електромеханічного обладнання підйомної установки.

Завдяки такій модернізації, підвищується продуктивність вугільного підйому, надійність та плавність регулювання швидкості асинхронного двигуна. Дія частотного перетворювача ґрунтується на використанні електронного механізму, що контролює роботу двигуна. Головною перевагою частотного перетворювача є зменшення витрат електроенергії в середньому на 50%.

Сфера застосування розробки – шахтні підйомні установки вугільних та рудних шахт.

Практична значимість кваліфікаційної роботи – підвищення енергетичної та економічної ефективності підйомних комплексів шахт, покращення умов праці робітників.

ЗМІСТ

| | |
|---|----|
| ВСТУП | 6 |
| 1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПІДПРИЄМСТВА | 7 |
| 1.1 Проектна потужність та загальна організація роботи шахти | 7 |
| 1.2 Структурна будова гірського масиву | 8 |
| 1.3 Гідрогеологія | 9 |
| 1.4 Схема розкриття шахтного поля | 9 |
| 1.5 Навколостовбурні двори | 12 |
| 1.6 Підйом по стовбурах | 12 |
| 1.7 Система розробки | 13 |
| 1.8 Підземний транспорт | 14 |
| 1.9 Споживачі і вимога до кількості корисних копалин | 15 |
| 1.10 Вентиляція | 15 |
| 1.11 Електропостачання | 17 |
| 1.12 Охорона праці | 18 |
| 1.13 Охорона навколишнього середовища | 19 |
| 2. ТЕХНОЛОГІЧНІ ТА ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ОБ'ЄКТА ПРОЕКТУВАННЯ | 20 |
| 2.1 Вихідні дані для розрахунку | 20 |
| 2.2 Розрахунок скіпової підйомної установки | 21 |
| 2.3 Кінематика підйомної установки | 28 |
| 2.4 Динаміка підйомної установки | 34 |
| 2.5 Потужність привідного двигуна | 38 |
| 2.6 Витрати енергії і ККД підйомної установки | 40 |
| 2.7 Технічні рішення щодо модернізації електроприводу підйомної установки | 47 |
| 2.8 Монтаж, ревізія, налагодження, огляди та експлуатація підйомної установки | 51 |

| | |
|---|----|
| 3. ОХОРОНА ПРАЦІ | 60 |
| 3.1 Аналіз небезпечних та шкідливих факторів під час експлуатації підйомної установки | 60 |
| 3.2 Розробка заходів з охорони праці | 63 |
| 3.3 Розрахунок освітлення шахтної підйомної установки | 65 |
| 3.4 Протипожежні зходи | 67 |
| ВИСНОВКИ | 70 |
| ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ | 71 |

ВСТУП

Вугілля – сировина, запасів якої потенційно достатньо для того, щоб забезпечити енергетичну безпеку держави та забезпечувати розвиток металургійної та хімічної промисловості. Значення вугілля у паливноенергетичному комплексі України буде незмінно зростати. Ця галузь промисловості є стратегічною частиною країни. В Україні запас основних видів органічного топлива вугілля складає – 95,45 %, коли світові запаси становлять – 67%. Об'єм видобутку вугілля в Україні завжди мав домінуючу частину серед енергоносіїв. За період вже незалежної України, з 1991 по 1998 роки, у паливному забезпеченні ТЕС частка вугілля збільшилась з 22,2% до 27,1%. Це приблизно у 1,5 рази нижче середньосвітового показника (39,6% в 1990 р.) та у 2,1-2,3 рази нижче даного показника для США та Східної Європи, які забезпечують себе необхідними об'ємами вугілля.

Передбачені запаси вугілля в Україні складають 117,5 млрд.тон, у тому числі, розвідані – 56 млрд.тон. Цих запасів достатньо для підтримки видобутку на нинішньому рівні протягом, що найменше, 400 років. За останні 15 років, рівень видобутку залишався незмінним, близько 72-83 млн.тон вугілля на рік.

За рахунок складних гірничо-геологічних умов та низького рівня механізації, складних та небезпечних умов праці, ця галузь потребує підтримки, тому що є збитковою. Тому, зараз почався процес стабілізації видобутку вугілля в Україні та вихід на новий технічний рівень. Почали упроваджуватися нові технічні досягнення в галузі машинобудування.

Мета даного проекту – модернізація головної підйомної установки шахти «Тернівська» ШУ «Павлоградське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», для підвищення продуктивності та зниження енерговитрат з урахуванням сучасного розвитку техніки та виконання правил безпеки. Розглянути питання організації праці та визначити основні технічні показники праці підйомного комплексу.

1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПІДПРИЄМСТВА

1.1. Проектна потужність та загальна організація роботи шахти

Шахта «Тернівська» була відання в експлуатацію у 1964 році з проектною потужністю 900 тис.т. вугілля на рік, яка була освоєна у 1970 році. У 1979 році, колишнім Мінвуглепромом СРСР, шахті була встановлена виробнича потужність 1 млн. 100 тис. т. вугілля на рік, яка підтримувалась на цьому рівні до 1992 року.

У геоструктурному відношенні поле шахти примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву та простягається вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької впадини.

Площа поля шахти «Тернівська» характеризується спокійним моноклинальним заляганням товщі карбону з падінням порід у північному та північно-східному напрямку під кутом 0-3 град., але відмічають локальні мультіобразні зниження де накопичуються водопрояви, що негативно впливає на проведення гірничих робіт.

Найбільш великим порушенням, у межах шахтного поля є скидання: Богданівське, Тернівське та Південно-Тернівське. На західному крилі пласта C_8^{11} , гірничими роботами розкрито тектонічне порушення яке перетинає крайню південно-східну частину з південного-заходу на північний-схід від Південно-Тернівського скидання до Тернівського. Його амплітуда коливається від 0,2 до 2,0. Кут падіння 70-80 град.

У зв'язку з ускладненням гірничо-геологічних умов відпрацювання пластів, інститутом «Днепргіпрошахт» у 1994 році було розроблено «Обґрунтування виробничої потужності шахти «Тернівська» об'єднання «Павлоградвугілля»», у якому потужність шахти була прийнята рівною 900 тис.т. на рік. Однак, станом на 2015 рік, шахта змогла добути близько 1млн. 600 тис.т. вугілля.

Режим роботи шахти.

Прийнятий наступний режі роботи шахти:

1. Число робочих днів на рік для шахти – 300 днів;

2. П`ятиденна робоча неділя для працівників з одним вихідним та одним вихідним за замінним графіком;

3. Тривалість робочої зміни:

- на підземних роботах – 6 годин
- на поверхні – 8 годин

4. Кількість робочих змін:

- на підземних роботах – 4 зміни (три по видобутку та проведенню гірничих виробок та одна ремонтно-підготовча)
- на поверхні – 3 зміни

1.2. Структурна будова гірського масиву

Шахтне поле віднесено до Північно-східного схилу Українського кристалічного масиву та простягається уздовж Південно-західного борту Дніпровсько-Донецької впадини. Площа характеризується спокійним моноклинальним заляганням осадової товщи карбону та ускладнюється цілим рядом великих та більш мілких тектонічних порушень. З більш великих можна виділити Богданівське, Північно-Тернівське, Павлоградсько-В`язівське скидання з амплітудою зміщення порід від 20 до 374 м., та кутами падіння 35-70 град.

Промислова вугленосність шахтного поля віднесена до відкладень Самарської свити (C_1^3) нижнього карбону, у якому міститься до 50 вугільних пластів та прошарків, з яких робочої потужності більше 0,60 м., досягають сім пластів: C_9 , C_8^H , C_7^H , C_6 , C_5 , C_4 та C_1 . У період з 1968 по 1990 роки, шахтою було відпрацьовано запаси по пластах C_8^H та C_7^H .

1.3. Гідрогеологія

Водоносні горизонти, які поширені на шахтному полі, мають відношення до відкладень четвертичного, неогенового, палеогенового, тріас-юрського та кам'яновугільного віку.

У четвертичних відкладеннях виділяють два водоносні горизонти, віднесені до лісовидних сугленків та у алювіальних породах долини річки Самара. У відкладеннях неогенової системи розвинено водосний горизонт, укладений у пісках сарматського ярусу. Під час проведення гірничих робіт ці водоносні горизонти можуть брати участь у обводнюванні гірничих виробок, але у зв'язку з обмеженими запасами та слабкими фільтраційними властивостями пісків, їх ступінь участі зазвичай незначна.

У відкладеннях палеогенової системи, підземні води знаходяться в породах Київсько-Харківської та Бучагської свит, які відіграють роль у обводненні гірничих виробок шахти на тій площі, де вугільні пласти безпосередньо виходять під Бучагські піски, які мають плавунні здібності. За Південно-Тернівським скиданням вихід під бучаг мають пласти C_5 , C_4 та C_1 .

У відкладеннях тріас-юрської системи, підземні води знаходяться в кварцево-полевошпатових пісчаниках та пісках. Цей горизонт гідравлічно зв'язаний з бучагським, тому він може приймати участь у обводненні гірничих виробок. Безпосередню участь у обводненні приймають водоносні горизонти, які мають відношення до кам'яновугільного віку.

1.4. Схема розкриття шахтного поля

Шахтне поле розміром по простяганню – 5,4 км, по падінню – 4,0 км розділено на 3 блоки.

Між Богданівським та Тернівським скиданнями розташовані блоки №1 та №2. Блок №3 розташований між Тернівським та Південно-Тернівським скиданням. Таким чином, шахтне поле розділено Тернівським скиданням на дві, приблизно, рівні площі: центральну на півночі та за скиданням на півдні.

Шахтне поле розкрите двома центральнo-здвоєнними вертикальними стволами: головним та допоміжним, розташованих у східній частині центральної площі, та капітальними похилими квершлагами. Для виведення вихідного струменя повітря на крилах шахти пройдені вентиляційні стовбури №1 (східне крило заскиданої площі) та вентиляційним стовбуром №2 (західне крило центральної площі).

Основний відкаточний горизонт закладений на позначці мінус 156,6 м. Від околостовбурного двору горизонту 256 м у напрямку простирання пройдено західний польовий штрек, від якого для розкриття пластів пройдені похилі квершлагаи та ходки. Характеристика стовбурів приведена в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Характеристика стовбурів

| Показники | Найменування стовбурів | |
|---|------------------------|------------|
| | головний | допоміжний |
| Абсолютна позначка гирла стовбура, м | +108,4 | +108,6 |
| Абсолютна позначка рівня головок рейок, м | - | -156,6 |
| Глибина від поверхні, м | 256,2 | 265,2 |
| Глибина зумпфа, м | 31,6 | 31,6 |
| Повна глибина стовбура, м | 296,8 | 296,8 |
| Діаметр стовбура у світлі, м | 5,0 | 6,0 |
| Площа прерізу у світлі, м ² | 19,6 | 28,3 |
| Кріплення стовбура | | |
| - у наносах | Чавунні тюбінги | |
| - у корінних породах | Залізобетонні тюбінги | |
| Товщина кріплення | | |
| - у наносах | 300 | 300 |
| - у корінних породах | 300 | 300 |
| Довжина гирла стовбура, м | 15,5 | 15,5 |
| Кріплення гирла стовбура | залізобетонна | |
| Товщина кріплення гирла стовбура, мм | 500 | 500 |
| Армування стовбура | Металева жорстка | |

В даний час у блоці №2 в робочому стані з транспорту вантажів знаходиться лише західний польовий відкаточний штрек горизонту 265 м (свіжий струмень повітря) та конвеєрні квершлагаи №1 і 2 цього горизонту (вихідний струмінь повітря). Інші виробки потребують тривалого часу на приведення у робочий стан, мають завищені ухили шляху або є похилими. Вихід

з них до верхньої межі блоку по пластах C_6^H та C_5 також можливі квершлагами із завищеними ухилами шляху, причому їх траси перетинають зони геологічних порушень та старих вироблених просторів.

У зв'язку з викладеним, розкриття пластів C_6^H та C_5 біля верхньої межі блока №2 прийнято горизонтальним відкаточним квершлагом, який потім переходить у похилий під кутом 15° . Відкаточний квершлаг проходить із західного польового штреку горизонта 265 м паралельно конвеєрному квершлагоу №2 на відстані 50 м від нього із західної сторони. Паралельно похилій частині відкаточного квершлага із східного боку на відстані 35 м від неї під кутом 15° проходить людський ходок. З метою забезпечення нормального провітрювання тупикових вибоїв та забезпечення запасного виходу з них під час будівництва, людський ходок на початку похилої частини (горизонт 265 м) збивається з конвеєрним квершлагом №2, а біля верхньої межі – з похилим відкаточним квершлагом та камерою підйомної машини.

Горизонтальна частина відкаточного квершлага кріпиться за допомогою арочного податливого металічного кріплення КШПУ з СВП-27, 2 рами на пог.м, похилі відкаточний квершлаг та людський ходок – КШПУ з СВП-22,1,25 рами на пог.м.

Похилий відкаточний квершлаг обладнується підйомною машиною для доставки вантажу та трапами з перилами для пересування людей, людський ходок – канатно-кресельною дорогою та трапами з перилами. На претині похилого квершлага з пластами C_6^H та C_5 споруджують прийомні майданчики. Біля нижньої межі пласт C_5 розкритий горизонтально, а пласт C_6^H з ухилом – дренажними квершлагами. Дренажний квершлаг пласта C_6^H з'єднаний похилим вентиляційним квершлагом з панельним вентиляційним штреком.

Прийнята схема розкриття пластів C_6^H та C_5 дозволяє розташувати виробки поза зоною геологічних порушень та забезпечує мінімальні терміни будівництва.

1.5.Навколостовбурні двори

Навколостовбурний двір споруджений на горизонті 265 м. Він слугує для видачі вугілля та породи, подачі в шахту обладнання та матеріалів. Двір круглого типу з розташуванням основних виробок навхрест простягання порід. В ньому розташовані камери насосної та центральної електропідстанції, комплекс гараж-зарядної, медпункта, очікувальної, вбиральні та протипожежного потяга. На сьогоднішній день спорудження нових навколостовбурних дворів та реконструкція вже існуючих не передбачається.

1.6.Підйом по стовбурах

Шахтне поле розкрите чотирма вертикальними стовбурами:

- головними – з двоскіповим вугільним та односкіповим з противагою породним підйомом;
- допоміжними – з двоклітьовим підйомом та вентиляційними стовпами №1 та 2 кожен з аварійно-ремонтними однокінцевими клітьовим підйомом.

Машина вугільного підйому типу МПБ5 -2-2 з асинхронним редуктором ($i=10,5$) приводом від двох (обидва працюючі) електродвигунів типу АКН-17-39-24У4 (800 кВт, 245 об/хв, 6 кВ), скіпи ємністю 11,0 м³ (9,0 т), обслуговуєміий горизонт – 265 м.

Машина породного підйому головного стовбура типу 2Ц-4×1,8 з редукторним асинхронним приводом ($i=10,5$) від двох (один працюючий) електродвигунів типу АТ-17-В6-16М (400 кВт, 365 об/хв, 6 кВ), скіп ємністю 4,0 м³ (5,3 т), обслуговуєміий горизонт – 265 м.

Машина клітьового підйому допоміжного стовбура типу МПБ5-2-2 з редукторним асинхронним приводом від двох (один працюючий) елетродвигунів типу АКН2-18-47-24У4 (630 кВт, 245 об/хв, 6 кВт), клітки одноповерхові на вагонетці ВГ-3,3.

Аварійно-ремонтні підйоми вентиляційних стволів №1 та 2 обладнані кожен машиною типа Ц1-6×1,2 з асинхронним редукторним приводом від електродвигуна МА36-62/8Ф (160 кВт, 740 об/хв, 380 В).

Допоміжний стовбур обладнаний двома одноклітьовими з противагою підйомами, які виконують допоміжні вантажолюдські операції з горизонтів: 140, 160, 190 та 235 м. Машини обох підйомів забезпечують максимальну швидкість підйому – 8,9 м/с. Одноповерхові кліті на вагонетку ВГ – 3,3, максимальний корисний вантаж – 5300 кг (вагонетка з породою).

Стан обладнання підйомних установок обох стовбурів – задовільний, обладнання придатне для подальшої експлуатації та відповідає нормативним вимогам.

1.7. Система розробки

Існуюча система розробки – довгими стовбурами по підняттю та падінню одинарними лавами.

Навантаження на очисні вибої склало по пласту C_6 – 516 т/доб., C_5^B – 579 т/доб., C_4 – 848 т/доб. та C_8 – 823 т/доб. Середнє посушення лінії очисних вибоїв склало 78,5 м/міс. За цей період пройдено 3288 м виробок, середньодіюча кількість підготовчих вибоїв – 5,5, середня швидкість проведення виробок – 99,6 м/міс. Вихід породи склав 48,3 тис.т. в тому числі від ремонту 7-8 %. Діючим проектом зберігається існуюча система розробки. Управління кровлею – повне обвалення.

Для механізації очисних робіт по пласту C_8^H проектом зберігаються діючі нині механізуючі комплекси 1МКМ, які добре зарекомендували себе при відпрацюванні цього пласта. На пластах C_6 , C_5^B , C_4^H – КД-80. В перспективі цей комплекс буде замінено комплексом КД-90.

В процесі експлуатації будуть проходитись магістральні, дренажні та виймальні штреки, а також розрізні печі очисних вибоїв. Розрізні печі очисних вибоїв проходяться нарізними комбайнами типу КН-78.

Проходження гірничих виробок прийнято комбайнами ГПКС та 4ПП-2, вузьким ходом. Застосування комбайнів вибіркової дії з стрілоподібним виконавчим органом дозволяє здійснити роздільну виїмку вугілля та породи. Швидкість проведення виробок прийнята рівною 150 м/міс. Кількість бригад – 6, вихід породи – 600т/доб.

Виходячи з досвіду роботи шатхи «Тернівська» та ін. шахти Західного Донбасу, для кріплення виробок прийняте металічне аорчне кріплення типу КШПУ. Об`єм проведення підготовчої виробки – 9 км на рік.

Розвиток гірничих робіт прийнято відповідно з програмою шахти:

- до 2014 року – робота чотирма очисними вибоями;
- після 2014 – трьома очисними вибоями. Блок №2 вводиться у 2008 році, з 2010 по 2019 рік у ньому розташовується два очисних вибоїв, з 2019 по 2021 рік – три вибої, потім до 2022 року загасання видобутку.

1.8.Підземний транспорт

В даний час, на шахті, для забезпечення основного вантажопотоку використовується система повної конвеєризації, від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного стовбура. Основні типи використовуваних конвеєрів – 1ЛТ80У, 1Л80У, 1Л100К1, 1Л100У, 1Л1000КСП, 2Л100У та 1ЛУ120.

Для відкатки породи та виконання допоміжних транспортних операцій використовується локомотивна відкатка акумуляторними електровозами АМ8Д та 2АМ8Д:

- горизонт 110 м – АМ8Д – 2 шт;
- горизонт 205 м – АМ8Д – 3 шт;
- горизонт 245 м – АМ8Д – 4 шт;
- горизонт ... м – 2АМ8Д – 2 шт

з використанням вагонеток ВГ – 3,3 (100 шт) та ВГ – 2,5 (25 шт).

Зарядка акумуляторних батарей та обслуговування електровозів здійснюється в гараж-зарядних, розташованих на горизонтах 110 м, 205 м та 265 м. Допоміжні похилі та дільничі виробки, в залежності від їхньої функції, обладнані однокільцевими похилими підйомами, канатними надгрунтовими та кресельними дорогами.

1.9. Споживачі і вимога до кількості корисних копалин

Вугілля розглянутих пластів відносяться до марок Д та ДГ. Величина зольності чистих вугільних пачок змінюється від 1,6 до 28,2% з урахуванням забруднення природними прошарками коливається від 1,6 до 31%.

Середнє значення сірки змінюється від 1,7 до 2,3%, максимальна вологоємність – від 13,9 до 15,7%. Середнє значення теплоти згоряння коливаються в межах 7756 ккал/кг (пласт С₁) – 7884 ккал/кг (пласт С₆).

Пластометричні показники змінюються по пластах від 0 до 15 мм. Значення величини виходу летючих коливаються від 41,5% (пласт С₆) до 26,7% (пласт С₄).

1.10. Вентиляція

Шахта віднесена до надкатегорійної по метану та небезпечної за вибуховістю вугільного пилу. За час роботи шахти суфлярних виділень метану та раптових викидів вугілля та газу не спостерігалось. Пласти не схильні до самозаймання. Порошний пил сілікозонебезпечний. За даними депресійної зйомки шахти, виконаної ВГСО м.Павлоград у 2003 році, абсолютна багатогазовість виїмкових дільниць при відпрацюванні пластів С₅ та С₆^н досягає 0,267 – 0,582 м³/хв.

Схема провітрювання шахти – комбінована, спосіб провітрювання – всмоктувальний. Свіже повітря подається в шахту по допоміжному стовбуру, відведення вихідного струменя повітря здійснюється за трьома стовбурами – головному та вентиляційному №1 та 2.

Провітрювання шахти здійснюється трьома вентиляторами ВОД-30, ВОКД-1,8 та ВОД-21М, встановлених відповідно біля головного стовбура та вентиляційних стовбурів №1 та 2

Вентиляторна установка ВОД-21М біля вентиляційного стовбура №1 знаходиться в стані будівництва, після її введення вентиляційна установка ВОКД-1,8 вибуває з роботи.

Схема провітрювання виїмкових ділянок – зворотна з видачею вихідного струменя повітря на масив вугілля. Провітрювання гараж-зарядних та складу ВМ – відокремлено квершлагами. Для відводу вихідного струменя повітря на крилах шахти пройдені вентиляційний стовбур №1 (східне крило площі за скиданням) та вентиляційний стовбур №2 (західне крило центральної площі).

Подача свіжого струменя повітря до панельних виробок пластів C_8 , C_6^H , C_5 та C_4^H здійснюється з навколостовбурного двору горизонту 265 м по південному конвеєрному квершлагу, похилому конвеєрному квершлагу на пласті C_8 , панельному відкаточному штреку горизонту 245 м, похилому квершлагу та першому панельному вентиляційному штреку для провітрювання гірничих робіт східного крила, по південному відкаточному та конвеєрному квершлагам №1 та 2 для провітрювання гірничих робіт західного крила.

До виїмкових ділянок і підготовчих вибоїв східного крила пластів C_8 , C_6^H , C_5 повітря подається по східному відкаточному та конвеєрному штрекам пласта C_4 та верхньому відкаточному штреку пласта C_5 , західного крила – по західному відкаточному й конвеєрному штреку пласта C_5 , нижньому західному відкаточному штреку пласта C_8 , конвеєрному квершлагу №3 та західному відкаточному штреку пласта C_8 .

До очисних вибоїв подача струменю повітря здійснюється по збірним штрекам, видача вихідної – по бортовим штрекам. Вихідний струмень повітря з очисних та підготовчих вибоїв видається по східному та західному вентиляційних штреках пласта C_6^H та західному конвеєрному та відкаточному штрекам пласта C_8 . З вентиляційних виробок пласта C_6^H вихідний струмень повітря направляється на вентиляційний стовбур №1. Частина повітря з

вентиляційних виробок пласта C_6^H східного крила направляється до вентиляційного стовбура №1, решта повітря по другому панельному вентиляційному штреку горизонта 175 м, панельному відкаточному штреку пласта C_5 та східному вентиляційному штреку горизонта 175 м направляється до головного стовбура, через який і видається на поверхню. З західного вентиляційного штрека пласта C_6^H по вентиляційному квершлагу повітря направляється до вентиляційного стовбура №2 і далі на поверхню. Для провітрювання об'єктів підготовлюваного блоку №2 свіжий струмень повітря подається з навколостовбурного двору горизонту 265 м по західному польовому відкаточному штреку горизонта 265 м та дренажними квершлагами, вивід вихідного струменя повітря здійснюється по людському ходку, західному вентиляційному штреку горизонта 175 м, через який і передається у головний стовбур. Існуюча схема провітрювання гірничих виробок передбачає подачу до споживача частини свіжого струменя повітря по головним конвеєрним виробкам.

1.11.Електропостачання

Електропостачання шахти здійснюється від головної понижуючої підстанції на поверхні ГПП 35/6 кВ, яка в свою чергу живиться від двох ВЛ 35 кВ.

Для живлення усіх підземних споживачів на горизонтах 235 м та 140 м спорудженні ЦПП, живлення яких здійснюється через стовбурові кабелі від ГПП 35/6 кВ. Від ЦПП отримують живлення насоси головного водовідлива, перетворююча підстанція для зарядки електровозів та високовольтні розподільчі пункти (РПЛ-6кВ). А від РПП - 6кВ отримують живлення групи пересувних трансформаторних підстанцій. Живлення низьковольтних споживачів здійснюється від пересувних трансформаторних підстанцій з напругою 660В.

Для електроустановок на поверхні шахти спорудженні: РУ-6кВ та КТМ-6/0, 4кВ-0,23кВ з глухозаземленною нейтраллю. Від них отримують живлення як силові, так і освітлювальні споживачі.

1.12. Охорона праці

Джерелами підвищеного шуму є:

- включені агрегати;
- привід конвеєрів;
- привід перекидачів;
- ВМП для подачі повітря у підготовчу виробку.

Для боротьби з шумом використовують наступне:

1. Звукопоглинання та звукоізоляція;
2. Зменшення звуку, шуму у джерелі утворення;
3. Дистанційне управління машинами та механізмами;
4. Винесення ВМП за межі зони робочих місць.

До вібрації схильні робочі, працюючі на ручних електричних свердлах, електровозах, прохідницьких та очисних комбайнів. Для усунення вібрації передбачають:

- вібропоглинаючі каретки;
- амортизатори;
- гнучкі вставки, які розділяють антивібраційні рукоятки.

Пласти, що розроблюються шахтою за польовим фактором, відносяться до I та II групи. Запиленість рудничого повітря складає 160-280 мг/м³. Основними джерелами пилеутворення є:

- скребкові та стрічкові конвеєри;
- бурові станки;
- виймальні агрегати;
- вугільні та породні перекидачі.

Для зменшення пилеутворення та розповсюдження пилу по гірничим виробкам на шахті передбачається:

- зрошення джерел пилеутворення;

- прибирання пилю біля навантажувальних пунктів;
- змив пилю що осідає зі стінок виробки навколостовбурного двору;
- побілка основних виробок навколостовбурного двору;
- у камерах опрокидувачів відсмоктування пилю з її подальшим зволоженням та усуненням.

Для гасіння підземних пожеж передбачається прокладення протипожежного трубопроводу, протипожежних дверей та засобів пожежогасіння відповідно з ПБ. Протипожежний трубопровід забарвлений у червоний колір.

1.13. Охорона навколишнього середовища

Через те, що виробки проходяться широким забоєм, вся порода від проходження горних виробок видається на поверхню. На сьогоднішній день, складування породи у породні відвали не є доцільно. Вся порода звозиться до заплави річки Самара, яка підлягає рекультивації. На даний момент, більша частина породного відвалу у заплаві р. Самара після рекультивації, відведена під садівничі колективи.

Висновок: в данному розділі виконано аналіз гірничо-геологічних умов шахти «Тернівська», на основі якого можна зробити висновок щодо можливості підвищення швидкості видобутку та необхідності модернізації головної підйомної установки.

2.ТЕХНОЛОГІЧНІ ТА ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ОБ'ЄКТА ПРОЕКТУВАННЯ

2.1.Вихідні дані для розрахунку

Проектна потужність 1 млн 100 тис. тон вугілля на рік. Передбачене збільшенням річної продуктивності шахти до $A_p = 1$ млн.600 тис. тон вугілля на рік при її глибині $H_{\text{ш}} = 265$ м., потребує модернізації вугільного підйому головного стовбура шахти. Тому, для досягнення цієї цілі необхідна заміна підйомної машини МПБ 5-2-2, яка знаходиться в експлуатації з 1987 року та системи електроприводу.

Проектне рішення:

За тривалістю нормативного терміну служби (25 років) машина підлягає заміні. Через аварійний стан корінної частини (тріщини обічайки барабана, незадовільний стан вушок постаментів через зношення) при виконанні робіт з модернізації підйому необхідна негайна заміна існуючої машини на аналогічно нову. Установчі розміри нової машини повинні відповідати вже існуючому фундаменту для спрощення робіт. Таке рішення дозволяє виключити важкі роботи з перебудови існуючого фундаменту та відповідно зменшити коштовність, трудоємність та тривалість реконструкції підйому.

Для зниження споживання електроенергії обгрунтуємо заміну асинхронного двигуна з фазним ротором на асинхронний двугун з короткозамкнутим ротором та частотним перетворювачем.

Для цього необхідно провести перевірочний розрахунок електромеханічного обладнання головної підйомної установки та розробити відповідні технічні рішення щодо її модернізації.

2.2. Розрахунок скіпової підйомної підйомної установки

2.2.1. Розрахунок і вибір місткості підйомної посудини

Визначаємо годинну продуктивність підйомної установки:

$$A_{\Gamma} = \frac{C \cdot A_p}{N \cdot t}; \quad (2.1.)$$

де, C – коефіцієнт нерівномірності завантаження скіпа, для підйомних посудин рудної та вугільної промисловості дорівнює відповідно 1,15 та 1,5;

N – розрахункове число робочих днів підйомної установки протягом року. $N=305$;

t – тривалість роботи підйомної установки за добу. $t=18$ год;

$$A_{\Gamma} = \frac{1,5 \cdot 1\,600\,000}{305 \cdot 18} = 437 \text{ Т/час}$$

Розраховуємо раціональну вантажопідйомність скіпа:

- для одноканатного підйому

$$m_{\text{раз}} = 5,7 A_{\Gamma} \sqrt[4]{H}, \text{ кг}; \quad (2.2.)$$

$$m_{\text{раз}} = 5,7 \cdot 437 \cdot \sqrt[4]{327,3} = 10\,586,3 \text{ кг}$$

де H – висота підйому, м. Обчислюється відповідно до прийнятої схеми підйомної установки. Для скіпового підйому:

$$H = H_{\text{ш}} + h_{\text{ПБ}} + h_{\text{ЗБ}} + h; \quad (2.4.)$$

де, $h_{\text{ПБ}} = 22$ м, рівень приймального бункера для одноканатного підйому;

$h_{\text{ЗБ}} = 30$ м, висота завантаження скіпа нижче навколостовбурного двору;

$h = 0,3$ м, висота рами скіпа над рівнем приймального бункера у момент розвантаження скіпа з донним розвантаженням.

$$H = 265 + 22 + 40 + 0,3 = 327,3 \text{ м}$$

За розрахунковою $m_{\text{роз}}$ із табл.1^[1] обираємо скіп з найближчою більшою вантажопідйомністю m_n .

Обираємо скіп СН 11-185-1,1

Табл.2.1 – Характеристика скіпа

| Позначення моделі | Місткість кузова, м ³ | | Вантажопідйомність, кг | Висота скіпа, м | Шлях розвантаження, м | Маса скіпа, кг | Відстань між осями напрямних шківів, м | Пауза, с |
|-------------------|----------------------------------|---------|------------------------|-----------------|-----------------------|----------------|--|----------|
| | Геометрична | Корисна | | | | | | |
| СН11-185-1,1 | 11 | 10 | 10 800 | 11,86 | 2,45 | 9 750 | 2,17 | 11 |

2.2.2 Розрахунок і вибір підйомного канату

а) при глибині шахти $H_{\text{ш}} \leq 600$ м розрахункову лінійну масу канату визначаємо за формулою:

$$p_{\text{роз}} = \frac{m_0 * g}{\frac{\sigma_m * 10^6}{n_{\text{ПБ}} * \rho_0} - H_0 * g}, \text{ КГ/М} \quad (2.5.)$$

де, $m_0 = m_n + m_m$ – сумарна маса вантажу, яка складається із маси вантажу m_n , та маси вантажу порожнього скіпа m_m , кг.

$$m_0 = 10800 + 9750 = 20550 \text{ кг};$$

σ_m – тимчасовий опір розриву дротів канату, МН/м². Для вертикальних установок приймається, що $\sigma_m = 1600 \dots 1800$ МН/м²;

$n_{\text{ПБ}}$ – запас міцності канату, що встановлюється в залежності від призначення канатів і установок та типу підйомної машини, приймається із таблиці 8-а^[1];

$\rho_0 = 9000$ кг/м³ – фіктивна щільність каната;

g – прискорення вільного падіння, м/с²;

$$p_{\text{роз}} = \frac{20\,550 * 9,81}{\frac{1\,600 * 10^6}{6,5 * 9\,000} - 343,6 * 9,81} = 8,40 \text{ кг/м}$$

H_0 – максимальна довжина канату, м:

$$H_0 = h_{\text{ЗБ}} + H_{\text{ш}} + h_{\text{к}}, \text{ м} \quad (2.6.)$$

$$H_0 = 40 + 265 + 38,66 = 343,6 \text{ м}$$

Висоту копра розраховують відповідно до обраної схеми і рекомендацій наведених у ПБ. Для випадку розташування шківів на одній горизонтальній осі:

$$h_{\text{к}} = h_{\text{ПБ}} + h_{\text{ПП}} + h_{\text{пр}} + h_{\text{пер}} + 0,75R_{\text{ш}}, \text{ м} \quad (2.7.)$$

де, $h_{\text{ПП}}$ – висота пидйомної посудини, м;

$h_{\text{пр}}$ – перевищення скіпа над приймальним бункером. $h_{\text{пр}} = 0,3 \text{ м}$;

$h_{\text{пер}}$ – висота перепідйому для одноканатних підйомних машин. $h_{\text{пер}} = 3 \text{ м}$;

$$h_{\text{к}} = 22 + 11,86 + 0,3 + 3 + 0,75 * 2 = 38,66 \text{ м}$$

Для визначення висоти копра радіус шківа $R_{\text{ш}}$ орієнтовно приймається в межах 2...2,5 м. У ході розрахунку підйомної установки він уточнюється.

За $p_{\text{роз}}$ обираємо сталевий круглопрядний канат.

Табл. 2.2 – Характеристика канату

| Діаметр, мм | Лінійна маса канату (маса 1 м) кг/м | Розрахункова межа міцності дротів при розтягуванні, МН/м ² |
|-------------|-------------------------------------|---|
| | | 1 600 |
| | | Розрахункове сумарне розривне зусилля усіх дротів канату, кН |
| 45 | 8,891 | 1 555 |

Обраний за величиною $p_{роз}$ канат перевіряється на фактичний запас міцності:

$$n = \frac{1000 * Q_k}{g(m_0 + p + H_0)} \geq n_{ПБ}, \quad (2.8.)$$

де, Q_k – сумарне розривне зусилля всіх дротів обраного за каталогом канату, кН;

p – лінійна розрахункова маса обраного каната, кг/м;

$n_{ПБ}$ – мінімальне допустиме значення запаса міцності каната. $n_{ПБ} = 6,5$;

$$n = \frac{1\,000 * 1\,555}{9,81(20\,550 + 8,891 * 343,6)} = 6,7$$

$$6,7 \geq 6,5$$

Умова виконується.

2.2.3 Розрахунок і вибір основних розмірів органу навивання

Розрахунковий діаметр барабана:

$$D_{б.роз} \geq 79d_k, \text{ мм} \quad (2.11.)$$

$$D_{б.роз} \geq 79 * 45 = 3\,555 \text{ мм}$$

Розрахунковий діаметр копрового шківів:

$$D_{ш.роз} \geq 60d_k, \text{ мм} \quad (2.12.)$$

$$D_{ш.роз} \geq 60 * 45 = 2\,700 \text{ мм}$$

де, d_k – діаметр обраного підйомного канату, мм.

За розрахунковими діаметрами $D_{б.роз}$ та $D_{ш.роз}$ обираємо стандартне значення діаметра копрового шківів $D_{ш.}$ та барабана підйомної установки $D_{б.}$

Табл.2.3 – Технічні характеристики копрових шківів

| Позначення шківа | Діаметр,мм | Діаметр канату, мм | Маховий момент, кН*м ² |
|------------------|------------|--------------------|-----------------------------------|
| ШКФ - 4 | 4 000 | 37...49,5 | 345 |

Враховуючи задовільний стан існуючих фундаментів та подальшу відсутність будівельних робіт, приймаємо циліндричну двобарабанну підйомну машину з редукторним приводом МПБ 5-2-2.

Табл.2.4 – Характеристика підйомної машини

| Найменування основних параметрів та розмірів | | Типорозмір машини |
|---|-------------------------|-------------------|
| | | МПБ 5-2-2 |
| Розміри барабанів, м | Діаметр | 5 |
| | Довжина | 2 |
| | Відстань між барабанами | 0,09 |
| Максимальний статичний натяг канату, кН | | 320 |
| Максимальна різниця статичних натягів, кН | | 250 |
| Передатне число редукторів | | 10,5; 11,5;20 |
| Число шарів навивання канату, не більше... | | 1 |
| Максимальна швидкість підйому, м/с | | 14 |
| Маховий момент машини без редуктора, канатів і копрових шківів, GD ² м, кНм ² | | 10 000 |

Ширина одного барабана:

а) для двобарабанної машини:

$$B_6 = \left(\frac{H+l_{рез}}{\pi * D_6} + Z_{mp} \right) * (d_k + \varepsilon), \text{ мм} \quad (2.13.)$$

де, Н – висота підйому, м;

$l_{рез} = 30...40$ м – резервна довжина канату;

$Z_{mp} = 3...5$ м – мертві витки тертя;

D_6 – стандартне значення діаметра барабана, м;

$\varepsilon = 2...3$ мм – зазор між суміжними витками.

$$B_6 = \left(\frac{327,3 + 40}{3,14 * 5} + 5 \right) * (45 + 2) = 1\,334,5 \text{ мм}$$

Обрана підйомна машина перевіряється за допустими статичними навантаженнями.

Максимальний статичний натяг навантаженої гілки канату:

$$F_{\text{ст.мах}} = g * (m_{\Gamma} + m_n + p * H) * 10^{-3} \leq F'_{\text{ст.мах}} \quad (2.15.)$$

$$F_{\text{ст.мах}} = 9,81 * (9\,750 + 10\,800 + 8,891 * 327,3) * 10^{-3} = 230 \leq 320 \text{ кН}$$

$$230 \text{ кН} \leq 320 \text{ кН}$$

Максимальне неврівноважене статичне зусилля:

$$F_{\text{ст.рез}} = g * (m_n + p * H) * 10^{-3} \leq F'_{\text{ст.рез}} \quad (2.16.)$$

$$F_{\text{ст.рез}} = 9,81(10\,800 + 8,891 * 327,3) * 10^{-3} = 134 \leq 250 \text{ кН}$$

$$134 \text{ кН} \leq 250 \text{ кН}$$

де, $F'_{\text{ст.мах}}$ - допустимі навантаження на машину відповідно до її технічної характеристики.

2.2.4. Розташування підйомної установки відносно стовбура шахти

Схема розташування підйомної установки відносно стовбура шахти визначається наступними параметрами:

- h_k – висотою копра, м;
- L_{σ} – відстанню від осі каната до осі підйомної машини, м;
- L_c – довжиною струни каната, м;
- c – перевищенням осі машини над нульовою відміткою стовбура, м;
- β – кутом нахилу струни каната до горизонту;
- $l_{\text{ш}} = 1,9 \dots 2,4$ м – відстанню між осями напрямних шківів, яка залежить від характеристики обраних підйомних посудів;
- a – відстанню між барабанами, м;
- $\alpha_3, \alpha_{\text{вн}}$ – кутами девіації канату, відповідно зовнішнім і внутрішнім.

Мінімальна відстань від осі каната до осі підйомної машини:

$$L_{\sigma, \text{мин}} = 0,6 * h_k + 3,5 + D_{\sigma} \quad (2.17.)$$

$$L_{\sigma, \text{мин}} = 0,6 * 38,66 + 3,5 + 5 = 31,69 \text{ м}$$

Обирається раціональне значення цього розміру, яке перебуває у межах:

$$0,9h_k \leq L_6 \leq 2h_k$$

$$34,79 \leq 31,69 \leq 77,32$$

Приймаємо $L_6 = 40$ м.

Довжина струни канату:

$$L_c = \sqrt{(L_6 - R_{III})^2 + (h_k - c)^2} \leq 65 \text{ м} \quad (2.19.)$$

Розмір c , що визначає перевищення осі машини над нульовою відміткою стовбура становить $0,8 \dots 1,0$ м.

$$L_c = \sqrt{(40 - 2)^2 + (38,66 - 1)^2} = 53,5 \leq 65 \text{ м}$$

$$53,5 \text{ м} \leq 65 \text{ м}$$

Умова виконується.

Кут нахилу струни канату до горизонту:

$$tg\beta = \frac{h_k - c}{L_6 - R_{III}}; \quad (2.20.)$$

$$tg\beta = \frac{38,66 - 1}{40 - 2} = 0,9$$

Повинна виконуватися умова :

$$45^\circ \geq \beta \geq 30^\circ$$

$$45^\circ \geq 44^\circ \geq 30^\circ$$

Кути девіації α_3 , α_{BH} для підйомних машин орієнтовно мають таке значення:

$$tg\alpha_3 \approx tg\alpha_{BH} \approx \frac{B_6}{2L_c}; \quad (2.21.)$$

де, B_6 – стандартна ширина барабана прийнятої підйомної машини, м;

$$tg\alpha_3 \approx tg\alpha_{BH} \approx \frac{2}{2 * 53,5} = 0,018 \approx 1^\circ$$

Для машин Ц, ЦР, 2Ц α_3, α_{BH} не повинні перевищувати $1^\circ 30'$.

2.3. Кінематика підйомної установки

2.3.1 Розрахунок тривалості операції підйому

Згідно з відомою годинною продуктивністю підйомної установки і обраною вантажопідйомністю посудини час її руху визначається в такій послідовності:

— кількість підйомів за годину

$$n_{чП} = \frac{A_r}{m_n}; \quad (2.22.)$$

$$n_{чП} = \frac{437}{10,8} = 40$$

— тривалість одного циклу підйому, с:

$$T_{ц} = \frac{3\ 600}{n_{чП}}; \quad (2.23.)$$

$$T_{ц} = \frac{3\ 600}{40} = 90\text{ с}$$

— тривалість руху підйомної посудини, с:

$$T = T_{ц} - \theta; \quad (2.24.)$$

$$T = 90 - 11 = 79\text{ с}$$

Тривалість паузи θ для завантаження – розвантаження приймається з технічної характеристики обраного підйомного сосуду.

2.3.2 Розрахунок максимальної швидкості підйому

Для підйомних установок, обладнаних неперекидними скіпами із секторним затвором і приводом від асинхронного двигуна, приймається прямолінійна п'ятиперіодна діаграма швидкості (рис.1.1).

При розрахунку діаграми відомими є:

- H – висота підйому, м;
- T – розрахункова тривалість руху, с;
- h_0 – величина шляху розвантаження в кривих.

Відповідно до ПБ задаються прискоренням та уповільненням підйомної посудини поза розвантажувальними кривими a_1 і a_3 у межах $0,5 \dots 0,7 \text{ м/с}^2$ та прискоренням підйомних посудин у розвантажувальних кривих a_1^{\cdot} та a_3^{\cdot} у межах $0,2 \dots 0,3 \text{ м/с}^2$.

Приймаємо:

- a_1 і $a_3 = 0,5 \text{ м/с}^2$
- a_1^{\cdot} та $a_3^{\cdot} = 0,2 \text{ м/с}^2$

При цьому перевіряють такі величини:

- швидкість сходу порожнього скіпа з розвантажувальних кривих

$$V_1 = \sqrt{2a_1 \cdot h_0} \leq 1,2 \text{ м/с} \quad (2.25.)$$

$$V_1 = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 2,45} \leq 1,2 \text{ м/с}$$

$$0,98 \text{ м/с} \leq 1,2 \text{ м/с}$$

- швидкість входу навантаженого скіпа у криві

$$V_1^{\cdot} = \sqrt{2a_3^{\cdot} \cdot h_0} \leq 1 \text{ м/с} \quad (2.26.)$$

$$V_1^{\cdot} = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 2,45} \leq 1 \text{ м/с}$$

$$0,98 \text{ м/с} \leq 1 \text{ м/с}$$

Для розрахунку максимальної швидкості руху фактична п'ятиперіодна діаграма швидкості змінюється умовною триперіодною. У цьому випадку умовними величинами також будуть:

- H_y – висота підйому, м;
- T_y – тривалість руху, с;
- $V_{\max y}$ – максимальна швидкість, м/с

Максимальна швидкість умовної триперіодної діаграми:

$$V_{\max y} = a - \sqrt{a^2 - 2a * V_{\text{сер } y}}, \text{ м/с} \quad (2.27.)$$

$$V_{\max y} = 17,3 - \sqrt{17,3^2 - 2 * 17,3 * 3,67} = 4,17 \text{ м/с}$$

де, a – модуль швидкості, який розраховується за формулою:

$$a = \frac{T_y}{\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}}, \text{ м/с} \quad (2.28.)$$

$$a = \frac{69,2}{\frac{1}{0,5} + \frac{1}{0,5}} = 17,3 \text{ м/с}$$

$V_{\text{сер } y}$ – середня швидкість умовної діаграми, яку встановлюють з такого співвідношення:

$$V_{\text{сер } y} = \frac{H_y}{T_y}, \text{ м/с} \quad (2.29.)$$

$$V_{\text{сер } y} = \frac{254,5}{69,2} = 3,67 \text{ м/с}$$

Тривалість умовної діаграми:

$$T_y = T - t_1 - t_3 = T - \frac{V_1}{a_1} - \frac{V_1}{a_3}, \text{ с} \quad (2.30.)$$

$$T_y = 79 - \frac{0,98}{0,2} - \frac{0,98}{0,2} = 69,2 \text{ с}$$

Висота підйому H_y умовної діаграми визначається за виразом:

$$H_y = H - 2h_0 - V_1 T_y, \text{ м} \quad (2.31.)$$

$$H_y = 327,3 - 2 * 2,45 - 0,98 * 69,2 = 254,5 \text{ м}$$

Максимальна швидкість за фактичною п'ятиперіодною діаграмою визначається за формулою:

$$V_{max} = V_{max y} + V_1, \text{ м/с} \quad (2.33.)$$

$$V_{max} = 4,17 + 0,98 = 5,15 \text{ м/с}$$

Далі розрахункова максимальна швидкість узгоджується з V_{max} за ПБ і коригується відповідно до обраного устаткування в такій послідовності:

а) Визначається число обертів двигуна, що відповідає розрахунковому значенню максимальної швидкості, тобто:

$$n_{роз} = \frac{60 * V_{max}}{\pi * D_6} * i, \text{ об/хв} \quad (2.35.)$$

де, i – передатне відношення редуктора. $i = 10,5$.

$$n_{роз} = \frac{60 * 5,15}{3,14 * 5} * 10,5 = 207,4 \text{ об/хв}$$

Для одноступеневих редукторів $i = 10,5; 11,5$; для двоступеневих – $i = 20; 30$. При розрахунках варто брати редуктор, який забезпечує найбільш близький збут розрахункового числа обертів двигуна з номінальними обертами.

б) Визначається найближче більше до розрахункового синхронне число обертів асинхронного двигуна за виразом:

$$n_{об} = \frac{60f}{p_{пол}} = \frac{3\,000}{p_{пол}}, \text{ об/хв} \quad (2.36.)$$

де, f – 50 Гц – промислова частота струму;

$p_{пол}$ – число пар полюсів; їх стандартні значення: 2,4,6,8,10,12.

$$n_{об} = \frac{3\,000}{12} = 250 \text{ об/хв}$$

в) Визначаються номінальні оберти двигуна:

$$n_H = n_{об}(1 - S_H), \text{ об/хв} \quad (2.37.)$$

де, S_H – номінальне ковзання двигуна. $S_H = 0,03$

$$n_H = 250(1 - 0,03) = 242,5 \text{ об/хв}$$

г) Фактична максимальна швидкість підйому:

$$V_{max \phi} = V_{max} * \frac{n_H}{n_{роз}}, \text{ м/с} \quad (2.38.)$$

$$V_{max \phi} = 5,15 * \frac{242,5}{207,4} = 6,02 \text{ м/с}$$

Після встановлення значення фактичної максимальної швидкості обчислюють такі величини:

- тривалість і величина шляху прискореного руху порожнього скіпа поза розвантажувальними кривими:

$$t_1 = \frac{V_{max \phi} - V_1}{a_1}, \text{ с} \quad (2.39.)$$

$$t_1 = \frac{6,02 - 0,98}{0,5} = 10,08 \text{ с}$$

$$h_1 = \frac{V_{max \phi} + V_1}{2} * t_1, \text{ м} \quad (2.40.)$$

$$h_1 = \frac{6,02 + 0,98}{2} * 10,08 = 35,28 \text{ м}$$

- час і шлях уповільненого руху навантаженого скіпа перед розвантажувальними кривими:

$$t_3 = \frac{V_{max \phi} - V_1}{a_3}, \text{ с} \quad (2.41.)$$

$$t_3 = \frac{6,02 - 0,98}{0.5} = 10,08 \text{ с}$$

$$h_3 = \frac{V_{max \phi} + V_1}{2} * t_3, \text{ м} \quad (2.42.)$$

$$h_3 = \frac{6,02 + 0,98}{2} * 10,08 = 35,28 \text{ м}$$

- час і шлях рівномірного руху:

$$t_2 = \frac{h_2}{V_{max \phi}}, \text{ с} \quad (2.43.)$$

$$t_2 = \frac{251,8}{6,02} = 41,8 \text{ с}$$

$$h_2 = H - 2h_0 - h_1 - h_3, \text{ м} \quad (2.44.)$$

$$h_2 = 327,3 - 2 * 2,45 - 35,28 - 35,28 = 251,8 \text{ м}$$

- фактична тривалість руху підйомної посудини:

$$T_{\phi} = t_1 + t_1 + t_2 + t_3 + t_3 \leq T, \text{ с} \quad (2.45.)$$

$$T_{\phi} = 4,9 + 10,08 + 41,8 + 10,08 + 4,9 \leq 79 \text{ с}$$

$$71,76 \text{ с} \leq 79 \text{ с}$$

- фактичний коефіцієнт резерву продуктивності підйомної установки:

$$C_{\phi} = C * \frac{T + \theta}{T_{\phi} + \theta} \quad (2.46.)$$

$$C_{\phi} = 1,5 * \frac{79 + 11}{71,76 + 11} = 1,63$$

де, С – коефіцієнт нерівномірності завантаження скіпа.

2.4. Динаміка підйомної установки

2.4.1. Розрахунок приведеної до кола органу навівання маси рухомих частин підйомної установки

Попередньо вирішується питання про врівноваження підйомної установки хвостовим (врівноважувальним) канатом. Ступінь статичної невривноважаності визначається за формулою:

$$\delta = \frac{p \cdot H}{k \cdot m_n} \quad (2.47.)$$

де, $k = 1,15$ – для скіпів і $k = 1,20$ – для клітей;

p – лінійна маса канату, обраного за каталогом, кг/м.

При $\delta \geq 0,5$ підйомну машину доцільно врівноважити хвостовим канатом, маса одного метра якого дорівнює масі одного метра головного канату, тобто $p=q$.

$$\delta = \frac{8,891 \cdot 327,3}{1,15 \cdot 10\,800} = 0,23$$

Оскільки, нерівність $0,2 \geq 0,5$ не виконується, підйомну установку не врівноважуємо хвостовими канатами.

Приведена до кола органу навівання маса рухомих елементів підйомної установки:

$$m_i = m_{\text{пост}} + m_{\text{об}}, \text{ кг} \quad (2.48.)$$

де, $m_{\text{пост}}$ – маса елементів підйомної установки, що здійснюють поступальний рух, яка дорівнює сумарній масі вантажу всіх підйомних посудин і канатів, кг;

$m_{\text{об}}$ – маса елементів підйомної установки, що здійснюють обертальний рух, умовно приведена до кола органу навівання, кг.

$$m_i = 39\,468,3 + 93\,788,25 = 133\,256,55 \text{ кг}$$

Маса елементів, які здійснюють поступальний рух:

$$m_{\text{пост}} = m_n + 2m_m + 2L_p p + L_q q, \text{ кг} \quad (2.49.)$$

$$m_{\text{пост}} = 10\,800 + 2 * 9\,750 + 2 * 515,6 * 8,891 + 0 = 39\,468,3 \text{ кг}$$

де, L_p – довжина однієї гілки головного канату, м.

$$L_p = H_0 + L_c + l_{\text{рез}} + Z_{\text{тр}} * \pi * D_6, \text{ м} \quad (2.50.)$$

$$L_p = 343,6 + 53,5 + 40 + 5 * 3,14 * 5 = 515,6 \text{ м}$$

Приведена до кола органу навівання маса обертових елементів підйомної установки:

$$m_{\text{об}} = m_6 + n_{\text{нш}} * m_{\text{нш}} + k_{\text{зп}} * n_{\text{дв}} * m_p, \text{ кг} \quad (2.53.)$$

де, m_6 , $m_{\text{нш}}$, m_p – приведені до кола органу навівання маси відповідно барабана, напрямного шківа та ротора електродвигуна;
 $k_{\text{зп}} = 1,3 \dots 1,4$ – коефіцієнт, що враховує приведену до кола органу навівання масу зубчатої передачі редуктора $m_{\text{зп}}$.
 $n_{\text{нш}}$ і $n_{\text{дв}}$ – відповідно кількість напрямних шківів та привідних електродвигунів.

$$m_{\text{об}} = 40\,774,7 + 2 * 1\,406,7 + 1,3 * 1 * 38\,615,5 = 93\,788,25 \text{ кг}$$

— маса барабана:

$$m_6 = \frac{(G * D^2)_6 * 10^3}{g * D_6^2}, \text{ кг} \quad (2.54.)$$

де, $(G * D^2)_6$ – маховий момент машини, приведений до тихохідного вала, $\text{кН} * \text{м}^2$, приймається за даними технічної характеристики підйомної машини.

$$m_6 = \frac{10\,000 * 10^3}{9,81 * 5^2} = 40\,774,7 \text{ кг}$$

— маса напрямного шківa:

$$m_{\text{нш}} = \frac{(G \cdot D^2)_{\text{нш}} \cdot 10^3}{g \cdot D_6^2}, \text{ кг} \quad (2.55.)$$

де, $(G \cdot D^2)_{\text{нш}}$ – маховий момент напрямного шківa, $\text{кН} \cdot \text{м}^2$, приймається за даними технічної характеристики шківa.

$$m_{\text{нш}} = \frac{345 \cdot 10^3}{9,81 \cdot 5^2} = 1\,406,7 \text{ кг}$$

— маса ротора:

$$m_{\text{р}} = \frac{(G \cdot D^2)_{\text{р}} \cdot 10^3}{g \cdot D_6^2} \cdot i^2, \text{ кг} \quad (2.57.)$$

$$m_{\text{р}} = \frac{85,9 \cdot 10^3}{9,81 \cdot 5^2} \cdot (10,5)^2 = 38\,615,5 \text{ кг}$$

Для визначення махового моменту ротора привідного двигуна попередньо визначаємо його орієнтовну потужність:

$$P_{\text{ор}} = \frac{k \cdot m_n \cdot H \cdot g}{1\,000 \cdot T_{\text{ф}} \cdot \eta_{\text{зп}}} \cdot \rho, \text{ кВт} \quad (2.58.)$$

де, ρ – коефіцієнт, що враховує динамічний режим роботи привідного двигуна. Для скіпових установок $\rho = 1,4$;

$k = 1,15$ – коефіцієнт, що враховує шкідливий опір руху скіпа;

$\eta_{\text{зп}} = 0,93 \dots 0,95$ – ККД одноступінчатої зубчатої передачі.

$$P_{\text{ор}} = \frac{1,15 \cdot 10\,800 \cdot 327,3 \cdot 9,81}{1\,000 \cdot 71,76 \cdot 0,95} \cdot 1,4 = 818,9 \text{ кВт}$$

Табл.2.5 – Характеристика електродвигуна

| Марка електродвигуна | Номинальна потужність на валу, кВт | Номинальна напруга, В | Кількість пар полюсів | Швидкість обертання, об/хв | ККД, % | $M_{\max}/M_{\text{ном}}$ | Маховий момент, $\text{кН}\cdot\text{м}^2$ |
|----------------------|------------------------------------|-----------------------|-----------------------|----------------------------|--------|---------------------------|--|
| АКН – 17-46 – 20 | 1000 | 6000 | 12 | 245 | 93 | 2 | 85,9 |

2.4.2 Розрахунок діаграми зусиль

Розрахунок діаграми зусиль для підйомних установок з циліндричним барабаном без врівноважувального канату:

$$F_i = g[km_n + p(H - 2x_i)] \pm m_i a_i, H \quad (2.60.)$$

де, k – коефіцієнт, який враховує шкідливий опір руху посудини. $k= 1,5$.

i – період руху посудини;

x – шлях, що пройшла посудина від початку підйому, м

Для п'ятиперіодної діаграми зусиль характерні наступні періоди та точки:

$$\text{— } x_1=0; \quad x_2=x_3=h_0; \quad x_4=x_5=h_0+h_1; \quad x_6=x_7=h_0+h_1+h_2;$$

$$x_8=x_9= h_0+h_1+h_2+h_3; \quad x_{10}=H.$$

$$\text{— } a_1=a_2=+a_1; \quad a_3=a_4=+a_1; \quad a_5=a_6=0; \quad a_7=a_8= -a_3; \quad a_9=a_{10}= -a_3;$$

$$F_1 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * 0)] + 133\,256,55 * 0,2 = 177\,038,84 \text{ Н}$$

$$F_2 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * 2,45)] + 133\,256,55 * 0,2 = 176\,611,46 \text{ Н}$$

$$F_3 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * 2,45)] + 133\,256,55 * 0,5 = 216\,588,42 \text{ Н}$$

$$F_4 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28))] + 133\,256,55 * 0,5 \\ = 210\,434,13 \text{ Н}$$

$$F_5 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28))] = 143\,805,8 \text{ Н}$$

$$F_6 = 9,81[1,15 * 10\,800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28 + 251,8))] = 99\,881,51 \text{ Н}$$

$$F_7 = 9,81[1,15 * 10\ 800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28 + 251,8))] - 133\ 256,55 * 0,5 = \\ = 33\ 252,8\ \text{H}$$

$$F_8 = 9,81[1,15 * 10\ 800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28 + 251,8 + 35,28))] - 133\ 256,55 \\ * 0,5 = 27\ 100,69\ \text{H}$$

$$F_9 = 9,81[1,15 * 10\ 800 + 8,891(327,3 - 2 * (2,45 + 35,28 + 251,8 + 35,28))] - 133\ 256,55 \\ * 0,2 = 67\ 077,65\ \text{H}$$

$$F_{10} = 9,81[1,15 * 10\ 800 + 8,891(327,3 - 2 * 327,3)] - 133\ 256,55 * 0,2 = 66\ 641,55\ \text{H}$$

За результатами розрахунку будемо діаграму рушійних зусиль(рис.1.1)

2.5. Потужність привідного двигуна

Точний розрахунок потужності привідного двигуна виконується на підставі діаграми рушійних зусиль і у такій послідовності:

а) Визначаємо еквівалентне зусилля за виразом:

$$F_e = \sqrt{\frac{\int_0^T F^2 dt}{T_e}}, \text{H} \quad (2.61.)$$

$$F_e = \sqrt{\frac{1\ 277\ 279\ 239\ 936,7}{65,4}} = 139\ 750,71\ \text{H}$$

Для п'ятиперіодної діаграми швидкості чисельник формули (2.61) складається з п'ятиох членів і розраховується таким чином:

$$\int_0^T F^2 dt = \frac{F_1^2 + F_2^2}{2} * t_1 + \frac{F_3^2 + F_4^2}{2} * t_1 + \frac{F_5^2 + F_5 F_6 + F_6^2}{3} * t_2 + \frac{F_7^2 + F_8^2}{2} * t_3 + \frac{F_9^2 + F_{10}^2}{2} * t_3 \quad (2.62.)$$

$$\int_0^T F^2 dt = \frac{177\ 038,84^2 + 176\ 611,46^2}{2} * 4,9 + \frac{216\ 588,42^2 + 210\ 4334,13^2}{2} * 10,08 \\ + \frac{143\ 805,8^2 + 143\ 805,8 * 99\ 881,51 + 99\ 881,51^2}{3} * 41,8 \\ + \frac{33\ 252,8^2 + 27\ 100,69^2}{2} * 10,08 + \frac{67\ 077,65^2 + 66\ 641,55^2}{2} * 10,08 = \\ = 1\ 277\ 279\ 239\ 936,7$$

Визначаємо T_e – еквівалентний час роботи двигуна і для привідних двигунів із самоізоляцією за рівнянням:

$$T_e = \alpha (t_1' + t_1 + t_3 + t_3') + t_2 + \beta \theta, c \quad (2.63.)$$

де, α і β – коефіцієнти, які враховують погіршення умов охолодження двигуна в періоди несталого руху та пауз. У розрахунках приймається, що $\alpha = 2/3$; $\beta = 1/3$.

$$T_e = \frac{2}{3} (4,9 + 10,08 + 10,08 + 4,9) + 41,8 + \frac{1}{3} * 11 = 65,4 c$$

б) Визначається еквівалентна потужність привідного двигуна:

$$P_e = \frac{F_e * V_{max}}{1000 * \eta_{зп}}, \text{ кВт} \quad (2.64.)$$

$$P_e = \frac{139\,750,71 * 5,15}{1000 * 0,95} = 757,5 \text{ кВт}$$

Остаточню, за допомогою відповідного каталогу обираємо стандартний двигун за еквівалентною потужністю та визначеною раніше частотою обертання.

Табл.2.6 – Технічні характеристики двигуна

| Марка електро-двигуна | Номінальна потужність на валу, кВт | Номінальна напруга, В | Кількість пар полюсів | Швидкість обертання, об/хв | ККД, % | $M_{max}/M_{ном}$ | Маховий момент ротора, $\text{кН} * \text{м}^2$ |
|-----------------------|------------------------------------|-----------------------|-----------------------|----------------------------|--------|-------------------|---|
| АКН-17-39-24 | 800 | 6000 | 12 | 245 | 92,6 | 2,1 | 72 |

Обраний за каталогом двигун перевіряється в умовах пускового перевантаження:

$$\gamma = \frac{F_{max}}{F_H} \leq 1,6 \dots 1,8 \quad (2.65.)$$

$$\gamma = \frac{216\,588,42}{147\,572,8} \leq 1,6 \dots 1,8$$

$$1,46 \leq 1,6 \dots 1,8$$

де, F_{\max} – максимальне зусилля відповідно до розрахункової діаграми рушійних зусиль;

F_H – номінальне зусилля обраного двигуна, що розраховується за формулою:

$$F_H = \frac{1\,000 * P_H * \eta_{3П}}{V_{max}}, H \quad (2.66.)$$

де, P_H – номінальна потужність привідного двигуна, кВт

$$F_H = \frac{1\,000 * 800 * 0,95}{5,15} = 147\,572,8 H$$

2.6. Витрати енергії і ККД підйомної установки

2.6.1. Розрахунок потужності на валу двигуна і споживаної двигуном з мережі

Потужність на валу двигуна і споживана двигуном з мережі розраховується на базі діаграм швидкості і рушійних зусиль (рис.1.1) за допомогою відповідних формул, а саме:

Потужність на валу двигуна:

$$P_{vi} = \frac{V_i * F_i}{1\,000 * \eta_{3П}}, \text{кВт} \quad (2.67.)$$

$$P_{v1} = \frac{0 * 177\,038,84}{1\,000 * 0,95} = 0 \text{ кВт}$$

$$P_{v2} = \frac{0,98 * 176\,611,46}{1\,000 * 0,95} = 182,18 \text{ кВт}$$

$$P_{v3} = \frac{0,98 * 216\,588,42}{1\,000 * 0,95} = 223,42 \text{ кВт}$$

$$P_{B4} = \frac{5,15 * 210\,434,13}{1\,000 * 0,95} = 1140,7 \text{ кВт}$$

$$P_{B5} = \frac{5,15 * 143\,805,8}{1\,000 * 0,95} = 779,5 \text{ кВт}$$

$$P_{B6} = \frac{5,15 * 99\,881,51}{1\,000 * 0,95} = 541,4 \text{ кВт}$$

$$P_{B7} = \frac{5,15 * 33\,252,8}{1\,000 * 0,95} = 180,2 \text{ кВт}$$

$$P_{B8} = \frac{0,98 * 27\,100,69}{1\,000 * 0,95} = 27,9 \text{ кВт}$$

$$P_{B9} = \frac{0,98 * 67\,077,65}{1\,000 * 0,95} = 69,1 \text{ кВт}$$

$$P_{B10} = \frac{0 * 66\,641,55}{1\,000 * 0,95} = 0 \text{ кВт}$$

Потужність споживана з мережі

а) Потужність, сподівана з мережі для двигуна з фазним ротором:

$$P_{Mi} = \frac{V_{max} * F_i}{1\,000 * \eta_{зп} * \eta_{дв}}, \text{ кВт} \quad (2.68.)$$

де, $\eta_{дв}$ – ККД двигуна.

$$P_{M1} = \frac{5,15 * 177\,038,84}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 1\,043,19 \text{ кВт}$$

$$P_{M2} = \frac{5,15 * 176\,611,46}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 1\,040,67 \text{ кВт}$$

$$P_{M3} = \frac{5,15 * 216\,588,42}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 1\,276,2 \text{ кВт}$$

$$P_{M4} = \frac{5,15 * 210\,434,13}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 1\,239,9 \text{ кВт}$$

$$P_{M5} = \frac{5,15 * 143\,805,8}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 847,3 \text{ кВт}$$

$$P_{M6} = \frac{5,15 * 99\,881,51}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 588,5 \text{ кВт}$$

$$P_{M7} = \frac{5,15 * 33\,252,8}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 195,9 \text{ кВт}$$

$$P_{M8} = \frac{5,15 * 27\,100,69}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 159,6 \text{ кВт}$$

$$P_{M9} = \frac{5,15 * 67\,077,65}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 395,2 \text{ кВт}$$

$$P_{M10} = \frac{5,15 * 66\,641,55}{1\,000 * 0,95 * 0,92} = 392,6 \text{ кВт}$$

За результатами розрахунку будують діаграму потужності на валу двигуна і споживаної двигуном з мережі (рис.1.1).

2.6.2 Витрати енергії на один підйом

Фактичні витрати енергії на один підйом:

$$W_{\phi} = \frac{\sum_{i=1}^5 P_{mi} * t}{3600}, \text{ кВт * год} \quad (2.69.)$$

$$W_{\phi} = \frac{51\,516,5}{3600} = 14,3 \text{ кВт * год}$$

де,

$$\sum_{i=1}^5 P_{mi} * t = \frac{P_{m1}+P_{m2}}{2} * t_1 + \frac{P_{m3}+P_{m4}}{2} * t_1 + \frac{P_{m5}+P_{m6}}{2} * t_2 + \frac{P_{m7}+P_{m8}}{2} * t_3 + \frac{P_{m9}+P_{m10}}{2} * t_3 \text{ кВт*с}$$

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^5 P_{mi} * t &= \frac{1\,043,19 + 1\,040,67}{2} * 4,9 + \frac{1\,276,2 + 1\,239,9}{2} * 10,08 \\ &+ \frac{847,3 + 588,5}{2} * 41,8 + \frac{195,9 + 159,6}{2} * 10,08 + \frac{395,2 + 392,6}{2} * 4,9 = 51\,516,5 \text{ кВт * с} \end{aligned}$$

Питомі витрати енергії на одну тону:

$$W_{\text{пит}} = \frac{W_{\phi}}{m_n}, \text{ кВт * год/т} \quad (2.70.)$$

$$W_{\text{пит}} = \frac{14,3}{10,8} = 1,32 \text{ кВт * год/т}$$

Витрати енергії на один тонно – кілометр:

$$W_{\text{т.км}} = \frac{W_{\text{пит}} * 1\,000}{H}, \text{ кВт * год/ткм} \quad (2.71.)$$

$$W_{\text{т.км}} = \frac{1,32 * 1\,000}{327,3} = 4,03 \text{ кВт * год/ткм}$$

2.6.3. ККД підйомної установки

ККД підйомної установки визначається як відношення корисної витрати енергії на один підйом W_n до фактичних витрат W , а саме:

$$\eta_{\text{ПУ}} = \frac{W_k}{W_{\phi}} \quad (2.72.)$$

$$\eta_{\text{ПУ}} = \frac{9,63}{14,3} = 0,67$$

Корисна витрата енергії на один підйом:

$$W_k = \frac{g * m_n * H}{3\,600 * 10^3}, \text{ кВт * год/підйом} \quad (2.73.)$$

$$W_k = \frac{9,81 * 10\,800 * 327,3}{3\,600 * 10^3} = 9,63 \text{ кВт * год/підйом}$$

Розраховану підйомну установку можна вважати працездатною, тому що її ККД досить високе (67,3%)

б) Потужність, споживана з мережі для двигуна з короткозамкнутим ротором:

$$P_{\text{мі}} = \frac{V * F_i}{1\,000 * \eta_{\text{зп}} * \eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт}$$

де, $\eta_{\text{дв}}$ – ККД двигуна. $\eta_{\text{дв}} = 94\%$

$$P_{\text{м1}} = \frac{0 * 177\,038,84}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 0 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{м2}} = \frac{0,98 * 176\,611,46}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 193,8 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{м3}} = \frac{0,98 * 216\,588,42}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 237,6 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{м4}} = \frac{5,15 * 210\,434,13}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 1\,213,5 \text{ кВт}$$

$$P_{M5} = \frac{5,15 * 143\,805,8}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 829,3 \text{ кВт}$$

$$P_{M6} = \frac{5,15 * 99\,881,51}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 576,02 \text{ кВт}$$

$$P_{M7} = \frac{5,15 * 33\,252,8}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 191,7 \text{ кВт}$$

$$P_{M8} = \frac{0,98 * 27\,100,69}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 29,7 \text{ кВт}$$

$$P_{M9} = \frac{0,98 * 67\,077,65}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 73,6 \text{ кВт}$$

$$P_{M10} = \frac{0 * 66\,641,55}{1\,000 * 0,95 * 0,94} = 0 \text{ кВт}$$

Фактичні витрати енергії на один підйом:

$$W_{\phi} = \frac{\sum_{i=1}^5 P_{Mi} * t}{3600}, \text{ кВт * год} \quad (2.69.)$$

$$W_{\phi} = \frac{38\,455,7}{3600} = 10,68 \text{ кВт * год}$$

де,

$$\sum_{i=1}^5 P_{Mi} * t = \frac{P_{M1} + P_{M2}}{2} * t_1 + \frac{P_{M3} + P_{M4}}{2} * t_1 + \frac{P_{M5} + P_{M6}}{2} * t_2 + \frac{P_{M7} + P_{M8}}{2} * t_3 + \frac{P_{M9} + P_{M10}}{2} * t_3 \text{ кВт*с}$$

$$\sum_{i=1}^5 P_{mi} * t = \frac{0 + 193,8}{2} * 4,9 + \frac{237,6 + 1\,213,5}{2} * 10,08 + \frac{829,3 + 576,02}{2} * 41,8$$

$$+ \frac{191,7 + 29,7}{2} * 10,08 + \frac{73,6 + 0}{2} * 4,9 = 38\,455,7 \text{ кВт} * \text{с}$$

Питомі витрати енергії на одну тону:

$$W_{\text{пит}} = \frac{W_{\phi}}{m_n}, \text{ кВт} * \text{год/т} \quad (2.70.)$$

$$W_{\text{пит}} = \frac{10,68}{10,8} = 0,98 \text{ кВт} * \text{год/т}$$

Витрати енергії на один тонно – кілометр:

$$W_{\text{т.км}} = \frac{W_{\text{пит}} * 1\,000}{H}, \text{ кВт} * \text{год/ткм} \quad (2.71.)$$

$$W_{\text{т.км}} = \frac{0,98 * 1\,000}{327,3} = 2,99 \text{ кВт} * \text{год/ткм}$$

ККД підйомної установки визначається як відношення корисної витрати енергії на один підйом W_n до фактичних витрат W , а саме:

$$\eta_{\text{пу}} = \frac{W_k}{W_{\phi}} \quad (2.72.)$$

$$\eta_{\text{пу}} = \frac{9,63}{10,68} = 0,90$$

Корисна витрата енергії на один підйом:

$$W_k = \frac{g * m_n * H}{3\,600 * 10^3}, \text{ кВт} * \text{год/підйом} \quad (2.73.)$$

$$W_k = \frac{9,81 * 10\,800 * 327,3}{3\,600 * 10^3} = 9,63 \text{ кВт} * \text{год/підйом}$$

З розрахунку можна побачити, що у проєктованій підйомній установці, застосування двигуна з коротко замкнутим ротором та частотним перетворювачем дає збільшення ККД до 90% на відміну від застосування двигуна з фазним ротором (ККД = 67,3%).

2.7. Технічні рішення щодо модернізації електроприводу підйомної установки

Для підйомної установки що проектується у якості електродвигунів можуть бути застосовані асинхронні електричні двигуни, як з фазним так і з короткозамкнутим ротором. Одними з основних умов до приводу є його надійність, регулювання, вартість, а також габарити та вага.

Застосування асинхронних двигунів з фазним ротором для шахтних підйомних установок є традиційним. В цьому приводі використовують реостатне регулювання швидкості двигуна введенням у ланцюг ротора додаткових опорів (резисторів). Багатоступеневість та плавність регулювання залежить від числа ступенів вмикаємих (вимикаємих) резисторів. Регулювальні механічні характеристики двигуна за рахунок такого регулювання відрізняються невисокою жорсткістю, яка зменшується із зростанням опору у резисторному ланцюзі, що є значним недоліком цього приводу.

Для асинхронного приводу з фазним ротором необхідне застосування спеціальних контакторних станцій та батарей металічних резисторів. Останні, близько 2000 кВт, потребують значних об'ємів для їх розміщення в конструкції установки. Застосування контакторних вузлів робить такий привод ненадійним, а застосування батарей резисторів – енергоємним та не економічним.

Саме тому, для такого типу приводу є альтернативна заміна у вигляді асинхронного приводу з короткозамкнутим ротором та частотним перетворювачем. його швидкості.

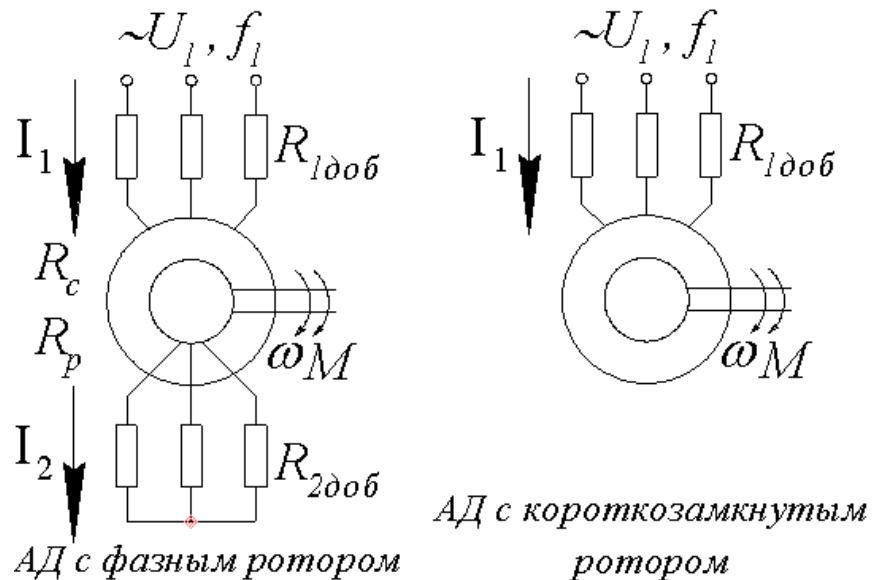


Рис.2.1 - Схеми включення асинхронних двигунів

Приципова можливість регулювання кутової швидкості асинхронного двигуна зміною частоти напруги живлення визначається з формули:

$$\omega = \frac{2 \cdot f_1 \cdot (1 - S)}{p}, \quad (2.74.)$$

де, f_1 – частота напруги живлення;

S – ковзання двигуна;

P – число пар полюсів асинхронної машини.

З цієї формули робимо висновок, що, якщо при постійній напрузі U_1 змінювати частоту f_1 , тоді потік ϕ буде змінюватися обернено пропорційно частоті. Наприклад, при зменшенні частоти та постійній напрузі потік збільшується, що може призвести до насичення сталі машини і, як наслідок, до різкого збільшення струму та перевищенню допустимої температури двигуна. При збільшенні частоти f_1 за тих же умов, наслідком зменшення потоку ϕ є зниження допустимого моменту двигуна. Тому необхідно одночасно регулювати напругу живлення в функції частоти у розімкнених та у функції частоти та навантаження в замкнутих системах регулювання електроприводу для найкращого використання асинхронного двигуна при регулюванні його кутової швидкості зміною частоти.

На ринку України та країнах СНД для керування швидкістю асинхронних двигунів з'явилась велика кількість технічних засобів, з яких найбільшу зацікавленість являє собою транзисторні частотні перетворювачі. Ці перетворювачі фірм Siemens, Schneider Electric, Hitachi, Amron, Triol, а також перетворювачі українських виробників типу РЕН2, ЕКТ4, ПЧ та інші. За своїми основними функціями, всі ці перетворювачі є аналогами, за виключенням їхньої вартості, сервісу при впровадженні та експлуатації, а також реалізованих ними додаткових функцій.

У згаданих перетворювачів реалізовано частотне керування асинхронними двигунами, що полягає у взаємопов'язаному регулюванні частоти f_1 та діючого значення U_1 основної гармоніки живлячий електродвигун напруги. Закон зміни U_1 від f_1 програмується.

Основу перетворювачів складає трифазний інвертор напруги (АІН) з широтно-імпульсною модуляцією (ШІМ). Система управління перетворювача виконана на базі програмованого мікропроцесорного контролера (МК). В АІН перетворення постійної напруги в трифазну змінну здійснюється у мостовому транзисторному інверторі, зібраному на трьох транзисторно-діодних модулях. Кожен модуль має два IGBT – транзистор із шунтувальними зворотніми діодами. IGBT-транзистори перемикаються багаторазово протягом періоду вихідної частоти відповідно з ШІМ-алгоритмом МК.

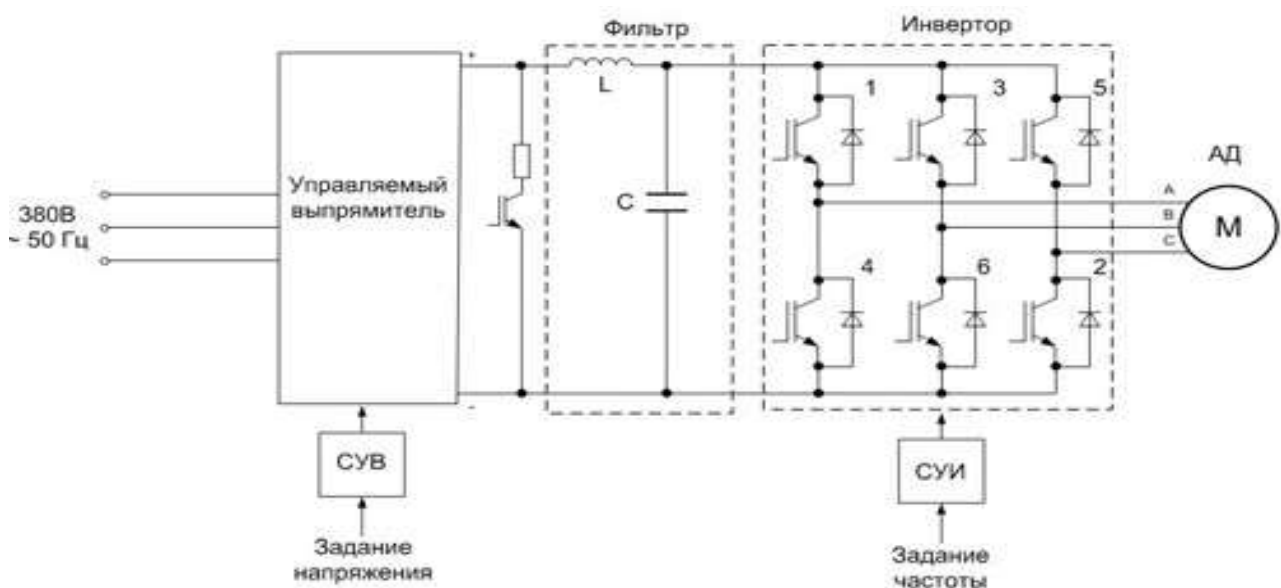


Рис.2.2 - Схема електроприводу з частотним перетворювачем

Алгоритм ШІМ-керування підтримує необхідне регулювання частоти та діюче значення основної гармоніки вихідної напруги, забезпечуючи синусоїдальність форми струму навантаження.

Згадані вище частотні перетворювачі мають велику кількість програмованих та виконуючих автоматичні функції, з яких для підйомної установки що проектується представляють інтерес та повинні бути використані:

1. забезпечення заданої діаграми швидкості з кількістю ступенів регулювання не менше шістнадцяти;
2. частотні пуск та зупинка двигуна з оптимальним за часом розгоном та гальмуванням;
3. регенеративне гальмування двигуна;
4. реверс двигуна;
5. автоматична ідентифікація параметрів двигуна;
6. самоналаштування мінімального струму з забезпеченням необхідного моменту;
7. повне керування моментом у всьому діапазоні частот;
8. безсенсорне векторне керування двигуном (при розімкненій системі керування);
9. дистанційне керування перетворювачем та двигуном;
10. самодіагностика та діагностика стану двигуна;
11. електричні захисти перетворювача і керованого двигуна;
12. відображення значень основних параметрів на засобах вбудованої або віддаленої індикації.

Зазначені перетворювачі в порівнянні з технічними засобами реостатного управління асинхронних двигунів з фазним ротором мають суттєво менші габарити та вагу. Частотний асинхронний привід значно перевищує за надійністю реостатний привід асинхронного двигуна з фазним ротором, має високий ККД (близько 98-99%). Крім того, асинхронний двигун з короткозамкнутим ротором значно дешевший, економічніше та надійніше за двигун з фазним ротором тієї ж потужності.

Спираючись на вищезгадане, можна зробити висновок, що застосування у підйомній установці що проектується електроприводу з частотним перетворювачем необхідне.

Висновок

В даному розділі було виконано: розрахунок та вибір підйомної посудини (СН11-185-1.1), розрахунок та вибір підйомного канату(сталевий круглопрядний з діаметром 45 мм., та масою 8,891 кг/м), розрахунок основних розмірів органу навивки (обрана підйомна машина МПБ5-2-2 та копровий шків ШКФ-4), розташування установки відносно стовбура шахти, розрахунок тривалості та швидкості підйому, розрахунок приведеної до кола органу навивання. Також був проведений розрахунок та побудова діаграми зусиль, потужності, витрата ККД підйомної установки.

Виконано розрахунок потужності споживаної з мережі для існуючого двигуна типу АКН17 та для двигуна АН4. З розрахунку ми бачимо, що при роботі асинхронного двигуна з короткозамкнутим ротором ККД підйомної установки збільшується на 22,7%, знижується споживання електроенергії на одну тону-кілометр з 4,03 кВт*год/т*км до 2,99 кВт*год/т*км. Для живлення та керування приводним асинхронним двигуном з короткозамкнутим ротором типу АН4-16-45-12УЗ застосовуємо частотний перетворювач^[10] «Веспер» ЕІ-9013-1000Н 800кВт.

2.8. Монтаж, ревізія, налагодження, огляди та експлуатація підйомної установки.

При виробництві будівельно-монтажних робіт необхідно керуватися діючими будівельними нормами та правилами на виробництві усіх видів. Будівельно-монтажні роботи , роботи з демонтажу та монтажу обладнання слід виконувати за проектами виконання робіт (ПВР) які затвердженні у встановленному порядку.

В ПВР, разом з загальними вимогами ДБНА.3.1-5.96 «Організація будівельного виробництва», повинні бути передбачені:

- послідовність розбирання та установки конструкцій, їхня стійкість у процесі розбирання та зведення стіни будівлі;
- порядок демонтажу та монтажу складальних одиниць підйомної установки;
- ступінь зміцнення конструкцій та безпечність умов праці.

Робочим проектом передбачено пристрій монтажного отвору в стіні будівлі підйомних машин для виробництва заміни підйомної машини з подальшим відновленням отвору у проектний стан.

Інші види будівельних робіт у будівлі підйому:

1. монолітні та збірні залізобетонні роботи;
2. монтаж металічних конструкцій;
3. кам'яні роботи виконувати за Нип 3.03.01-987 «Несучі та огорожувальні конструкції».

Монтажний отвір в стіні будівлі підйомних машин виконується шляхом розбирання цегляної стіни будівлі, віконних рам. Після заміни підйомної машини, стіна та вікна відновлюються до попереднього стану. Роботи планують виконувати з використанням будівельних лісів та автомобільного крану КС-3575А.

Для транспортування зношених та нових вузлів збірки головного валу біля будівлі підйому з сторони хімічної лабораторії монтують накаточні шляхи з самохідними візками (обладнання підрядної компанії).

Нова корінна частина вугільної машини доставляється на шахту залізничним транспортом. Розвантаження обладнання з залізничних платформ здійснюють гусеничними кранами типу СКГ-63 вантажопідйомністю 60 тис.т. на спеціально виділеному прирейковому майданчику на шахті. Також можливі варіант з використанням залізничного крану відповідної вантажопідйомності. За допомогою крана типу СКГ-63 відбувається перевантаження вузлів збірки на трейлер, а також на збірковий стенд біля накаточних шляхів з боку хімічної лабораторії.

Монтаж металоконструкцій збіркових стендів буде проводитися автомобільним краном КС-3575А. За допомогою цього крана буде змонтовано накаточний шлях та встановлено на ньому самохідні візки з траверсами.

До збірки корінної частини нової підйомної машини МПБ 5-2-2 приступають після спорудження рейкових накаточних шляхів за межами будівлі підйомної машини. Монтаж виконують на зварочному стенді, котрий розташовано між двома накаточними шляхами. Одночасно разом з збіркою барабанів виконують підготовчі роботи на монтажній ділянці біля будівлі підйому:

- монтують дві монтажні лебідки ЛПЕ-5/500;
- встановлюють якірні пристрої;
- монтують вентилятор місцевого провітрювання ВМЕУ-5;
- встановлюють пересувний компресор ПКС-5/25;
- встановлюють зварювальний апарат СТЕ-500;
- встановлюють трубостійки та двотаврові балки для зміцнення перекриття підвальної частини;
- будівельний майданчик обладнується зовнішнім освітленням;
- також виконуються інші підготовчі роботи.

Після завершення збірки корінної частини машини та проточки гальмівних полів спеціалісти шахти та підрядної компанії визначають рівень готовності збірки валу для насування у будівлю підйому. Після цього переходять до налаштування монтажного отвору в стіні будівлі вугільного підйому.

Двоскіпова вугільна підйомна машина припиняє свою роботу з видачі вугілля, існуючі вугільні скіпи та підйомні канати демонтуються. проводяться роботи з підготовки до демонтажу зношеної корінної частини машини. Накаточні шляхи нарощуються всередині будівлі вже після налаштування монтажного отвору.

Краном КС-3575А монтуються самохідні візки на вільній ділянці накаточних шляхів, монтуються траверси і візки заводяться у будівлі підйому.

Також, у цій будівлі, за допомогою чотирьох електрогвинтових домкратів, верхніх та нижніх траверс здійснюють підйом збірки валу над котлованом фундаменту, застосовуючи спосіб перехоплення, зв'язаних з недостатньою величиною ходу гвинтових домкратів.

Самохідні візки вивозяться за межі будівлі після завантаження корінної частини машини на них. Саме за межами будівлі розвертається збірка вала та опускається на відкаточну дорогу, яка розташована на землі під барабаном та фіксується від самовільного руху. Потім, розбирається ділянка накаточного шляху для пропуску корінної частини на будівельний майданчик.

Відтиснення барабанів виконують за допомогою двох монтажних лебідок ЛПЕ-5/500. За шляхом руху барабанів, у кінці колії споруджується перешкода із шпал та фундаментних блоків, яка забезпечує повну зупинку збірки головного валу у заданому місці будівельного майданчика. Після відтиснення зношеної корінної частини, на будівельному майданчику відновлюється ділянка накаточної дороги. Самохідні візки з траверсами перегонюються до нової корінної частини, яка вантажиться на верхні траверси за допомогою гвинтових домкратів, заводиться у будівлю підйому і далі опускається на існуючий фундамент пійдомної машини.

За допомогою підрядних компаній виконуються механікомонтажні та демонтажні роботи з обладнання вугільної підйомної машини МПБ5-2-2.

Коли роботи з заміни механічного обладнання підйомної машини завершені ремонтуються усі тимчасові пристрої та обладнання всередині будівлі та за її межами, відновлюється монтажний отвір.

На протязі виконання монтажних робіт, ведеться маркшейдерський контроль за правильністю положення збірки головного валу, редуктора, електродвигуна та інших валів підйомної машини, за співвісністю їхнього положення у горизонтальній та вертикальній площинах з метою виключення можливого биття та вібрації під час роботи машини.

Після виконання механікомонтажних та електромонтажних робіт, наступні роботи проводяться спільно з налаштуванням. Випробування машини здійснюється на початку та під навантаженням для остаточної перевірки стану та надійності роботи змонтованих вузлів обладнання пускорегулюючої та сигні апаратури, перед навішуванням посудин та канатів^[7].

У складі даного ПОБа розроблена технологічна схема заміни корінної частини вугільної підйомної машини двоскіпового підйому П5400-1 у якій дано основні принципові рішення щодо технології ведення монтажних робіт, приведена специфікація обладнання та будівельних матеріалів для виконання оснащення та монтажних робіт.

Робочим проектом модернізації вугільного підйому головного стовбура передбачено обладнання вугільної загрузки у стовбурі нижче горизонту 265 м. Для виконання даної заміни на горизонті 265 м передбачено оснащення. До складу оснащення входять дві лебідки ЕГЛ-1250, підшивний майданчик, два відхиляючих шківа ШКП-0,4, монтажні канати на лебідках, робочі та захисні полиці, електрична частина оснащення стовбура.

Проектом також передбачається прокладення з поверхні до горизонту 265 м чотири кабелі стовбурного зв'язку та контролю праці нового завантажувального пристрою:

- кабель КТПЕПК₆Ш_в перетином 20x2x0,7 мм²;
- кабель КВВК₆Ш_в перетином 37x1,5 мм²;
- кабель КВВК₆Ш_в перетином 19x1,5 мм²;
- кабель КП_сП₆Ш_в перетином 7x2,5 мм².

Роботи у стовбурі шахти виконуються у спеціально відведений час – одна зміна на добу.

Перед прокладкою кабелів необхідно прокласти тимчасовий трубопровід стисненого повітря по стовбуру, а за ним – кабельну доріжку для кріплення кабелів. Монтаж труби стисненого повітря Ду 50 мм намічено проводити у

напрямку зверху вниз по мірі встановлення кабельних доріжок у тому ж напрямку з використанням оснащення, розташованої на поверхні біля стовбура.

Трубопровід передбачено кріпити до існуючого армування хомутами та транспортувати у стовбурі окремими елементами у наступній послідовності:

1. труби довжиною 6 м подаються до стовбура та за допомогою ручної монтажної лебедіки завантажуються до скіпів;
2. скіп опускається у стовбур до місця проведення робіт, працівники відкидають відкидний майданчик у робочий стан та одночасно відкидають захисний піддашок;
3. за допомогою монтажного канату та причіпного пристрою, перша труба виводиться, встановлюється у проектне рішення та кріпиться до розстрілу;
4. від верхнього фланця від'єднується причіпний пристрій;
5. друга труба виводиться зі скіпа, стикується з першою і два фланця з'єднуються між собою;
6. від верхнього фланця від'єднується причіпний пристрій.

Аналогічну послідовність має монтування третьої та наступної труб. У міру нарощування трубопроводу, останній кріпиться до розстрілів армування відповідно до проекту.

Тимчасовий трубопровід Ду 50 мм замінюється на постійну трубу Ду 100 мм. прокладення постійного трубопроводу Ду 100 мм передбачається здійснювати за схемою аналогічній прокладанню тимчасового трубопроводу, але у напрямку знизу вгору від опорних балок і до поверхні:

- на поверхні, готуються до спуску кабелі по головному стовбуру, для чого за допомогою кабельного домкрату КД-1 барабан з кабелем виставляється біля стовбура. Кінець кабелю, опущений через спеціальний дерев'яний направляючий шків, опускається до нульової рами, де до нього прикріплюється вантаж конусоподібної форми, який відповідає шестикратній вазі одного метру кабелю, щоб під час його

- спуску у стовбур уникнути провисання кабелю на розстрілах або стінках стовбура;
- канат монтажної лебідки ЛПЕ-5/500, перекинутий через ш-ків, опускається до нульового майданчика; спеціальними зажимами кабель та канат лебідки ретельно скріплюються та опускаються в стовбур, зажими кріплення встановлюються через кожні 10 м (визначається у ППР);
 - спуск кабелю у стовбур проводиться у супроводі монтажників, які розташовуються на скіпові, який опускається у стовбур з тією ж швидкістю, що і спуск кабелю;
 - після повного спуску кабелю у стовбур, приступають до його кріплення до постійних кронштейнів у напрямку зверху вниз.

Працівники повинні бути закріплені запобіжними поясами до конструкції скіпа відповідно до рішення ППР. Роботи у стовбурі повинні проводитися працівниками-спеціалістами, які мають необхідний досвід та засоби для виконання таких робіт.

При виробництві будівельно-монтажних робіт необхідно керуватися діючими будівельними нормами та правилами на виробництві всіх видів праці.

Будівельно-монтажні роботи з модернізації вугільного підйому головного стовбура повинні виконуватися за проектом виробництва робіт, розробленому організацією, яка має ліцензію на цей вид діяльності. проект виробництва робіт повинен містити повний комплекс заходів з охорони праці, промислової санітарії, пожежної безпеки будівництва та охорони навколишнього середовища.

Розробку ґрунту слід виконувати гідравлічними екскаваторами, обладнаними «зворотньою лопатою» ємністю 0,25 м³, з завантаженням на автотранспорт, перевезенням на майданчик тимчасового ґрунту. Розробку ґрунту на відстані до 1 м у всі сторони від існуючих комунікацій та споруджень та 2 метрів від існуючих кабелів, а також недобір ґрунту у 10 см слід виконувати вручну з викидом ґрунту під ковш екскаватора.

Під час ведення земляних робіт необхідно передбачити заходи щодо захисту основи спорудження від замочування поверхневими водами. Відкачування з виїмок поверхневих або дощових вод слід вести за допомогою самовсмоктуючих відцентрових насосів типу НЦС-3.

У ППР, поряд із загальними вимогами ДБН А.3.1-5-96, повинні бути передбачені:

- послідовність встановлення конструкцій;
- заходи, які забезпечують необхідну точність встановлення;
- стійкість конструкції та частин будівлі в процесі зведення;
- ступінь зміцнення конструкцій та безпека умов праці.

Процес укладання бетонної суміші складається з:

- зведення опалубки;
- зведення арматурного каркасу;
- підготовка основи;
- подача бетону в бетоновану конструкцію;
- розподіл її, ущільнення та інш.

Опалубку слід очистити від сміття та бруду перед укладанням бетонної суміші, поверхню інвентарної опалубки необхідно покрити змазкою, яка не повинна погіршувати якість бетону. Бетонну суміш викладають на підготовлену основу.

Перед початком викладання бетонної суміші необхідно ретельно перевірити правильність встановлення арматури, наявність бетонних прокладок та інших пристроїв, які забезпечують задану товщину захисного шару бетону. Для проходу працівників, по опалубці укладають дощату підлогу на підставках. Бетонну суміш розподіляють шарами однакової товщини. Товщина шару повинна бути не більше 1,25 довжини робочої частини вібратора.

Бетонна суміш подається на опалубку підйомними кранами. Монтаж збірних залізобетонних фундаментних блоків БФ-2, залізобетонних плит

покриття, а також металічні конструкції намічено виконувати підйомними кранами.

Для влаштування монтажного отвору необхідно виконати розбір цегляного майданчика. Розбір стіни намічається виконувати у напрямку зверху вниз з використанням будівельних лісів та інвентарних риштувань. Руйнування цегляної стіни планується здійснити відбійними молотками. Ця робота виконується після спорудження порталу та кріплення до нього двох ферм покриття.

Після встановлення нової корінної частини машини демонтують рейкові накаточні шляхи, переходять до цегляної стіни з метою закриття тимчасового монтажного отвору.

Під час виробництва цегляної кладки подачу цегли до місця роботи прийнято проводити на піддонах та у пакетах підйомними кранами. Подача розчину до місця виконання робіт планується виконувати підйомними кранами у спеціальних ємностях. Монтаж будівельних металоконструкцій під час спорудження проектного об'єкта може бути здійснено кранами.

3 ОХОРОНА ПРАЦІ

3.1. Аналіз небезпечних та шкідливих факторів під час експлуатації підйомної установки

Травмування на підйомних установках відбувається під час:

- обриві каната або причепних пристроїв;
- випаданні людей з клітки, частіше за все, через несправність дверей або їхнього невикористання, а також під час спроб сісти в кліть (баддю) або вистрибнути з неї на ходу;
- потрапляння під кліть (скіп) під час переходу клітьових (скіпових) розділів стовбура у момент руху кліті або під час чистки зумпфа;
- падіння у стовбур шматків кріплення, вагонеток з проміжних горизонтів;
- падіння людей з кліті при огляді стовбура;
- пожежі в надшахтній будівлі або стовбурі та під час жорсткої посадки кліті на посадочні бруси або кулаки.

Особливу увагу, під час експлуатації підйомних машин та лебідок, слід звертати на збереження встановлених Правилами безпеки міцності каната та відношенню найменшого діаметра навівання каната на барабан до діаметра самого каната. Знос шківів, їх осей і валів барабанів не повинен перевищувати розміри, визначені Правилами безпеки^[2]. Потрібно ретельно слідкувати за справністю індикаторів положення посудин у стовбурі, обмежувачів швидкості підйому, кінцевих вимикачів, захисту від напуску каната у стовбур шахти, блокування запобіжних ґрат на приймальних майданчиках та у навколостовбурному дворі з підйомною машиною. Важливо забезпечувати справність робочих та запобіжних гальм.

Однією з причин обриву каната є – застрягання у стовбурі кліті, яка рухється вниз. В цьому випадку, канат напускається і лягає на кліть, яка під його вагою зривається і падаючи рве канат. Кліть може застрягнути, зачепившись за

несправні розстріли, петлі кабелю (які утворюються під час його прослизання в затискачах), а також при спрацюванні парашутів та обмерзанні стовбура. Для запобігання напуску каната на застряглу кліть рекомендується застосовувати апаратуру контролю зв'язку, сигналізації та захисту.

При проходці вертикальних стовбурів спуск та підйомі людей можна здійснювати у баддях, крім тих, що розвантажуються через дно. Якщо бадді самоперекидні, тоді обов'язкове встановлення блокувань, що не дозволяють баддям з людьми входити у розвантажувальні криві.

Під час спуску та підйому людей у баддях, останні повинні рухатись по напрямних або у відділеннях, які обшиті дошками всюди; рух баддей без напрямних або без обшивки допускається на відстані не більше 20 м від забою. Ця відстань може бути збільшена до 40 м під час використання на проходці вертикальних стовбурів проходницьких агрегатів (навантажувальні машини, грейфери та ін.). Для запобігання працівників від випадково падаючих предметів, над баддями повинні бути встановлені парасольки. Бадді навішуються на канати що мало крутяться. Посадка в бадді та висадка людей з них на проміжних горизонтах повинна відбуватися з відкидних майданчиків.

Велику небезпеку під час спуску бадді представляє застрягання направляючої рамки, через те що застрягла рамка може пізніше (коли баддя піде нижче) зірватися та викликати обрив каната. Тому є обов'язковим встановлення засобів захисту від застрягання рамки, а також апаратури АКРП-2 для контролю положення рамок. Необхідне також блокування, яке виключає проходження бадді через розтруб у полиці, коли під розтрубом знаходиться навантажувальний пристрій.

Необхідно слідкувати за тим, щоб під час спуску та підйому людей в клітках, на останніх були двері або інші пристрої, які запобігають випаданню людей з кліті. Конструкція дверей або пристроїв не повинна допускати їхнього зіскакування під час руху кліті. Двері повинні відчинятися всередину кліті та зачинятися на засув, розташований зовні. Висота верхньої кромки дверей або

інших огорож над рівнем підлоги кліті повинен бути не менше 1,2 м, нижньої кромки – не більше 150 мм.

Важливо забезпечувати справність парашутів на клітях, вчасно проводити їх випробування (не рідше одного разу на 6 місяців) та заміну. Необхідно вживати заходів, які виключають падіння людей у стовбур та падіння предметів на людей, які знаходяться у стовбурі або на кліті (обладнати працівників запобіжними поясами, навішувати запобіжні парасолі над підйомною посудиною, забороняти інші роботи у стовбурі та поблизу нього, відлучати механізми обміну вантажом на усіх горизонтах, майданчиках) під час огляду парашутів .

Слід ретельно та регулярно перевіряти якість укріплень труб та кабелів у стовбурах, а також відповідність до вимог ПБ, проміжки між максимально виступаючими частинами підйомних посудин та кріпленням з армуванням. Якщо була виявлена неприпустима невідповідність, слід негайно вживати заходів щодо її запобігання.

Також, важливо слідкувати за справністю запобіжних решіток, слідкувати щоб не захаращувати виробки та систематично очищувати зумпф, для попередження падіння людей у стовбур або попадання їх під підйомну посудину.

Вимоги до підйомних канатів та підвісних пристроїв детально викладено у ПБ та Правилах технічної експлуатації. Основну увагу слід приділити правильному зберіганню резервних канатів, своєчасному проведенню первинних та вторинних випробувань канатів на канатно-випробувальних станціях, регулярному та ретельному щодобовому та щотижневому оглядам канатів та причепних пристроїв та своєчасній заміні причепних пристроїв та канатів, що не витримали випробувань або які містять неприпустимі дефекти виявленні під час огляду.

Якщо у процесі експлуатації канат піддався екстремим (збільшеним, динамічним) навантаженням (наприклад, в наслідок заклинення підйомної посудини, спрацювання парашутів, падінню на посудину важкого предмету, тощо), тоді праця підйому повинна бути зупинена і проведений огляд каната та

причепних пристроїв. В разі, якщо канат або причепний пристрій отримали неприпустимі деформації, вони повинні бути замінені.

Для запобігання травмування людей, що знаходяться у кліті внаслідок жорсткої посадки кліті на бруски або не прибранні кулаки проміжних горизонтів, слід застосовувати хитні майданчики замість жорстких рам та кулаків, а глибину зумпфа та рівень води у ньому тримати таким, щоб забезпечити безпечне опускання кліті у аварійних випадках на величину перепідйому.

Кожна підйомна установка відповідно до Інструкції з технічного огляду та випробування експлуатаційних та прохідницьких підйомних установок та тимчасовою методикою проведення ультразвукової дефектоскопії копрових шківів повинна проходити ревізії, під час яких обов'язково проводиться дефектоскопія:

- валів підйомних машин;
- копрових шківів;
- гальмівних тяг.

Під час ревізій слід звертати увагу на працездатність потребуєму ПБ і технічною експлуатацією захисних та блокувальних пристроїв, гальмівних систем (робочої та аварійної). В зимовий час у підйомних установках нерідко, внаслідок обмерзання стовбурів, застрягають підйомні посудини та падають шматки льоду у стовбур. Щоб цьому запобігти, калориферні установки повинні працювати справно, а стовбур – щозмінно оглядатися та очищуватися від льоду методом відтавання. треба пам'ятати, що сколювання льоду – небезпечно.

3.2. Розробка заходів з охорони праці

Для забезпечення нормального зорового сприйняття потрібно дотримуватися певних умов. Найбільш важливою умовою є – достатньо високе освітлення робочих поверхонь, показник якої коливається в умовах природного денного світла від 300 до 1000 лк та вище. При штучному освітленні доводиться обмежуватися освітленням у десятки разів менше. Це мінімальне освітлення встановлене виходячи з санітарно-гігієнічних умов та врахування фізіології зору

людини, яка запропонована «Правилами та нормами штучного освітлення промислових підприємств». Оскільки освітлення поверхонь зворотно пропорційне квадрату відстані її від джерела світла, то величина освітлення може значно коливатися у різних точках поверхні що освітлюється або приміщенні. Між тим, перехід очей з більш освітлених поверхонь до менш освітлених потребує відомого часу для пристосування очей (адаптації), що викликає відповідне напруження нервової системи та пов'язану з цим підвищенню втому, зниження продуктивності праці. Тому дуже важливо забезпечити не лише необхідне мінімальне освітлення, але й рівномірність освітлення, під якою розуміється відношення найменшого освітлення у даному приміщенні або робочої поверхні до найбільш освітленої.

Згідно правил та норм штучного освітлення, рівномірність освітлення в одній і тій ж самій площині протягом 0,75 м повинна бути при внутрішньому освітленні не нижче 0,3, при загальному освітленні – не нижче 0,2 та при зовнішньому загальному освітленні – не нижче 0,04. Хоча, діючи у наш час норми освітлення у вугільній промисловості не регламентують певних значень рівномірності освітлення, але при проектуванні підземного освітлення слід прагнути до того, щоб рівномірність освітлення була не нижче 0,1 – 0,3 в залежності від освітлення виробок.

Найбільш суттєвою є вимога обмеження осліплюючої дії джерела світла, що володіють великою блискістю. Усунення блискості можна досягти двома шляхами:

- застосування непрозорих, світлорозсіювальних або молочних ковпаків, які закривають нитку наколювання лампи від прямого впливу її на очі;
- віддаленням джерела світла на поле зору шляхом підвіски його на достатній висоті. У цьому випадку достатньо, щоб кут між промінем який йде від лампи до ока, та горизонтальною площиною був більше 30°;

Зі згаданого вище випливає, що раціональне освітлення повинно задовольняти слідуючим основним вимогам:

- забезпечувати достатню рівномірність освітлення;
- обмежувати слупучу дію джерел світла які володіють більшою блискістю;
- не давати різких тіней та контрастів на робочій поверхні.

Виконання цих вимог в умовах підземних виробок гірничих підприємств стикається з певними труднощами які пов'язані з особливостями шахтних виробок, дуже несприятливими в світлотехнічному роумінні.

Під час проектування та обладнання електроосвітлювальних установок у підземних виробках слід прагнути, щоб мати можливість забезпечити більш високу освітленість та рівномірність освітлення. Щоб значно збільшити освітленість, ПТЕ наказують робити періодичну побілку навколостовбурних виробок та камер.

Виконаємо розрахунок освітлення приймального майданчика навколостовбурного двору методом світлового потоку.

Метод світлового потоку враховує не лише потік, який падає на дану робочу поверхню безпосередньо від світильника, але й потік, відбитий від стін й стелі при даному їм забарвленні, при заданих розмірах приміщення і типі світильника шляхом введення так званого коефіцієнта використання освітлювальної установки.

Коефіцієнтом використання освітлювальної установки – є відношення світлового потоку, який падає на розрахункову поверхню, до сумарного світлового потоку усіх джерел світла, що розміщенні в даному приміщенні.

3.3. Розрахунок освітлення шахтної підйомної установки

Для розрахунку освітлення під час проектування застосовуємо метод світлового потоку.

Розмір камери:

- висота – 10м;
- довжина – 25 м;
- ширина – 23 м;

Мінімальна освітленість, за ПБ $E_{\min} = 30$ лк;

$$h = (10 - 4,5) * 0,8 = 4,4 \text{ м};$$

Показники приміщення:

$$i = \frac{AB}{h(A + B)} = \frac{25 * 23}{4,4(25 + 23)} = 2,7;$$

Приймаємо рудничні вибухонебезпечні люмінісцентні світильники РВЛ-80М з даними технічними характеристиками:

1. номінальна напруга – 220 В;
2. потужність лампи – 80 Вт;
3. світловий потік лампи – 4320 лм;
4. світловий ККД світильника $\eta = 0,7$;
5. приймаємо коефіцієнт запаса $k=1,5$;

Знаходимо загальний світловий потік, який необхідний для забезпечення необхідного освітлення:

$$F = \frac{kE_{\min} S}{\eta z}, \text{ лм};$$

де, E_{\min} – мінімальне освітлення в даній площині. $E_{\min} = 30$ лм;

S – площа камери;

z – коефіцієнт мінімальної освітленості.

$$F = \frac{1,5 * 30 * 575}{0,7 * 0,8} = 46205 \text{ лм};$$

Приймаємо лампу потужністю у 80 Вт, світловий потік буде мати значення $F_0 = 4320$ лм.

$$n = \frac{F}{F_0}, \text{ лм}$$

$$n = \frac{46205}{4320} = 10,7 \text{ шт};$$

Приймаємо кількість люмінісцентних світильників $n=11$;

Відстань між світильником розташованими вздовж приміщення в один ряд:

$$\alpha = \frac{A}{n}, \text{ м}$$

$$\alpha = \frac{25}{11} = 2,3 \text{ м};$$

Загальна споживча потужність на освітлення складає – $11 \cdot 80 = 880 \text{ В}$.

$$S = \frac{100PL}{\gamma \Delta U \% U^2}, \text{ мм}^2;$$

де, P – завантаження лінії, Вт;

L – довжина лінії в один кінець, м;

γ – питома провідність міді, $50 \text{ м}/(\text{Ом} \cdot \text{мм}^2)$;

$\Delta U\%$ - допустима втрата напруги. $\Delta U\% = 0,025$;

U – номінальна лінійна напруга, В.

$$S = \frac{100 \cdot 240 \cdot 6,9}{50 \cdot 0,025 \cdot 220^2} = 2,7 \text{ мм}^2$$

Для живлення люмінісцентних світильників РВЛ-80М у приміщенні підйомної установки буде застосовуватися кабель типу КГШ 3x4+1x5.

3.4.Протипожежні заходи

Протипожежний захист шахти повинен бути спроектований та виконаний з такою умовою, щоб передбачити можливість пожежі, а у випадку її виникнення у всіх технологічних процесах, під час експлуатації гірничошахтного обладнання,

проведення ремонтів та в аварійних ситуаціях забезпечують ефективність локалізації та гасіння у початковій стадії.

На початку, пожежі мають обмежені розміри, вони перетворюються в значні через несвоєчасне виявлення та невміле або повільне гасіння. Останнє, частіше за все є результатом відсутності на місці загоряння засобів пожежогасіння або їх несправності, а також невміння людей ними користуватися. В більшості випадків, пожежі виникають при відсутності або несправності засобів захисту.

Причиною пожеж є також тертя канатів на підйомних установках о шпали, ролики що заклинило та інші предмети які загораються самі, або нагрівшись до високих температур, підпалюють прилеглі горючі елементи.

Кожен матеріал (крім металу, цементу, цегли та інших не горючих матеріалів), який використовується на шахті безпосередньо або у якості деталей спорудження машин, повинен мати висновок щодо можливостей та умов використання в шахті, що видається ВНДІГС з пожежної безпеки та МакНДІ з електризування. Якщо горючий елемент нічим замінити, тоді слід знизити його горючі властивості.

Зварочні та інші вогневі роботи повинні виконуватися в суровому відповідності з Правилами пожежної безпеки під час проведення зварювальних робіт та інших робіт на об'єктах народного господарства. Ручні вогнегасники, пісок або інертний пил, а також протипожежний – зрошувальний трубопровід, постійно заповнений водою з напором не менш 3 Мпа, повинні знаходитися на всіх пожежонебезпечних ділянках.

Для забезпечення безпеки людей, що знаходяться у приміщенні башенних копрів підйомних установок під час виникнення пожежі необхідно:

- забезпечити працівників саморятувальниками;
- обладнати прямий гучномовний зв'язок між диспетчерською та робочими поверхами копрів;
- складати та розвішувати на видному місці у приміщенні башенних копрів та надшахтних будівлях плани евакуації людей з них;

- у разі пожежі забезпечувати надійну герметизацію башенних копрів;
- не захаращувати запасні виходи з надшахтних будівель та копрів.

Відповідно з вимогами ДБН 11-91-77 (ч.ІІ, гл.91) башенні копри повинні мати справні зовнішні пожежні драбини з виходами на них на кожному поресі, а у пожежонебезпечих приміщеннях башенних копрів – установки автоматичного пожежогасіння.

Кожен випадок займання в шахті та на поверхні, незалежно від розмірів, тривалості гасіння та ступеню тяжкості наслідків, повинні розслідуватися із встановленням причини та складанням заходів щодо недопущення подібних займань надалі. Всі випадки займання повинні обов`язково реєструватися.

ВИСНОВКИ

В даному дипломному проєкті для збільшення продуктивності існуючої головної підйомної установки шахти «Тернівська» ПрАТ «Павлоградвугілля» до 1,6 млн. т/рік, було проведено:

- вибір скіпа;
- розрахунок та вибір головних канатів;
- вибір підйомної машини МПБ5-2-2;
- розрахунок кінематики підйомної установки;
- визначення максимальної швидкості руху скіпа;
- вибір підйомного двигуна;
- розрахунок приведеної маса підйомної установки;
- визначення прискорення та уповільнення;
- розрахунок діаграми швидкості;
- побудова діаграми зусиль;
- визначення еквівалентної потужності підйомного двигуна;
- визначення витрати енергії;
- вибір апаратури автоматизації захисту та сигналізації, її комплектація;

В результаті модернізації підйомної установки та використання нового високопродуктивного обладнання підйому, були створені такі умови, що видобуток вугілля – збільшився, а техніка безпеки з підйому – покращилась. Застосування електроприводу на основі частотного перетворювача є найбільш оптимальним рішенням для даних умов.

Модернізація підйомної установки дозволяє значно зменшити економічні витрати та покращить експлуатаційні показники.

Оскільки робота має соціальну спрямованість на підвищення безпеки експлуатації шахтних підйомних установок, розрахунок економічної складової ефективності не проводився.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Методичні вказівки до розрахунку шахтних барабанних підйомних установок для студентів спеціальності 184 «Гірництво» та 133 «Галузеве машинобудування» (виконання індивідуальних завдань, курсових і дипломних проєктів) / упоряд.: В.І.Самуся, Ю.О.Комісаров, І.С.Ільїна. – Д.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. – 35 с.
2. Правила безпеки у вугільних шахтах / Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду: Наказ від 22.03.2010 за № 62 [Електронний ресурс] // Офіц.вісн. України. – Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0398-10>.
3. Бежок В.Р. / Шахтний подъем: Научно – производственное издание / В.Р. Бежок, В.И. Дворников, И.Г. Манец и др. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2007. – 624 с.
4. Песвианидзе А.В., «Расчет шахтных подъемных установок»: Учеб.посо-бие для вузов. – М.: Недра,1992.
5. Федоров М.М., Монтаж и наладка стационарного оборудования. – М.: Недра, 1974. – 432 с.
6. Петухов А.И., Правицкий Н.К., Рипп М.Г., Горная механика. – М.: Недра, 1965. – 400с.
7. Бежок В.Р., Калинин В.Г., Коноплянов В.Д., Курченко Е.М. / Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок / Донецк «Донеччина», 2009. – 671 с.
8. Ушаков К.З., Кирин Б.Ф., Ножкин Н.В. Охрана труда / Учебник для вузов / Под ред. К.З. Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624 с.
9. Медведев Г.Д., Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988.
10. Булгаков А.А., Частотное управление асинхронными двигателями – 3-е перераб. изд. – М.: Энергоиздат., 1982. – 216 с.

РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу бакалавра студентки гр. 184-16-1 ММФ
Ульянової Я.О. на тему: «Проект модернізації головної підйомної установки
шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»»

До рецензії представлено дипломний проект студентки гр. 184-16-1 ММФ
Ульянової Я.О. на тему «Проект модернізації головної підйомної установки
шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»». Робота складається з
трьох розділів, вступу, висновків та переліку посилань на 71 стор.

Мета бакалаврської роботи – модернізація електроприводу головної
підйомної установки шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» для
підвищення економічної ефективності та збільшення продуктивності головної
підйомної установки.

У проекті виконано аналіз гірничо-геологічних умов шахти «Тернівська»,
проведено розрахунок головної підйомної установки разом з опрацюванням
питання щодо вдосконалення електроприводу підйомної установки. Технічні
рішення із застосування частотного перетворювача відповідають сучасним
технічним розробкам, знижують собівартість корисних копалин та
енергоспоживання підйомного комплексу в цілому.

В роботі приведено розрахунки режимів роботи на основі реальних даних,
виконано розрахунок електропостачання підйомної установки, а також розглянуто
питання щодо охорони праці на виробництві.

Вважаю, що бакалаврська робота студентки гр. 184-16-1 ММФ
Ульянової Я.О. заслуговує оцінки «відмінно».

Завідувач кафедри будівельної, теоретичної та
прикладної механіки НТУ «Дніпровська
політехніка», докт.тех.наук

Колосов Д.Л.

ВІДГУК

на кваліфікаційну роботу бакалавра
студентки гр. 184-16-1 ММФ Ульянової Я.О.

на тему: «Проект модернізації головної підйомної установки
шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»»

Мета бакалаврської роботи – покращення електроприводу головної підйомної установки шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» для підвищення економічної ефективності та збільшення продуктивності головної підйомної установки.

Актуальність обраної теми полягає в необхідності підвищення техніко-економічних показників роботи шахти завдяки збільшенню темпів видобутку вугілля та відповідно продуктивності головної підйомної установки. Для вирішення цієї задачі потрібно розробити та впровадити технічні рішення щодо удосконалення системи електроприводу підйомної машини.

Тема кваліфікаційної роботи безпосередньо пов'язана з об'єктом діяльності фахівця спеціальності 184 Гірництво – конструюванням та експлуатацією гірничого обладнання.

Оригінальність та практичність технічних рішень роботи полягає у розробці проекту модернізації головної підйомної установки за рахунок використання сучасної підйомної машини МПБ 5-2-2 та вибору необхідного електромеханічного обладнання.

Оформлення креслень, пояснювальної записки та ступінь самостійності виконання дипломного проекту – цілком задовільна. Дипломний проект при відповідному захисті заслуговує оцінки «відмінно», а Ульянова Яна Олександрівна присвоєння ступеню бакалавра з гірництва .

Керівник дипломного проекту,
професор кафедри гірничої механіки

Самуся В.І.

ДІАГРАМА ШВИДКОСТЕЙ, ПРИСКОРЕНЬ, ЗУСИЛЬ ТА ПОТУЖНОСТЕЙ ПРИВІДНОГО ДВИГУНА

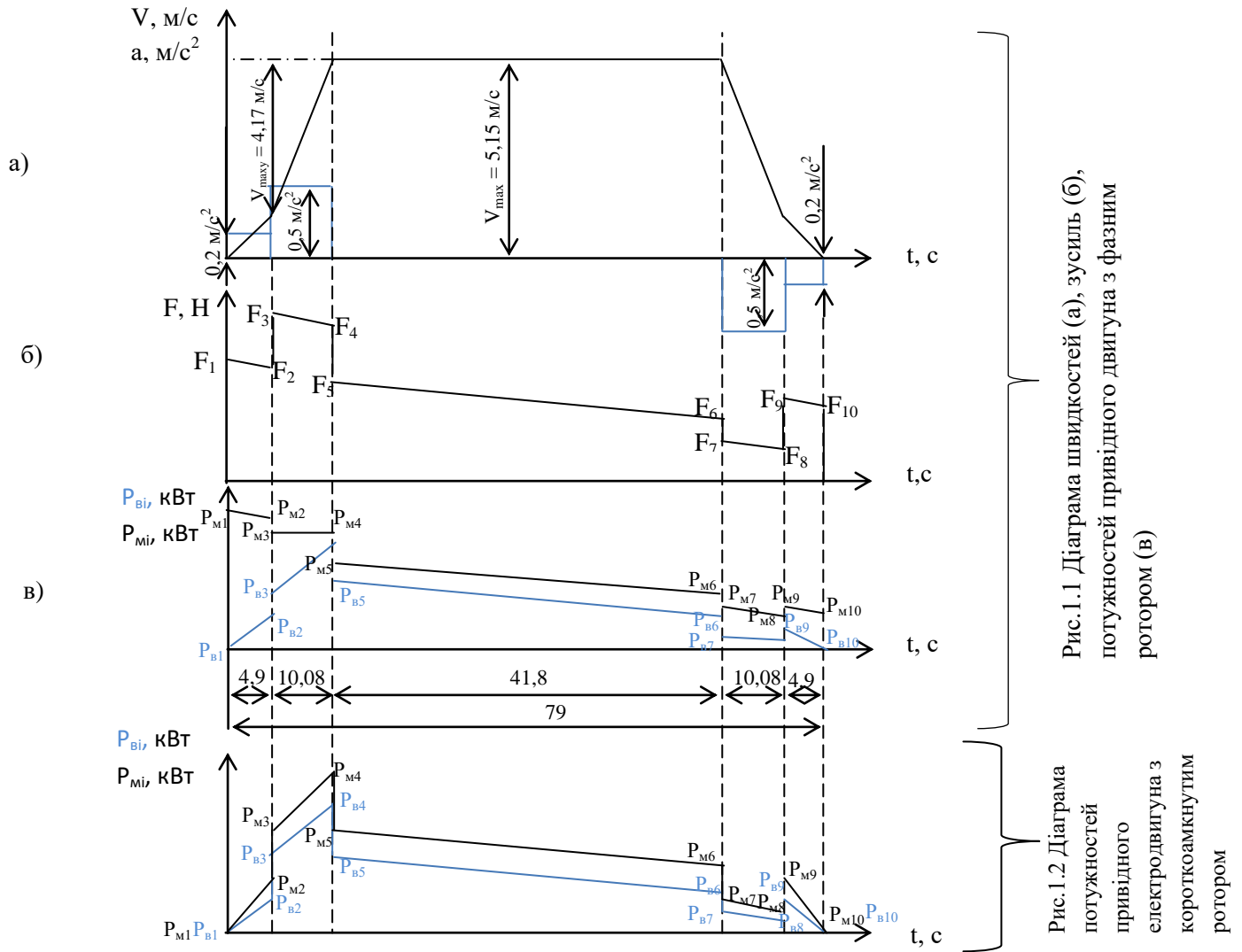


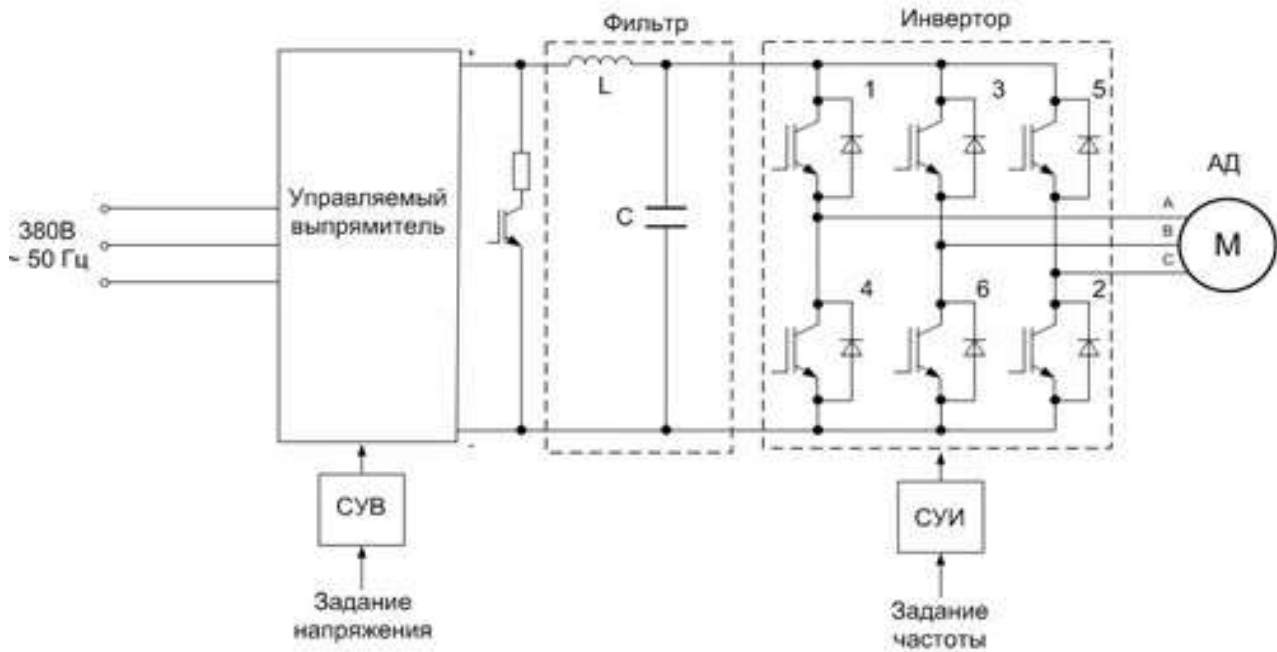
Рис. 1.1 Діаграма швидкостей (а), зусиль (б), потужностей привідного двигуна з фазним ротором (в)

Рис. 1.2 Діаграма потужностей привідного електродвигуна з короткозамкнутим ротором

ПАРАМЕТРИ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ МПБ 5-2-2

| | |
|---|-------|
| Максимальний статичний натяг, кН | 320 |
| Максимальне невірноважене статичне зусилля, кН | 250 |
| Максимальна висота підйому при розрахунковому навантаженні, м | 327,3 |
| Максимальна швидкість при редукторному приводі, м/с | 14 |
| Приведена маса канатоведучого шківа, кг | 1 407 |
| Діаметр привідного шківа, м | 4 |
| Діаметр каната, мм | 45 |
| Діаметр барабана, м | 5 |
| Кількість канатів | 1 |
| Відстань між барабанами, м | 0,09 |
| Максимальна потужність електродвигуна, кВт | 800 |

ТИПОВА СХЕМА НИЗЬКОВОЛЬТНОГО ЧАСТОТНОГО ПЕРЕТВОРЮВАЧА



ОСНОВНІ ТЕХНІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЧАСТОТНОГО ПЕРЕТВОРЮВАЧА ЕІ – 9013

| | | | | | | | | | | |
|------------------------------------|--------------------------------------|------|------|------|------|------|------|------|-------|-------|
| Клас потужності | | 200Н | 250Н | 300Н | 400Н | 500Н | 600Н | 800Н | 1000Н | 1200Н |
| Номинальна вихідна потужність, кВт | | 160 | 185 | 220 | 315 | 400 | 500 | 630 | 800 | 1000 |
| Номинальний струм моделі, А | ЕІ - 9013 | 302 | 340 | 450 | 605 | 800 | 900 | 1200 | 1600 | 1800 |
| Вхідна напруга | Трифазна ~ 380...480 В (-15%...+10%) | | | | | | | | | |
| Вихідна напруга | Трифазна від 0 до ~ 380...480 В | | | | | | | | | |
| Діапазон вихідної частоти | 0,1...400 | | | | | | | | | |
| Час розгону(гальмування),с | 0,01...6000 | | | | | | | | | |
| Робоча температура | -10...+40°С | | | | | | | | | |