

**В.О. Будішевський, В.О. Гутаревич, О.О. Пуханов,  
А.О. Суліма, Я.О. Ляшок**

# **ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТНИХ СИСТЕМ ЕНЕРГОЄМНИХ ВИРОБНИЦТВ**

**Під редакцією В.О. Будішевського, А.О. Суліми**

**Видання друге, перероблене та доповнене**

Рекомендовано Міністерством освіти та науки України як навчальний  
посібник для студентів вищих навчальних закладів  
(№ 14/18.2-1.196 від 06.08.2001 р.)

**Донецьк 2008**

ББК 33.16

П 78

УДК 622.61:624.1

П 78 Проектування транспортних систем енергоємних виробництв.  
/В.О.Будішевський, В.О.Гутаревич, О.О.Пуханов, А.О. Суліма,  
Я.О. Ляшок. Під. ред. В.О.Будішевського, А.О. Суліми,— Донецьк,  
2008.— 439 с.

ISBN 978-966-377-058-1

Наведені методичні рекомендації для проектування систем внутрішньошахтного транспорту, довідкові дані транспортного обладнання, виконані приклади розрахунків основних і допоміжних засобів транспорту гірничих підприємств.

Навчальний посібник призначений для студентів, які навчаються з напрямків „Електромеханіка”, „Гірництво”, „Інженерна механіка”, а також для інженерно-технічних працівників добувної та переробної промисловості.

Табл. 41, іл.125, Бібліогр.:18 найм.

Рецензенти: В.І. Дворніков, докт. техн. наук, проф., дійсний член  
Гірничої академії наук України;  
Л.Н. Ширін докт. техн. наук, проф., дійсний член  
Підйомно-транспортної Академії наук України.

Комп'ютерне верстання Л.В. Іноземцевої

ISBN 978-966-377-058-1

© Будішевський В.О., Гутаревич В.О., Пуханов О.О.,  
Суліма А.О., А.О. Ляшок, 2008

# ЗМІСТ

|                                                                                                                                              | Стор.     |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>ПЕРЕДМОВА .....</b>                                                                                                                       | <b>7</b>  |
| <b>ГЛАВА 1. ЗАГАЛЬНІ ПРИНЦИПИ ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТУ ЕНЕРГОЄМНИХ ПІДПРИЄМСТВ .....</b>                                                      | <b>12</b> |
| 1.1. Мета і завдання проектування транспортних систем .....                                                                                  | 12        |
| 1.2. Зміст і оформлення проекту .....                                                                                                        | 13        |
| 1.3. Принципи побудови генерального плану .....                                                                                              | 16        |
| <b>ГЛАВА 2. ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ .....</b>                                                                     | <b>29</b> |
| 2.1. Загальні відомості про шахту.....                                                                                                       | 29        |
| 2.2. Схема розкриття і схема пристовбурового двору .....                                                                                     | 30        |
| 2.3. Загальні положення щодо проектування внутрішньошахтного транспорту .....                                                                | 37        |
| 2.4. Вибір технологічної схеми і вибір транспорту .....                                                                                      | 44        |
| 2.5. Технологічні схеми транспорту при погоризонтному способі підготовки і системам розробки довгими стовпами за підйомом або падінням ..... | 68        |
| 2.6. Технологічні схеми транспорту при панельній підготовці .....                                                                            | 70        |
| 2.7. Технологічні схеми транспорту при поверхневому способі підготовки .....                                                                 | 72        |
| <b>ГЛАВА 3. РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ І ДОПОМІЖНИХ ВАНТАЖОПОТОКІВ.....</b>                                                                         | <b>74</b> |
| 3.1. Визначення хвилинних вантажопотоків для вибору типорозмірів конвеєрів .....                                                             | 74        |
| 3.1.1. Визначення середнього хвилинного вантажопотоку.....                                                                                   | 75        |
| 3.1.2. Визначення максимального хвилинного вантажопотоку.....                                                                                | 76        |
| 3.2. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв.....                                                                                                 | 80        |
| 3.2.1. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв під час проектування конвеєрного транспорту .....                                                  | 80        |
| 3.2.2. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв під час проектування локомотивного транспорту .....                                                | 82        |
| 3.3. Вантажопотоки допоміжних матеріалів .....                                                                                               | 83        |
| 3.4. Пасажирські перевезення .....                                                                                                           | 83        |

|                                                                                                 |    |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| 3.5. Зведені кількісні характеристики вантажопотоків для<br>проектованої схеми транспорту ..... | 85 |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------|----|

## **ГЛАВА 4. ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ТРАНСПОРТНИХ ЗАСОБІВ**

|                                                                                                                               |           |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>ДЛЯ ПЕРЕМІЩЕННЯ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ .....</b>                                                                                | <b>87</b> |
| 4.1. Вибір конвеєрів за прийнятною здатністю .....                                                                            | 87        |
| 4.2. Вибір конвеєрів за припустимою технічною<br>продуктивністю і довжиною .....                                              | 91        |
| 4.2.1. Визначення експлуатаційного навантаження,<br>що утворюється нерівномірними вантажопотоками .....                       | 93        |
| 4.2.2. Експлуатаційне навантаження на конвеєр, що<br>утворюється вантажопотоками з підготовчих вибоїв<br>або бункерів .....   | 95        |
| 4.2.3. Експлуатаційне навантаження на конвеєр,<br>завантаження якого здійснюється у двох і більше<br>точках за довжиною ..... | 96        |
| 4.3. Приклади вибору стрічкових конвеєрів .....                                                                               | 98        |

## **ГЛАВА 5. ТЯГОВІ РОЗРАХУНКИ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ .....**

|                                                                                                         |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 5.1. Загальні відомості .....                                                                           | 122 |
| 5.2. Порядок виконання тягового розрахунку стрічкового<br>конвеєра .....                                | 124 |
| 5.3. Тяговий розрахунок горизонтального стрічкового<br>конвеєра .....                                   | 133 |
| 5.4. Тяговий розрахунок бремсбергового стрічкового<br>конвеєра .....                                    | 139 |
| 5.5. Тяговий розрахунок уклонного стрічкового конвеєра .....                                            | 147 |
| 5.6. Визначення резервів перепускної здатності транспортних<br>систем, що використовують конвеєри ..... | 153 |

## **ГЛАВА 6. РОЗРАХУНОК ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ .....**

|                                                                                                               |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 6.1. Загальні відомості .....                                                                                 | 171 |
| 6.2. Порядок розрахунку електровозного відкочування .....                                                     | 173 |
| 6.3. Приклад розрахунку локомотивного відкочування під час<br>транспортування основного вантажопотоку .....   | 190 |
| 6.4. Приклад розрахунку локомотивного відкочування під час<br>транспортування допоміжного вантажопотоку ..... | 198 |
| 6.5. Приклад розрахунку локомотивного відкочування<br>контактним електровозом .....                           | 207 |

## **ГЛАВА 7. РОЗРАХУНОК ВІДКОЧУВАННЯ КІНЦЕВИМИ**

|                                                                                                         |            |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>КАНАТАМИ.....</b>                                                                                    | <b>214</b> |
| 7.1. Загальні відомості про кінцеві канатні відкочування.....                                           | 214        |
| 7.2. Розрахунок канатних відкочувань.....                                                               | 216        |
| 7.2.1. Методика розрахунку відкочування одним кінцевим канатом .....                                    | 216        |
| 7.2.2. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом похилими заїздам на бремсбергу.....       | 227        |
| 7.2.3. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом похилими заїздами на уклоні .....         | 233        |
| 7.2.4. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом з горизонтальними заїздами на уклоні..... | 237        |

## **ГЛАВА 8. РОЗРАХУНОК МОНОРЕЙКОВИХ И НАГРУНТОВИХ**

|                                                                                                |            |
|------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>ДОРІГ З КАНАТНОЮ ТЯГОЮ.....</b>                                                             | <b>243</b> |
| 8.1. Загальні відомості про монорейкові дороги.....                                            | 243        |
| 8.2. Розрахунок і вибір монорейкової дороги з канатним тяговим органом.....                    | 244        |
| 8.2.1. Розрахунок і вибір монорейкової дороги для перевезення вантажів за продуктивністю ..... | 245        |
| 8.2.2. Розрахунок і вибір монорейкової дороги для перевезення людей.....                       | 247        |
| 8.2.3. Тяговий розрахунок монорейкової дороги .....                                            | 248        |
| 8.2.4. Приклад тягового розрахунку монорейкової дороги.....                                    | 255        |
| 8.3. Загальні відомості про нагрунтові канатні дороги .....                                    | 260        |
| 8.4. Розрахунок нагрунтової канатної дороги .....                                              | 263        |
| 8.5. Приклад розрахунку нагрунтової канатної дороги.....                                       | 267        |

## **ГЛАВА 9. ТРАНСПОРТ НА НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТАХ .....**

|                                                          |     |
|----------------------------------------------------------|-----|
| 9.1. Бункери .....                                       | 272 |
| 9.1.1. Загальні положення.....                           | 272 |
| 9.1.2. Визначення технологічних параметрів бункерів..... | 274 |
| 9.1.3. Приклади розрахунку бункерів.....                 | 286 |
| 9.2. Штовхачі .....                                      | 289 |
| 9.3. Маневрові лебідки .....                             | 292 |
| 9.4. Перекидачі .....                                    | 294 |
| 9.5. Агрегати для обміну вагонеток у клітях .....        | 295 |

|                                                                                                                           |            |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| <b>ГЛАВА 10. СИСТЕМИ ТРАНСПОРТУ НА НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ,<br/>ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТАХ ТА<br/>ПРИСТОВБУРОВИХ ДВОРАХ.....</b> | <b>296</b> |
| 10.1. Технологічні схеми навантажувальних пунктів.....                                                                    | 296        |
| 10.2. Технологічні схеми перевантажувальних пунктів.....                                                                  | 305        |
| 10.3. Вузли сполучення магістрального транспорту з вантажним<br>підйомом.....                                             | 309        |
| 10.4. Вузли сполучення ланок допоміжного транспорту .....                                                                 | 316        |
| <b>ГЛАВА 11. ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ І ОРГАНІЗАЦІЯ РОБОТИ<br/>СИСТЕМ ТРАНСПОРТУ .....</b>                                    | <b>323</b> |
| 11.1. Основні показники бізнес-плану .....                                                                                | 323        |
| 11.2. Визначення техніко-економічних показників при<br>проектуванні системи транспорту.....                               | 325        |
| 11.3. Економічні критерії оптимізації схем підземного<br>транспорту .....                                                 | 328        |
| 11.4. Організація роботи транспорту .....                                                                                 | 334        |
| <b>ГЛАВА 12. ПРОЕКТ ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ ШАХТИ .....</b>                                                                  | <b>338</b> |
| <b>ДОДАТКИ .....</b>                                                                                                      | <b>393</b> |
| 1. До розрахунку вантажопотоків .....                                                                                     | 393        |
| 2. Конвеєри.....                                                                                                          | 396        |
| 3. Характеристики залежності довжини конвеєра від кута<br>нахилу і продуктивності.....                                    | 402        |
| 4. Локомотиви і вагонетки .....                                                                                           | 417        |
| 5. Електромеханічні характеристики тягових двигунів<br>електровозів .....                                                 | 424        |
| 6. Монорейкові і нагрунтові канатні дороги.....                                                                           | 430        |
| 7. Допоміжні засоби транспорту .....                                                                                      | 432        |
| <b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....</b>                                                                                             | <b>438</b> |

## ПЕРЕДМОВА

*«Горы, простирающиеся в Екатеринославской губернии и начинающиеся по левую сторону Днепра до течения рек Тора, Дона, Луган, Ольховой, Белой, Миуса, Дона и в них впадающих до рукавов Азовского моря, являют испытателю естества обширное поле к исследованию любопытства достойных предметов недр гор в окрестностях сих вод избытчеством большею частью такого рода ископаемых ко и к усугублению блаженства жителей всего южного края и твердому оплоту сей страны навсегда непоколебимого владычества многое доставят...»*

*Во многих местах для отвозу каменного угля до пристани к отправлению в разные места проводят нарочитые дороги, огражденные толстыми бревнами, связанные поперечинами, пространство между крими плотно набивают мелкими камнями и посыпают песком. Такие дороги проводят к пристани с небольшою наклонностию, а все пространство уравнивают. Расход на проведение сих дорог на немалое пространство вознаграждается беспрестанною во все времена года возкою угля».*

*Иван Бригонцов \**

Промисловий транспорт є однією з найважливіших ланок у виробничому процесі підприємств і в роботі загальної транспортної мережі.

Особливості промислового транспорту енергоємних підприємств визначаються його призначенням, положенням і завданнями, що стоять перед ним. Транспорт енергоємних підприємств повинен забезпечувати вимоги безперебійного обслуговування виробничого процесу.

Нормальний виробничий процес вимагає забезпечення:

- 1) добре організованої доставки сировини і палива на склади промислових підприємств;
- 2) своєчасної подачі сировини, палива, різних матеріалів, напівфабрикатів, продукції до цехів, складів, робочих місць, передачі напівфабрикатів від агрегату до агрегату;
- 3) вивезення готової продукції під'їзними коліями на загальну мережу магістральних залізниць держави;

---

\* Иван Бригонцов – горный инженер, первым обобщивший опыт разработки угольных месторождений на территории Украины в труде «Руководство к познанию, разрабатыванию и употреблению каменного угля», Екатеринослав, 1795, 33с. [Л].

- 4) транспортування людей;
- 5) збирання відходів виробництва.

Залежно від характеру виробничого процесу, потужності вантажопотоків, умов перевезень і місцевих умов обирають вид транспорту і здійснюють його проектування.

Непродуманість транспортних систем призводить до того, що для більшості підприємств застосовуються принципово невірні рішення промислового транспорту. Ці рішення ще більше ускладнюються умовами хаотичного розташування цехів на майданчику промислового підприємства.

Безсистемність і випадковість розташування виробничих цехів призводять до неминучості безсистемних і випадкових схем внутрішньозаводського транспорту.

Під час проектування транспортної мережі енергоємних підприємств виникають наступні питання:

- 1) вірного вибору виду транспорту;
- 2) розробки основних положень і методик з вибору і проектування транспортних пристроїв;
- 3) розробки раціональних схем генерального плану;
- 4) розробки раціональних схем і типів механізмів для перевантаження з одного виду транспорту на інший.

Питома вага транспортних операцій у технології виробництва досить значна. На кожну виробничу операцію доводиться робити ряд транспортних операцій.

Чим досконаліше організація технологічних операцій, тобто чим менше їхня тривалість і трудомісткість, тим більше значення здобуває транспорт і тим краще і швидше повинні відбуватися транспортні і тісно з ними зв'язані вантажні операції. Фахівець промислового транспорту повинен добре знати вимоги технології до транспорту, уміти вибрати, спроектувати і побудувати такий вид транспорту, що найбільш відповідає вимогам сучасної технології даного виробництва.

Виключно велике значення має промисловий транспорт і в роботі загальної мережі залізниць. Оберт вагонів загальної мережі в значній мірі залежить від успішності роботи промислового рейкового транспорту.

Скорочення оберту вагонів загальної мережі є одним з найголовніших завдань, що стоять перед залізничним транспортом. Оскільки промисловий транспорт тісно пов'язаний з роботою магістральних залізниць, то раціональне проектування і організація його роботи повинні забезпечувати рівною мірою як роботу промислових підприємств, так і магістрального транспорту.

Таким чином, єдині технологічні процеси вміщують промисловий транспорт у роботу загальносистемного транспорту і висувають ряд вимог до промислового транспорту енергоємних виробництв як до одного з елементів безперервного транспорту. У той же час промисловий транспорт, який є однією з основних ланок виробничого процесу, повинен забезпечити чітку безперебійну роботу підприємства, прискорити і покращити його виробничі процеси.

Оптимальне вдоволення цих вимог можливо тільки в тому випадку, якщо за умов проектування промислового підприємства вірно обраний вид транспорту на окремих ділянках, встановлені раціональні взаємини між роботою станції примикання до загальної мережі залізниць і промисловим транспортом, а також якщо генеральний план підприємства запроектований на основі взаємного зв'язування транспортних і технологічних вимог.

Кожний з видів транспорту має свою галузь застосування, параметри, технічні умови проектування і властиві даному виду транспорту техніко-економічні показники. На окремих ділянках вантажних робіт і перевезень, що обслуговують виробничі процеси промислових підприємств, можуть бути застосовані різні види транспорту.

Вибір того або іншого виду транспорту залежить від характеру перевезених вантажів і вимог технологічного процесу, величини вантажообігу, відстані перевезень, топографічних, метеорологічних і геологічних умов місцевості, методів і умов вантажно-розвантажувальних робіт.

Необхідність застосування того або іншого виду транспорту на окремих ділянках перевезень промислових підприємств повинна бути обґрунтована економічною вигідністю і технічною доцільністю, обумовленими застосуванням варіантів різних ви-

дів транспорту шляхом техніко-економічного порівняння. Найважливішою умовою під час вибору і проектування окремих видів промислового транспорту є необхідність найтіснішого поєднання їхньої роботи з виробничим процесом підприємства і між собою. Найбільш складними місцями є стики різних видів транспорту.

Транспорт кожної галузі промисловості має свої особливості, що залежать від характеру виробничого процесу і вантажообігу.

Завданням дійсного посібника є, головним чином, розгляд питань, пов'язаних із проектуванням і експлуатацією підземного транспорту шахт гірничодобувної промисловості.

У комплексі питань, що стоять перед гірничодобувною промисловістю щодо її технічного переозброєння, велике значення має вдосконалення транспортних систем, у першу чергу за рахунок впровадження конвеєризації на виймальних ділянках і похилих виробках, потокової технології локомотивного відкочування, широкого застосування самохідних транспортних машин, комплексної механізації робіт на допоміжному транспорті і прогресивної організації праці.

Підземний транспорт шахт гірничодобувної промисловості є складовою ланкою загальшахтної транспортної системи, під якою розуміють керовану сукупність взаємозалежних технологічних схем і засобів основного і допоміжного вантажопотоків гірничими виробками і на поверхні.

Він являє собою багатоланкову розгалужену систему, що складається з різнотипних транспортних установок циклічної і безперервної дії із взаємозалежними параметрами, що функціонує в складних гірничо-геологічних умовах. Щодобово підземними гірничими виробками перевозяться мільйони тонн вантажів.

Характерні риси підземного транспорту:

1) порівняно невеликі відстані транспортування в підземних умовах при значних обсягах перевезення основних і допоміжних вантажів і людей;

2) нерівномірність вантажопотоків;

3) широка розгалуженість транспортних магістралей, що змінюють свої параметри в просторі і у часі;

4) наявність в одній транспортній магістралі декількох видів транспорту і необхідність перевантаження у вузлах сполучення;

5) стисненість робочого простору;

6) агресивність, газо-, вибухонебезпечність навколишнього середовища.

Зазначені характерні риси роботи підземного транспорту визначають основні вимоги до конструкцій транспортних пристроїв, а також до компонування системи у цілому.

Поданий у навчальному посібнику матеріал покликаний допомогти студентам гірничих спеціальностей під час виконання робіт, пов'язаних із проектуванням і експлуатацією підземного транспорту, обрати в кожному конкретному випадку оптимальний шлях підвищення технічного рівня транспортної системи і вірно використати нові сучасні транспортні засоби.

# **ГЛАВА 1**

## **ЗАГАЛЬНІ ПРИНЦИПИ ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТУ ЕНЕРГОЄМНИХ ПІДПРИЄМСТВ**

### **1.1. МЕТА І ЗАВДАННЯ ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТНИХ СИСТЕМ**

Завершальним етапом теоретичного викладу дисциплін «Основи теорії і розрахунки засобів переміщення вантажів» і «Шахтний транспорт», які відповідно до навчальних планів, затверджених Міністерством освіти і науки України, вивчаються студентами в напрямках «Електромеханіка» і «Гірнична справа», є проектування транспортних систем енергоємних виробництв.

Об'єктом проектування є розробка раціональної технологічної схеми підземного транспорту шахти або окремих її транспортних комплексів стосовно родовища шахти, на якій студент проходив практику ще перед проектуванням, або працює тепер.

Ціль роботи – закріплення і поглиблення теоретичних знань студентів, надбання досвіду складання транспортних систем вугільних шахт, одержання необхідної підготовки для виконання відповідного розділу дипломного проекту, розвиток навичок самостійної творчої роботи.

Під час виконання проекту студент повинен показати уміння застосовувати свої знання з вирішення питань вибору і взаємного ув'язування раціональних способів і засобів основного і допоміжного транспорту енергоємних виробництв, організації транспортних робіт, створення безпечних умов праці, економічного обґрунтування обраної системи транспорту.

Проект повинен закінчуватися складанням бізнес-плану, що показує, у результаті яких заходів досягається економічний ефект від упровадження спроектованої системи транспорту, витрати на виконання проекту і термін його окупності. Складання бізнес-плану необхідно для зацікавлення передбачуваного інвестора у вкладанні капіталу у спроектовану систему транспорту і для реалізації проекту на виробництві.

## 1.2. ЗМІСТ І ОФОРМЛЕННЯ ПРОЕКТУ

Проект транспортної системи повинен виконуватися відповідно до загальних вимог, що висуваються до сучасної техніки і технології, сучасних прогресивних напрямків проектування підземного транспорту, що базуються на широкому впровадженні у виробництво новітніх досягнень у галузі комплексної механізації і автоматизації виробничих процесів, що забезпечують зростання продуктивності праці і зниження вартості видобутку, розробку заходів, що підвищують безпеку і покращують умови праці обслуговуючого персоналу.

Під час виконання проекту повинна широко використовуватися не тільки навчальна, але й спеціальна технічна література (технічні журнали, монографії, ДСТ, нормативні матеріали проектних організацій і т.ін.). Можливо також використання прайс-листів заводів-виробників даного виду устаткування із вказівкою їхніх технічних характеристик, ціни та ін.

Проект транспортної системи подається у вигляді розрахунково-пояснювальної записки і графічної частини.

Загальними вимогами до розрахунково-пояснювальної записки є: чіткість побудови, логічна послідовність викладу матеріалу, переконливість аргументації, стислість, точність і однозначність формулювань, обґрунтованість ухвалених рішень, обов'язкова наявність посилань на креслення, літературні джерела, рисунки і таблиці.

Розрахунково-пояснювальна записка повинна бути виконана на стандартних аркушах паперу формату А4 (210×297 мм) з однобічним їхнім заповненням машинописом на комп'ютері (шрифт 14 пт через півтора інтервали). У зовнішнього краю кожної сторінки повинні залишатися поля для підшивки шириною 25 мм, із протилежного боку – 10–15 мм. Сторінки повинні бути пронумеровані.

Під час виконання аналітичних розрахунків спочатку набираються формули в літерних позначеннях, а потім підставляються числові дані і результати обчислень. Усі символи, що вхо-

дять у формули, повинні мати пояснення в тексті із вказівкою розмірності величин, які вони виражають.

Графічна частина проекту виконується олівцем або чорною тушшю на аркушах формату А1 і А2 з урахуванням вимог ЕСКД. Креслення забезпечуються трафаретним написом у вигляді штампа із вказівкою номера, найменування, масштабу, дати виконання креслення і підписів проектувальника і керівника проекту.

Допускається виконання аналітичних розрахунків в Math Cad, а креслень – в Auto Cad.

Розрахунково–пояснювальна записка повинна містити наступні матеріали: оформлений бланк–завдання, реферат, зміст, вступ, розрахунково-пояснювальну, організаційно–експлуатаційну і кошторисно-економічну частини проекту, список використаної літератури.

*До розрахунково-теоретичної частини входить:*

- Розрахунок основних і допоміжних вантажопотоків.
  1. Кількісні характеристики вантажопотоків вугілля з очисних вибоїв, де розрахунковим шляхом установлюються хвилинні, вартові і середньозмінні вантажопотоки вугілля від очисних вибоїв.
  2. Кількісні характеристики вантажопотоків вугілля породи і гірничої маси з підготовчих вибоїв.
  3. Кількісні характеристики вантажопотоків матеріалів, устаткування і людей, де збільшено встановлюються змінний, вартовий і хвилинний обсяги матеріалів і устаткування, що подаються в очисні і підготовчі вибої.
- Вибір транспорту для переміщення корисної копалини.
  4. Транспорт із очисного вибою. Відповідно до гірничотехнічних умов і прийнятим виїмковим устаткуванням приймаються засоби транспортування вугілля уздовж лави, печами і просіками.
  5. Транспорт дільничними і магістральними виробками. Відповідно до розрахункових вантажопотоків вугілля і довжинами транспортування за методикою, викладеною в даному

посібнику, здійснюється вибір раціонального способу і засобів транспортування вугілля.

6. Транспорт на навантажувальних і обмінних пунктах. Приводиться мотивування вибору та основні паспортні дані прийнятого устаткування.
7. Транспорт у пристовбурному дворі.
- Здійснюється вибір транспорту для переміщення допоміжних матеріалів і людей.
8. Транспорт для переміщення людей. Обирається спосіб транспортування і дається мотивування вибору.
9. Транспорт породи і матеріалів.
- В організаційно–експлуатаційну частину входять розділи:
  10. Охорона праці.
  11. Організація роботи транспорту.
  12. Кошторисно–економічна частина. Наводиться орієнтовний кошторис капітальних витрат, амортизаційні відрахування, вартість електроенергії, кошторис витрат на зарплату і витрати на виробництво. Розраховується вартість транспортування 1 тонни вантажу.
  13. Складання бізнес–плану. Обґрунтовуються заходи, у результаті яких досягається економічний ефект від впровадження спроектованої системи транспорту, визначаються витрати на виконання проекту і термін його окупності.

Графічна частина проекту подається на аркушах формату А1 і А2.

На першому аркуші наводиться схема розкриття родовища, спроектована студентом технологічна схема транспорту з таблицею умовних позначок, таблиця стрілочних переводів із вказівкою їхнього типу, виду, кількості на поданій схемі транспорту.

На другому аркуші наводяться окремі транспортні вузли, що вимагають графічного пояснення. Наприклад, поперечний переріз виробки в місці пересипу гірничої маси з перевантажувача на стрічковий конвеєр в очисному і підготовчому вибоях, перетин виробок, у яких відбувається перевантаження матеріалів з одного виду транспорту на інший і т.ін.

### 1.3. Принципи побудови генерального плану

З огляду на великий вплив генерального плану енергоємних підприємств, на умови і характер роботи систем транспорту, перш ніж перейти до питань проектування транспортних систем енергоємних виробництв, розглянемо основні положення його побудови.

Генеральним планом підприємства називається план взаємного розташування будівель, цехів, споруджень, складів, залізничних колій, безрейкових доріг і інших комунікацій. Залежно від ступеня деталізації плану приймається масштаб і наносяться позначки цехів і вертикального планування майданчика, підземне і енергетичне господарство.

Залежно від стадії проектування розрізняють генеральні плани на стадіях: а) проектного завдання; б) технічного проекту; в) робочих креслень.

Кожна стадія має різний ступінь деталізації.

Так, на стадії проектного завдання вказуються основні спорудження, основні залізничні колії, автодороги, інші комунікації і основні відмітки.

На стадії технічного проекту детально проектуються усі спорудження, у тому числі залізничні колії, автодороги, комунікаційні мережі з їхнім координуванням і складається проект вертикального планування.

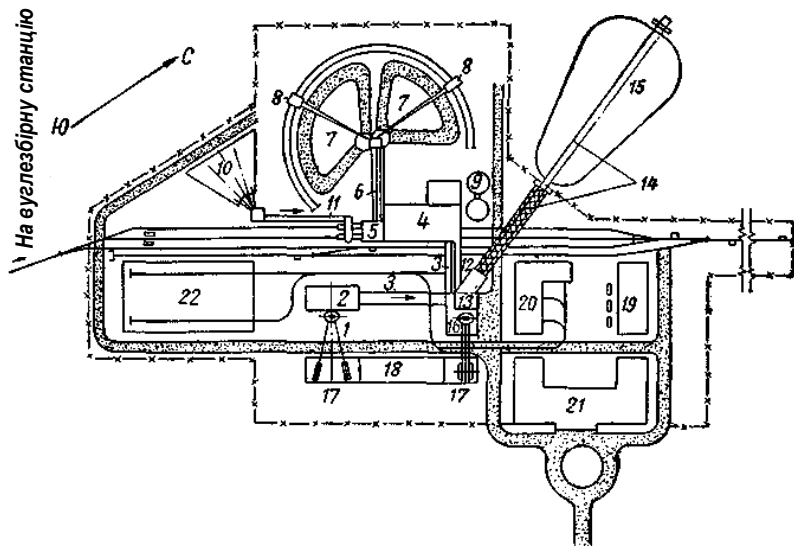
На стадії робочого проектування складаються детальні креслення. За особливо складними частинами генерального плану провадиться наступна деталізація їхнього вертикального планування.

У результаті зйомки всіх здійснених у натурі споруджень складається виконавчий генеральний план. Залежно від часу складання він буває: а) оперативний, що фіксує усі зведені спорудження на даний період і поповнюваний наступними розбивками; б) остаточний, що складається після закінчення будівництва.

Усі види генеральних планів можуть бути:

б) пооб'єктними, що охоплюють комплекс споруд одного з об'єктів (цехів, силових станцій і інших споруд).

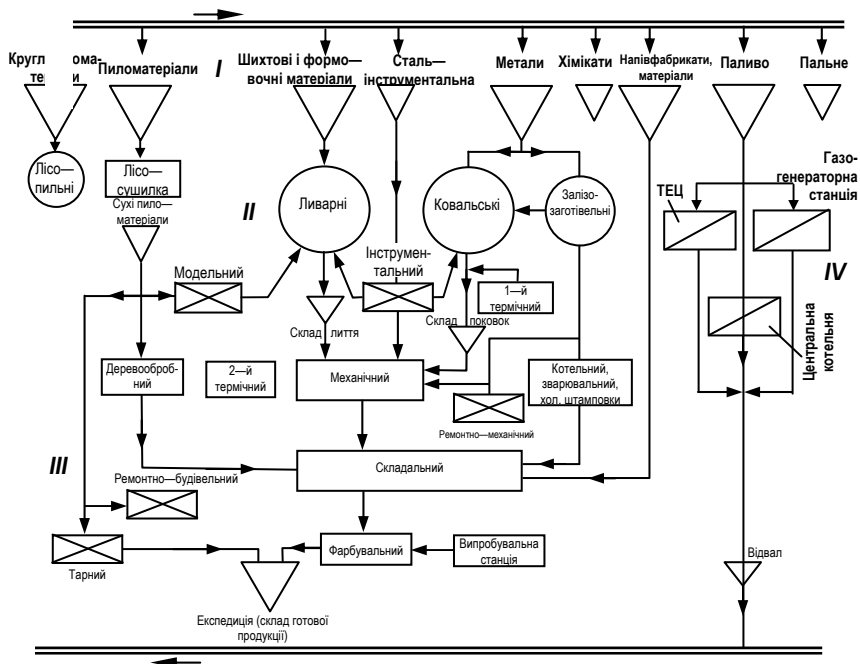
Генеральний план є вирішенням комплексу питань, пов'язаних з розміщенням усіх елементів комунікацій підприємства; він визначає найкращий зв'язок і розташування окремих будівель, споруджень і транспорту (рис. 1.1).



**Рисунок 1.1. Генеральний план поверхні шахти:**

1 – скіповий ствол; 2 – надшахтна будівля; 3 – конвеєр для подачі вугілля на збагачувальну фабрику; 4 – збагачувальна фабрика; 5 – навантажувальний бункер; 6 – конвеєр; 7 – вугільний склад; 8 – скреперні лебідки; 9 і 10 – відстійники шламу; 11 – конвеєр для шламу; 12 – конвеєр для породи і шламу; 13 – бункер для породи; 14 – підвісна канатна дорога; 15 – відвал; 16 – надшахтна будівля клітьового стовбура; 17 – будівля підйомних машин; 18 – електропідстанція; 19 – компресорна; 20 – промкомбінат; 21 – адміністративно-побутовий комбінат; 22 – склад кріпильного лісу.

Взаємний зв'язок між окремими цехами обумовлюється виробничим процесом підприємства і установлюється його схемою, що дає напрямок вантажопотоків міжцехового транспорту (рис. 1.2).



**Рисунок 1.2 . Схема виробництва машинобудівного заводу:**

I – склади, II – заготівельні цехи; III – обробні і складальні цехи,  
IV – енергетичне обладнання.

На komponування генерального плану, крім виробничого процесу, впливають: вибір виду міжцехового транспорту, технічні умови його проектування, розміщення допоміжних підприємств, зв'язок підприємства із зовнішнім транспортом, із сировинними базами, топографія майданчика і т.ін.

Під час проектування генерального плану повинні бути витримані наступні основні положення.

1. Розташування цехів повинно відповідати вимогам виробничого процесу і забезпечувати потоковість виробничих процесів.

2. Повинно бути дотримане зонування, тобто чіткий розподіл території за характером виробництва з районуванням однорідних груп споруджень для полегшення і покращення їхніх експлуатаційних умов.

За умов зонування цехів, крім виробничих зв'язків, ураховується спільність умов: енергоспоживання, вантажопотоків, пожежної безпеки, санітарно-гігієнічних і т. ін.

3. Допоміжні цехи і головний матеріальний магазин варто розташовувати як можна ближче до основних цехів, що обслуговуються ними.

4. Вибір місця розташування складів повинен бути погоджений з розташуванням цехів-споживачів і умовами подачі вантажів.

5. Енергетичні і силові установки повинні бути розміщені по можливості у центрі навантаження.

6. Вулиці, проїзди і інтервали між будівлями, спорудженнями і транспортом повинні задовольняти вимогам: габаритам наближення будівель до шляхів транспорту; пожежним, санітарним умовам і розміщенню інженерних мереж.

7. Під час планування території потрібно виходити з максимального використання майданчика під забудову, а якщо буде потреба - варто враховувати можливість подальшого розширення виробництва.

8. Під час розташування цехів, що утворюють пил і газ, необхідно ураховувати напрямки пануючих вітрів, уникаючи можливості влучення диму на територію заводу і селища.

9. Цехи з установками, що викликають при роботі струси — кузні, копри, скрапообробні бази і ін., на роботі яких шкідливо відбиваються струси — повинні розташовуватися не ближче ніж за 100 м від цехів точної обробки. Копри повинні розташовуватися не ближче 100 м від пунктів скупчення людей.

10. Під час проектування генерального плану повинні бути дотримані усі вимоги пожежної безпеки (розриви між цеха-

ми, пожежні проїзди, ширина їх, зручне розташування пожежного депо).

Мінімальні розриви між заводськими будівлями визначаються вимогами пожежної безпеки і санітарними умовами. Норми розривів установлені протипожежними нормами будівельного проектування промислових підприємств.

11. Під час проектування комунікаційних мереж варто домагатися можливо більшої прямолінійності трас, за винятком ділянок, де необхідні повороти для самокомпенсації, беручи до уваги неприпустимість розташування трубопроводів під дорогами, залізничними коліями і впритул до них.

12. Під час розміщення споруджень необхідно враховувати санітарно-технічні вимоги відносно до освітленості, вентиляції та ін.

Розташування будівель цехів, складів, і споруджень стосовно сторін світу і напрямку пануючих вітрів повинно забезпечувати максимальне використання природного висвітлення і аерації цехів, охорону цехів і селищних територій від диму, газу і пилу, що виділяються окремими цехами, ТЕЦ, газогенераторними станціями.

Останнє досягається розташуванням цехів, що виділяють дим, пил і газу з підвітряної сторони.

Під час розташування цехів варто враховувати бажано меншого нагрівання цеху сонцем в літню пору.

Кращу аерацію дає розташування осей цехів під кутом в  $45^\circ$  до напрямку переважного вітру.

13. Під час розташування медичних пунктів, пунктів живлення і інших пунктів, що обслуговують працівників підприємства, повинні бути взяті до уваги вимоги медичного і культурно-побутового обслуговування працюючих.

14. Проектування повинне забезпечити мінімальні витрати на освоєння майданчика і сприятливі умови для виробництва будівельних робіт.

15. Під час розташування цехів варто враховувати гідрогеологічні умови. За наявності макропористих ґрунтів потрібно максимальне видалення споруджень, що несуть воду (басейнів із

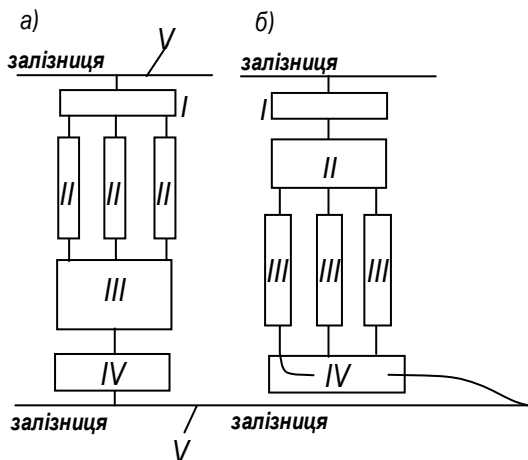
бризкалами, градирень і ін.) від найбільш відповідальних агрегатів. У цих випадках конструкції в системі загальнозаводського водовідводу під час планування майданчика повинно бути приділена виняткова увага.

16. Варто прагнути до найбільш компактного розміщення будівель і споруджень, уникати будівництва великої кількості дрібних будівель, поєднуючи дрібні цехи в блок цехів (в одну будівлю). Заводські корпуси повинні мати в плані просту форму.

17. Рішення генерального плану повинне передбачати можливість зручного здійснення поетапного розвитку намічених черг будівництва і подальшого розширення підприємства без непридатних робіт зі зносу споруджень або без змушених, невдалих змін ідеї основної схеми генерального плану.

18. Генеральний план повинен передбачати можливість проведення будівельних робіт під час розширення або поетапного будівництва підприємства без ускладнень виробничої і транспортної роботи.

Транспортні схеми генерального плану в період будівництва і експлуатації, а зокрема для періодів переходу від однієї черги будівництва до іншої, з метою уникнення непридатних робіт, повинні бути в процесі проектування взаємопов'язані. Під час проектування генерального плану великих підприємств, що вводяться в дію почергово, варто прагнути до найбільшого скорочення розмірів території і довжини виробничого потоку першої



**Рисунок 1.3. Загальна схема планування машинобудівного заводу:**

а – з поперечним потоком виробництва;  
б – з комбінованим потоком; I – склад сировини, II – заготовельний цех, III – обробний цех, IV – складальні цехи; V – склад готової продукції і залізнична колія

черги заводу для зменшення витрат на її освоєння і експлуатацію.

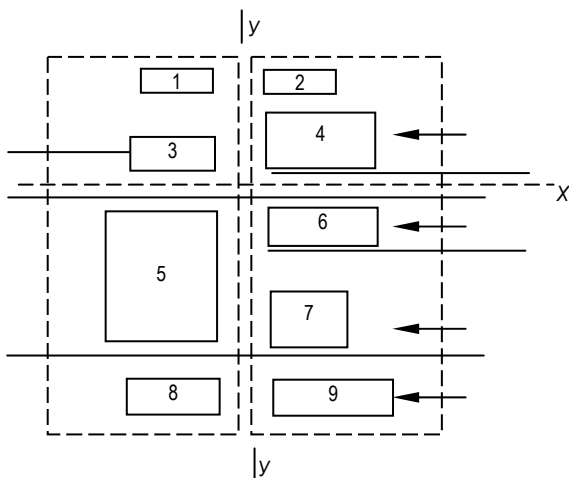
19. Планування генерального плану повинне мати чітке планувальне рішення відносно до прямолінійності доріг і проїздів, вірності обрисів забудови і єдності архітектурного ансамблю.

20. Заводські корпуси рекомендується розміщати рядами або панелями паралельно до великої або малої осі майданчика.

Залежно від напрямку виробничого потоку розрізняють схеми генерального плану підприємств: а) з поперечним виробничим потоком, спрямованим перпендикулярно до більшої осі майданчика (рис. 1.3); б) схеми з поздовжнім виробничим потоком, спрямованим уздовж більшої осі (рис. 1.4); в) застосовується також і схема з комбінованим поздовжнім і поперечним напрямками виробничого потоку (рис.1.5).

Для підприємств із рейковим міжцеховим транспортом звичайно застосовуються схеми з подовжнім потоком. Для підприємств із безрейковим міжцеховим транспортом застосовуються та і інша схеми, але віддається перевага схемі з поперечним потоком.

В останньому випадку цехи розташовуються трьома-чотирма панелями, паралельними головній осі. У двох сере-



**Рисунок 1.4. Загальна схема планування машинобудівного заводу з поздовжнім виробничим потоком:**

- 1 – заводоуправління; 2 – лабораторія, 3 – склад готової продукції; 4 – чавуноливарний цех, 5 – механоскладальний цех; 6 – сталеливарний цех, 7 – ковальський цех, 8 – ремонтний цех; 9 – залізокотельний цех

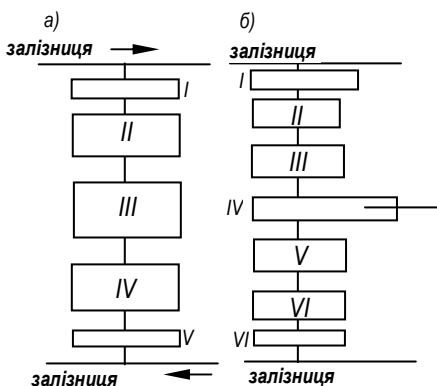
дніх панелях, розділених головною вулицею заводу, розташовуються основні цехи: в одній заготівельні – ковальські, ливарні, металевих конструкцій, а в іншій – обробні і механічні, складальні, малярські. Енергетичне господарство – котельна, газогенераторна, компресорна – міститься або у верхній або в нижній панелях, а іноді з торців панелі – заготівельних цехів.

Зона енергетичних пристроїв, що містить ТЕЦ або ЦЕС, центральну котельню, газогенераторну станцію (ГГС), характерна виділенням диму, підвищеною пожежною небезпекою і значним вантажообігом. Умови вантажообігу вимагають достатньої площі складів і вантажних фронтів, обладнаних залізничними коліями і механізацією вантажних операцій. Під час розташування зони енергетичних пристроїв необхідно враховувати напрямок пануючих вітрів і дотримання пожежних і санітарно-гігієнічних вимог, необхідне наближення цієї зони до цехів-споживачів енергії і насамперед до зони заготівельних цехів і видалення від зони загальнозаводських пристроїв і головного входу на завод.

На металургійних заводах ТЕЦ бажано розташовувати ближче до основних споживачів.

Задля зменшення витрати кольорових металів на проведення електромереж прибігають до дроблення трансформаторних підстанцій і розташовують їх у безпосередній близькості до навантажень — усередині цехів або, у крайньому випадку, у зовнішніх стін цехів.

Задля скорочення будівельних робіт рекомендується застосовувати відкрите установлення трансформаторів у зовнішніх



**Рисунок 1.5. Загальна схема планування заводу з комбінованим потоком виробництва.**

Позначення див. на рис. 1.3

стін цехів з розташуванням щита нижчої напруги усередині цеху або ж улаштовувати внутрішні трансформаторні підстанції в обов'язковій відповідності до вказівок протипожежних норм.

Центральну компресорну станцію необхідно розташовувати в центрі навантаження, поблизу цехів — основних споживачів стисненого повітря.

Газогенераторні станції розміщують як можна ближче до головних споживачів газу. За умови значного споживання газу встановлюються газгольдери з дотриманням необхідних розривів.

Зони загальнозаводських пристроїв, куди входять: заводоуправління, громадські, культурно-побутові, службові і господарські будівлі, приміщення воєнізованої і пожежної охорони заводу, — розташовуються з головного входу на шляху руху робітників до місця роботи в одній панелі, паралельної головної осі заводу.

Заводоуправління, пожежне депо і головні прохідні для найбільш зручного і швидкого сповіщення з усіма цехами і дорогою, що з'єднує завод із селищем, розташовуються як можна ближче до малої осі заводу.

Заводська територія повинна мати капітальне огороження з улаштованими в ньому прохідними воротами.

Зону загальнозаводських пристроїв: заводоуправління, їдальні, поліклініки, пожежне депо — рекомендується виносити за межі заводської огорожі.

Для усіх підприємств можна намітити деякі загальні принципи проектування схем залізничного транспорту.

1. Розташування майданчика стосовно залізничних станцій загального користування повинно забезпечити мінімальний потоковий пробіг вантажів від точки примикання до пункту вивантаження, а також і зручні умови примикання. Ця вимога має особливо велике значення для підприємств із масовими зовнішніми вантажопотоками, для яких навіть невелике збільшення пробігу значно збільшує собівартість перевезень і утворює ускладнення в експлуатації.

Вимога можливого скорочення пробігів масових вантажів викликає прагнення розташовувати склади сировини, палива і готової продукції ближче до основної станції промислового підприємства.

Якщо для усіх складів це не вдається, то необхідно віддавати перевагу тим складам, які спричиняють найбільші пробіги вантажів.

З огляду на те, що більшість підприємств (за винятком підприємств добувної і почасти хімічної промисловості) має в середньому чотириразове перевищення надходження вантажів перед відправленням, потоковість і найкоротший напрямок для вантажів прибуття забезпечують в першу чергу.

Величина і напрямок вантажопотоків можуть викликати пристрій двох примикань.

Кожне примикання спеціалізується на ті вантажі, які за схемою вантажопотоків зручніше обслуговувати цим примиканням.

При цьому генеральний план підприємства повинен бути запроектований так, щоб цехи, що видають готову продукцію, були розташовані ближче до основної станції примикання з боку відправлення готової продукції, а цехи, що споживають основну сировину, — ближче до станції прибуття сировини, тобто напрямок виробничого процесу підприємства повинен бути обраний відповідно до напрямку основних вантажопотоків.

2. Ще одним основним принципом проектування схеми генерального плану і транспорту підприємства є вимога відсутності перетинань вантажопотоків, особливо перетинань зовнішніх вантажних потоків із внутрішніми, звичайно пов'язаними з технологічним процесом. Ця вимога відображається на генеральному плані у розташуванні складів сировини і готової продукції на периферії заводу; при такому розташуванні територія звільняється від основної частини зовнішніх перевезень і може бути використана для раціонального проектування міжцехового транспорту.

Міжцехові перевезення, особливо, якщо вони досягають значних розмірів, також необхідно прагнути проектувати без взаємних перетинань в одному рівні.

3. Враховуючи те, що собівартість маневрових перевезень значно перевищує собівартість перевезень організованими поїздами, під час проектування схеми генерального плану і транспорту необхідно прагнути до можливого зменшення маневрових пересувань, задля чого організовані поїзди варто доводити по можливості найближче до цехів пунктів. Це положення відображається на генера-

льному плані підприємства в першу чергу появою певних груп цехів районної станції (заводський пост), що переробляє організовані поїзди. Взаємне розташування поста і цехів, що обслуговуються ним, повинне забезпечити зручний зв'язок цих цехів з районною станцією (заводським постом).

4. Комплексне розв'язання схеми транспорту підприємства повинно передбачати правильне сполучення роботи усіх видів транспорту. Вибір виду транспорту для окремих ділянок роботи потрібно провадити на підставі техніко-економічних досліджень, тому що взаємне розташування цехів на генеральному плані підприємства повинне бути погоджене з обраним видом транспорту, а саме komponування генерального плану підприємства варто здійснювати в ув'язуванні з питаннями вибору виду транспорту для основних перевезень.

Застосування для міжцехових перевезень замість рейкового транспорту будь-якого іншого, наприклад безрейкового, істотно впливає на проектування генерального плану. Дійсно, якщо за умов рейкового транспорту необхідна значна територія задля укладання шляхів, стрілок, кривих і з'їздів, то під час застосування автотранспорту цехи розташовуються в безпосередній близькості один від іншого. З огляду на більшу компактність генерального плану під час застосування автотранспорту (а також деяких видів механічного транспорту) і незалежність роботи цих видів транспорту від пересувань зовнішніх вантажів, необхідно вже під час проектування генерального плану передбачати можливість і доцільність застосування цих видів транспорту для замкнених потоків між окремими цехами.

5. Під час вибору виду транспорту і складанні схеми генерального плану необхідно намітити і шляхи для людських потоків на території заводу.

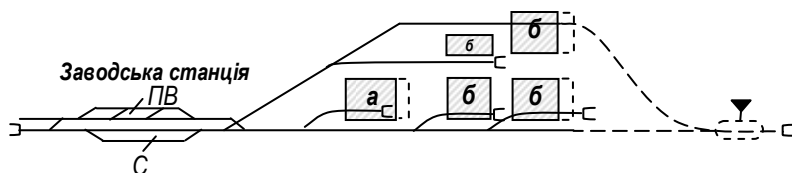
6. Задля поліпшення умов єдиного технологічного процесу і зменшення часу перебування вагонів на шляхах промисловості, скорочення числа залізничних колій на майданчику підприємства, прискорення і здешевлення вантажних операцій під час проектування генеральних планів металургійних і потужних машинобудівних заводів пропонується концентрувати склади сировини і палива, застосовуючи потужну механізацію, використовуючи вагоноперекидачі і

транспортери. У цьому випадку вагони подаються тільки до централізованих складів підприємства; зі складів розвантажені сировина і паливо подаються до пунктів споживання конвеєрами або іншими видами транспорту.

Явно більші первісні витрати на вагоноперекидачі, вантажоприймальні пристрої і кранове встаткування центрального складу окупаються в кілька років за рахунок економії в експлуатаційних витратах і зменшення трудомісткості вантажних і транспортних робіт.

7. Схеми генеральних планів підприємства пов'язані із принциповими схемами заводської залізничної мережі. Останні можуть бути розділені на наступні типи:

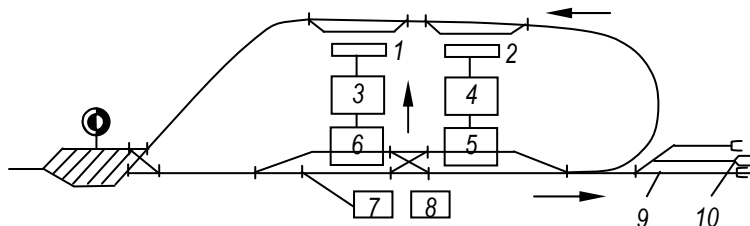
а) тупикові — з маятниковим рухом, тобто подачею і поверненням вагонів за тим самим шляхом (рис.1.6);



**Рисунок 1.6. Тупикова схема внутрішньозаводських шляхів:**

ПВ – приймально-відправний парк; С – сортувальний парк, а – склад сировини; б – складальні цехи і склади готової продукції

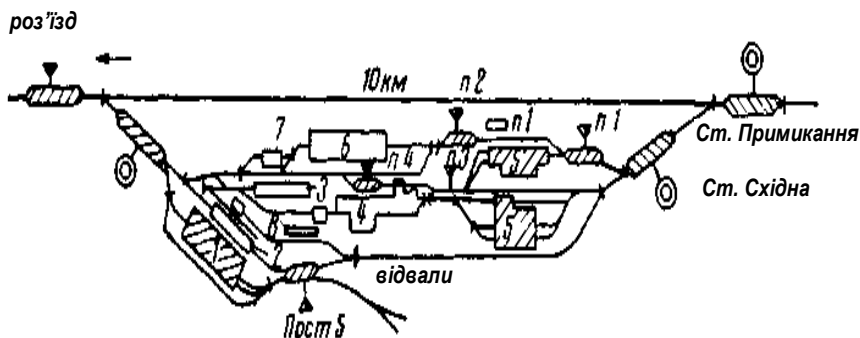
б) кільцеві із прямою потоковістю руху в одному напрямку на кільці (рис.1.7);



**Рисунок 1.7. Кільцева схема шляхів:**

1 - 2 – склади продукції; 3 - 4 – складальні цехи; 5 – ковальський цех;  
6 – ливарний цех; 7 – склад вугілля; 8 – ТЕЦ;  
9 – скрапорозроблювальна база; 10 – копер

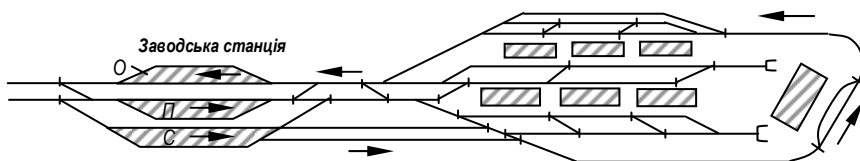
в) двосторонні, коли основні внутрішні шляхи мають вихід на дві заводські станції, розташовані із двох сторін заводського майданчику, у цьому випадку часто застосовується двостороннє з'єднання заводського майданчику з магістральними залізницями за допомогою під'їзних колій (рис.1.8);



**Рисунок 1.8. Двостороння схема розташування шляхів металургійного заводу із двома примиканнями:**

1 — коксохімічний цех, 2 — доменний цех, 3 — мартенівський цех;  
4 — прокатний цех, 5 — трубопрокатні цехи; 6 — допоміжні і ремонтні цехи, 7 — тягове господарство, 8 — вугільний склад і ТЕЦ

г) змішані маятниково-кільцеві схеми (рис.1.9).



**Рисунок 1.9. Змішана схема шляхів**

Схеми залізничного транспорту промислових підприємств, що відповідають умовам найкращого обслуговування технологічного процесу, повинні задовольняти умовам чіткої організації руху, маневрової роботи, роботи вантажних фронтів, що забезпечують якнайшвидше обертання залізничних вагонів і транспортних засобів підприємств.

## ГЛАВА 2

# ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОЕКТУВАННЯ ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ

### 2.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ

Починаючи проектування транспортної системи, студенти гірничих спеціальностей повинні орієнтовно визначитися з вибором підприємства, задля якого буде виконуватися дипломне проектування. Гірничо-геологічні умови цього підприємства, а також дані результатів курсових проектів за курсами «Технологія підземного видобутку вугілля», «Будівництво гірничих підприємств», «Гірничі машини» є вихідними даними для курсового проекту за курсом «Промисловий транспорт».

У випадку, якщо вихідні дані дублюються у декількох студентів, то викладач має право їх змінити.

Вихідними даними перед початком проектування є: розміри шахтного поля, схема розкриття, спосіб підготовки, система розробки, довжина лави і потужність пласта, добове посування і перетин підготовчих виробок, кут падіння пласта.

Як приклад, розглянемо вихідні дані з деяких шахт регіону.

#### ***Шахта «Белицька»***

Розміри шахтного поля: за падінням – 6 км, за простяганням – 8 км, спосіб підготовки – панельний, система розробки – довгими стовпами за простяганням; 2 очисні вибої: довжина – 180 м, потужність пласта  $m = 1$  м; 2 підготовчі вибої: перетин виробки  $S = 11,2 \text{ м}^2$ , добове посування 2,4 м; кут падіння пласта  $\beta = 7^\circ$ .

#### ***Шахта «Красноармійська - Західна №1»***

Розміри шахтного поля: за падінням – 6 км, за простяганням – 16 км, спосіб підготовки – блоковий, система розробки – довгими стовпами за підйомом (блок 6) і довгими стовпами за простяганням (блоки 9,4,3,2); 2 очисні вибої: довжина  $L = 200$  м, потужність пласта  $m = 1,5$  м; 2 підготовчі вибої: перетин виробки  $S = 13,8 \text{ м}^2$ , добове посування 4,8 м, кут падіння пласта  $\beta = 3^\circ$ .

## 2.2. СХЕМА РОЗКРИТТЯ І СХЕМА ПРИСТОВБУРНОГО ДВОРУ

Першим етапом виконання курсового проекту є вибір схеми розкриття шахтного поля і схеми пристовбурного двору. На підставі наявних даних студент може вибрати схему розкриття шахтного поля, що залежить від його розмірів і глибини залягання пласта або прийняти і обґрунтувати ту схему, що була застосована під час проектування конкретної шахти.

У цей час майже усі шахти регіону характеризуються великою глибиною залягання пластів, тому для них раціональним є спосіб розкриття вертикальними стовбурами. Існують наступні основні різновиди способів розкриття шахтного поля:

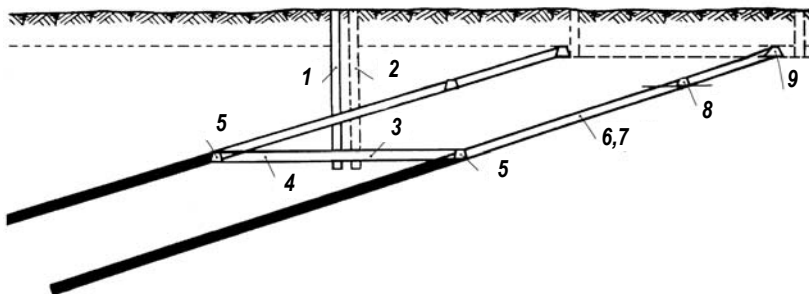
- розкриття вертикальними стовбурами і капітальними квершлагами;
- розкриття вертикальними стовбурами і капітальним сліпим стовбуром;
- розкриття вертикальними стовбурами і поверховими (погоризонтними) квершлагами;
- вертикальними стовбурами і поверховими гезенками (скатами).

Коротко розглянемо кожну із цих схем.

### ***Розкриття світи пологістих пластів вертикальними стовбурами і капітальним квершлагом***

Під час розкриття світи пологістих пластів вертикальними стовбурами і капітальним квершлагом стовбури 1 і 2 проходять до основного відкаточного горизонту, що ділить шахтне поле за падінням на дві приблизно рівні частини (рис. 2.1).

Від стовбурів проводять пристовбурні виробки 3, що переходять у капітальний квершлаг 4. Від квершлагоу пластом проводять основний штрек 5. Далі підготовка пласта проводиться так само, як і при розкритті одиночного пласта, тобто проводяться капітальний або панельний бремсберги 6 з ходками 7 і поверхові або ярусні штреки 8 і 9.



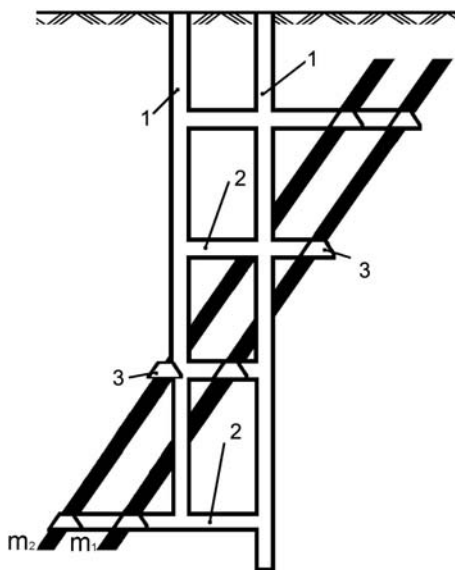
**Рисунок 2.1. Схема розкриття вертикальними стовбурами і капітальним квершлагом**

Для кращого використання транспорту, зменшення витрат на підтримку гірничих виробок і інших допоміжних робіт прагнуть одержати необхідну продуктивність шахти за умови розробки одночасно не усіх пластів, а тільки частини їх.

Під час встановлення черговості розкриття і розробки пластів ураховується не тільки необхідність зберегти постійною продуктивність шахти, але й сортність, і якість вугілля в різні періоди розробки шахтного поля. Якщо розміри шахтного поля за падінням більше 2000 м, застосовуються способи розкриття з наступним поглибленням шахтних стовбурів.

### ***Схема розкриття вертикальними стовбурами і поверховими квершлагами***

Поверховими квершлагами шахтне поле ділиться на виїмкові виступи кількістю не більше двох. Схема розкриття подана на рис. 2.2, де 1 – вертикальні стовбури, 2 – поверхові квершлаг, 3 – штреки. Місцем застосування цього способу розкриття є круті пласти. На Україні найбільше поширення він одержав на шахтах Центрального району Донбасу.



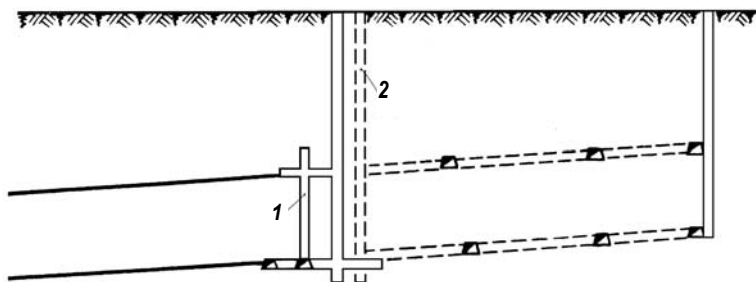
**Рисунок 2.2. Схема розкриття вертикальними стовбурами і поверховими квершлагами**

***Схема розкриття світи пологих пластів вертикальними стовбурами і капітальним гезенком***

За умов досить пологих пластів довжина квершлагів виходить великою і тому більш економічно замість квершлягу проходити гезенк, яким вугілля з верхнього пласта буде спускатися на нижній (рис. 2.3). Для зменшення дроблення корисної копалини і пилоутворення гезенки часто обладнують спіральними жолобами. Від гезенка вугілля транспортується відкаточними виробками нижнього пласта і видається на поверхню, з одного загального для декількох пластів горизонту. Гезенки можуть бути капітальні, поверхові і дільничні.

Капітальний гезенк 1 проходить біля головного стовбура 2. Він служить увесь період розробки верхнього пласта. Поверхові гезенки проходять на границях поверхів і служать тільки в період відпрацьовування поверху. Вугілля з поверхового штреку верхнього пласта спускають на поверховий штрек нижнього і далі похилими виробками транспортують до підйомного стов-

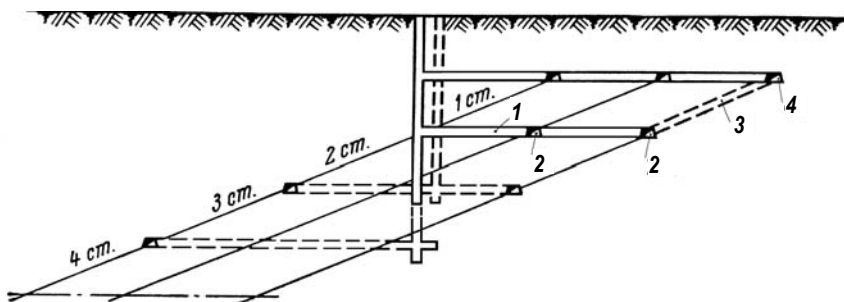
бура шахти. На верхньому пласті капітальний бремсберг або ухил не проводиться.



**Рисунок 2.3. Схема розкриття вертикальними стовбурами і капітальним гезенком**

***Схема розкриття світи пологих пластів вертикальними стовбурами і погоризонтними квершлагами***

Шахтне поле за падінням ділиться на частини, які називають виступами. Розмір виступу за падінням береться не більше 1000 м, для того, щоб його можна було відпрацьовувати бремсберговими полями (рис. 2.4).



**Рисунок 2.4. Схема розкриття вертикальними стовбурами і погоризонтними квершлагами**

Вертикальні стовбури проходять до відкаточного горизонту. Потім проводять пристовбурові виробки, погоризонтний квершлаг 1, основний штрек 2, бремсберг 3, штреки 4 і проводиться нарізка пласта.

Під час розробки 1-го виступу проводиться поглиблення стовбурів і підготовка 2-го виступу. Останній виступ відпрацьовується уклонними полями.

Під час розкриття з погоризонтними квершлагами шахтне поле може ділитися на поверхи або панелі. Якщо відстань між горизонтами береться невеликою і у виступі розміщається тільки один поверх, то такий спосіб називається розкриттям вертикальними стовбурами і поверховими квершлагами.

Залежно від схеми розкриття і напрямку руху вантажопотоків обирається тип пристовбурного двору.

Існують наступні різновиди пристовбурних дворів: круговий (рис. 2.5), петельний (рис. 2.6), човниковий (рис. 2.7), тупиковий, де: 1 – головний стовбур, 2 – допоміжний стовбур, 3 – перекидач.

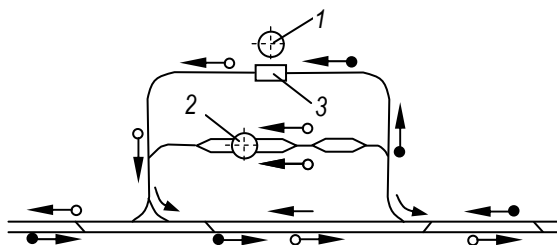


Рисунок 2.5. Схема кругового пристовбурного двору

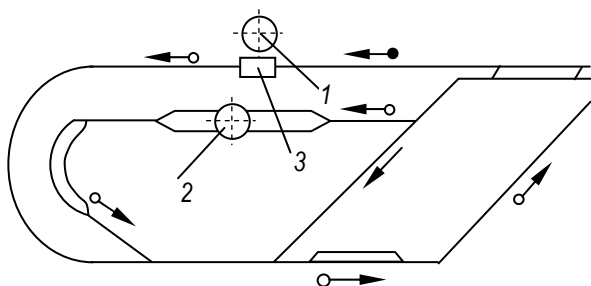
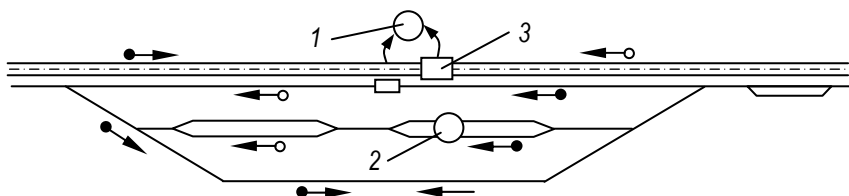


Рисунок 2.6. Схема петельного пристовбурного двору

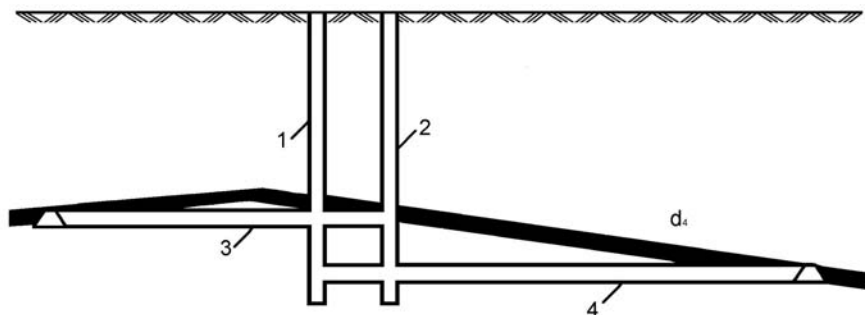


**Рисунок 2.7. Схема човникового пристовбурного двору**

Круговий пристовбурний двір практично може забезпечити будь-яку виробничу потужність шахти. Петельний і човниковий мають меншу пропускну здатність, ніж круговий. Найменшу пропускну здатність має тупиковий пристовбурний двір. На жодній із шахт, зданих в експлуатацію після 60-х років, вони не застосовуються. Найбільше поширення на нових шахтах одержала кругова схема пристовбурного двору, яка використовується у випадку, коли вантажопотік надходить із різних частин шахтного поля, що прийнятно, наприклад, для схем розкриття вертикальними стовбурами і погоризонтними квершлагами (рис. 2.3 і 2.4) і петельна, коли вантажопотік надходить із однієї сторони (для схеми розкриття, поданій на рис. 2.1 і 2.2).

Як приклад, розглянемо кілька шахт регіону.

На рис. 2.8 подана схема розкриття шахти «Червоноармійська-Західна №1» вертикальними стовбурами 1 і 2 і погоризонтними квершлагами 3 і 4.



**Рисунок 2.8. Схема розкриття шахти «Червоноармійська-Західна №1»**

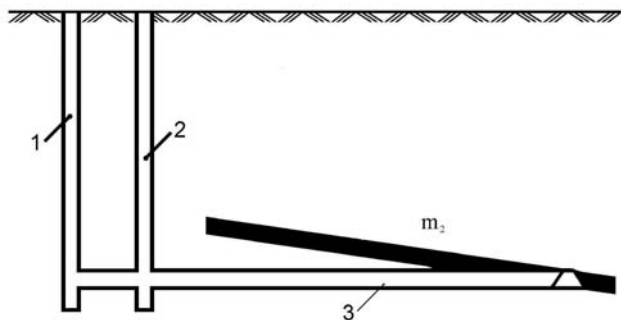


Рисунок 2.9. Схема розкриття шахти «Белицька»

На рис. 2.9 подана схема розкриття шахти «Белицька» вертикальними стовбурами 1 і 2 і капітальним квершлагом 3.

Виходячи з того, що на шахті «Красноармійська-Західна №1» вантажопотік надходить із різних частин шахтного поля, прийнята кругова схема пристовбурного двору (рис. 2.10), де 1 – головний стовбур, 2 – допоміжний ствол, 3 – перекидач.

На шахті «Белицька» внаслідок односпрямованості вантажопотоків прийнята петельна схема пристовбурного двору (рис. 2.11) де 1 – головний стовбур, 2 – допоміжний стовбур.

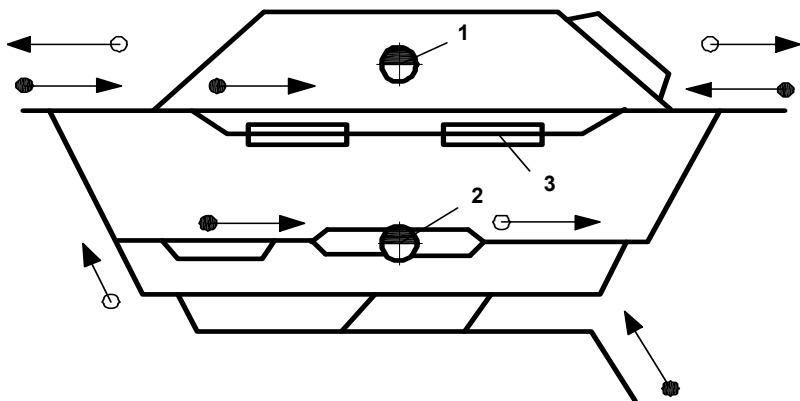
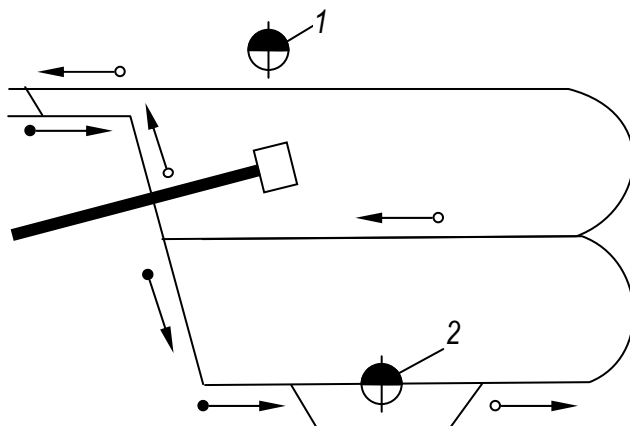


Рисунок 2.10. Схема пристовбурного двору шахти «Красноармійська-Західна №1»



**Рисунок 2.11. Схема пристовбурного двору шахти «Белицька»**

### **2.3. ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ ЩОДО ПРОЕКТУВАННЯ ВНУТРІШНЬОШАХТНИХ ТРАНСПОРТНИХ СИСТЕМ**

Наступним етапом виконання проекту є аналіз існуючих схем виробок шахти із вказівкою устаткування, встановленого в добувних і підготовчих вибоях, що дає можливість планування транспортних засобів для транспортування основних і допоміжних вантажопотоків.

Як види транспорту основного вантажопотоку необхідно передбачати:

- при транспортуванні головними горизонтальними виробками – конвеєрний і локомотивний. Вибір варіантів повинен обґрунтовуватися економічно. За умов рівнозначних або близьких за своїми значеннями показників варто надавати перевагу конвеєрному транспорту;
- конвеєрний для транспортування вугілля горизонтальними і похилими ділянками виробками за умов вантажопотоку понад 1500-2000 тис. т/рік і терміну служби виробок понад 10 років;

- самохідними машинами або конвеєрний при системі виїмки короткими механізованими вибоями для транспортування вугілля з камер до навантажувальних пунктів на відкаточних штреках. Застосування самохідного транспорту вимагає відповідного обґрунтування.

Як засоби транспорту основного вантажопотоку необхідно застосовувати:

- потужні стрічкові конвеєри параметричного ряду. Параметри конвеєрів повинні забезпечувати можливість прийому на несучий орган вступників хвилинних вантажопотоків без просипу вантажу на ґрунт і нормальний режим роботи приводу і стрічки в періоди максимального надходження матеріалу на конвеєр;
- телескопічні стрічкові конвеєри і насувні перевантажувачі під лавами для забезпечення швидкого і не трудомісткого укорочування конвеєрної лінії слід за посуванням очисного вибою;
- дволанцюгові скребкові в просіках, печах, збійках загальною довжиною 100-150 м, а також у вузлі сполучення лавого і дільничного конвеєрного транспорту в наступних випадках: за умов наявності ціликів між вибоєм і транспортними виробками; на ділянках з непрямолінійними конвеєрними виробками; при збереженні виробки і її перекріпленні слід за посуванням вибою;
- локомотиви (електровози: контактні, акумуляторні, підвищені частоти, дизелевози і гіровози, відповідно до обласей їхнього раціонального застосування) для відкочування спеціальних поїздів з вугіллям, породою і допоміжними матеріалами;
- відкаточні посудини: для відкочування вугілля головними горизонтальними виробками, в основному, секційні поїзди типу ПС із донним розвантаженням. За умов малих навантажень на навантажувальні пункти допускається відкочування вугілля в поїздах з вагонеток з донним розвантаженням типу ВДК, які повинні

також застосовуватися для відкочування вугілля і породи з підготовчих вибоїв;

- автоматизовані комплекси устаткування навантаження відкаточних посудин на стаціонарних навантажувальних пунктах.

Для доставки матеріалів і устаткування повинні застосовуватися наступні види транспорту:

- головними горизонтальними виробками при конвеєрному транспорті основного вантажопотоку – рейковий або монорейковий;
- дільничними виробками – монорейковий, рейковий;
- бортовими виробками – монорейковий;
- бремсбергами і уклонами – монорейковий, рейковий (однокінцеве канатне відкочування або нагрунтова дорога).

Під час вибору виду транспорту допоміжного вантажопотоку окремої ланки необхідно враховувати вид транспорту основного вантажопотоку даної ланки, кількість перевезених вантажів, маршрути проходження і вид транспорту допоміжного вантажопотоку в суміжних ланках, щоб уникнути або звести до мінімуму перевантаження з одного виду транспорту на іншій.

Як засоби допоміжного транспорту необхідно застосовувати:

- спеціальну тару (контейнер, піддон і ін.) для об'єднання одиничних, сипучих або наливних допоміжних матеріалів у вантажні одиниці;
- спеціальні платформи для транспортування рейковими шляхами устаткування і матеріалів в збільшених одиницях. Відкочування платформ, також як і пасажирських вагонеток, дільничними виробками повинна здійснюватися малогабаритними локомотивами масою до 10 т, а головними магістральними виробками – локомотивами, що використовуються на шахті для транспортування основного вантажопотоку;
- спеціальні пасажирські вагонетки з наступною їхньою заміною пасажирськими секційними поїздами;

- монорейкові дороги з дизелевозом у вибухобезпечному виконанні на шахтах з більшим числом виробок, що сполучаються, а також на шахтах з повною конвеєризацією вугілля;
- монорейкові дороги з канатним тяговим органом на вентиляційних і конвеєризованих гірничих виробках виїмкових ділянок;
- нагрунтові вантажолюдські канатні дороги на дільничних гірничих виробках, що мають змінний профіль рейкових шляхів з ухилами до  $20^\circ$ .
- моноканатні пасажирські дороги типу МДК із канатним тяговим органом для перевезення людей спеціалізованими людськими горизонтальними і похилими гірничими виробками з кутом нахилу до  $15^\circ$ ;
- комплекс устаткування однокінцевого канатного відкочування для транспортування вантажів, а також перевезення людей похилими гірничими виробками з кутом нахилу  $6^\circ - 25^\circ$ .

Під час вибору видів і типів транспортних засобів повинні враховуватися також наступні вимоги:

- економічність за умов збереження якості матеріалу, що транспортується, і безпечних умов праці;
- однотипність застосовуваних видів транспорту, що полегшують експлуатацію транспортних систем, відхід і ремонт механізмів;
- можливість роздільної видачі вугілля і породи.

Схеми підземного транспорту будь-якої шахти в кожний момент часу характеризуються взаємопов'язаними просторовим розташуванням транспортних гірничих виробок і засобів транспорту, що експлуатуються у цих виробках.

Для діючих шахт вони динамічні і періодично змінюються у зв'язку зі зміною розташування очисних і підготовчих вибоїв у межах шахтного поля і заміною засобів транспорту в процесі експлуатації. Схеми транспорту проєктованих об'єктів складаються на найбільш характерні періоди їхньої експлуатації: здача шахти в експлуатацію, освоєння проєктної потужності і макси-

мальне видалення гірничих робіт. Необхідні дані можуть бути взяті з існуючого на кожній шахті перспективного плану розвитку гірничих робіт.

Технологічна схема підземного транспорту, за якою транспортуються основний вантажопотік (вугілля) з очисних вибоїв до скіпового стовбура, а також люди, допоміжні матеріали і устаткування до робочих місць, складається з ряду окремих транспортних ланок, об'єднаних між собою вузлами сполучення. Головним визначальним фактором у загальній схемі є схема транспорту основного вантажопотоку з очисного вибою. Вона в значній мірі визначає схему транспорту з підготовчих вибоїв і схему допоміжного транспорту. Схеми допоміжного транспорту відрізняються від схем транспорту вугілля тим, що допоміжні матеріали і устаткування доставляються в шахту стовбурами, а в підземні – виробками спеціального призначення або вентиляційними виробками.

Транспортна підземна система шахти може бути розділена на взаємозалежні підсистеми дільничного і магістрального транспорту.

Дільничний транспорт являє собою сукупність транспортних засобів і пристроїв, розміщених у горизонтальних і похилих виробках у межах виїмкової панелі, блоку, виїмкової ділянки, поверху за межами видобувної виїмкової ділянки.

Магістральний транспорт являє собою сукупність транспортних засобів і пристроїв, розташованих у головних горизонтальних і капітальних похилих виробках, якими здійснюється транспортування вантажів від виїмкових ділянок до пристовбурного двору або поверхні шахти.

При тому самому просторовому розташуванні гірничих виробок можливе застосування різних видів транспорту, отже, на кожній шахті можна одержати безліч варіантів технологічних схем транспорту, які будуть відрізнятися один від одного засобами транспорту.

Залежно від цього найбільш характерного показника усі технологічні схеми транспорту (основним вантажопотоком) можуть бути розділені на дві принципові групи: з одним видом

транспорту і комбіновані. У свою чергу, ці схеми мають ряд різновидів, характерними представниками яких є:

- за умовою одного виду транспорту – схема із транспортуванням від очисного вибою до пристовбурного двору конвеєрами; схема транспортування від очисного вибою до пристовбурного двору локомотивами;
- за умов комбінованого виду транспорту – схеми із транспортуванням від очисного вибою ярусними і магістральними відкаточними виробками локомотивним відкочуванням, а похилими виробками (ухили, бремсберги) – конвеєрами; схема із транспортуванням від очисного вибою ярусними відкаточними виробками конвеєрами з перепуском через гезенк на магістральну відкаточну виробку з локомотивним відкочуванням.

На більшості діючих шахт у зв'язку з розмаїттям гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розроблюваних родовищ найбільш широко застосовують комбіновані схеми транспорту, що з'єднують окремі елементи зазначених схем. Але найбільш перспективним напрямком є повна конвеєризація транспорту основного вантажопотоку.

Основні гірничо-геологічні і гірничотехнічні фактори, що визначають вибір технологічних схем підземного транспорту: кут нахилу пластів, глибина розробки, потужність, природна газорясність розроблюваних пластів, розміри шахтного поля, схеми і параметри розкриття, підготовки і системи розробки; порядок відпрацьовування шахтних полів і виїмкових ділянок, схеми і засоби механізації, схеми провітрювання, перетину гірничих виробок, кількість і схеми розташування очисних і підготовчих вибоїв, викривленість гірничих виробок у профілі і плані.

Кут нахилу пласту визначає: схему розкриття; спосіб підготовки і систему розробки; механізацію очисних і підготовчих робіт; навантаження на очисний вибій, концентрацію гірничих робіт.

Потужність пласта впливає на навантаження транспортних ланок. Зміна виробничої потужності шахти при фіксованому навантаженні на лаву викликає зміну числа очисних і підготовчих

вибоїв і, отже, числа пунктів обслуговування основним і допоміжним транспортом.

Відстань транспортування основного і допоміжного вантажопотоків прямо пропорційна розмірам шахтного поля, однак вона залежить також від схеми розкриття, місця закладення стовбурів, способу підготовки шахтного поля, ступеня концентрації робіт і ін.

Системи розробки (суцільна, стовпова, комбінована) відрізняються інтенсивністю вантажопотоку. Великий вплив на схеми транспорту, особливо допоміжного, і на вибір засобів для його здійснення мають довжина лави і її добове посування, вид механізації і кріплення лави.

Нижче розглядаються найбільш характерні, прогресивні технологічні схеми підземного транспорту і їхніх вузлів, що відповідають вимогам основних напрямків техніко-економічного розвитку галузей гірничодобувної промисловості.

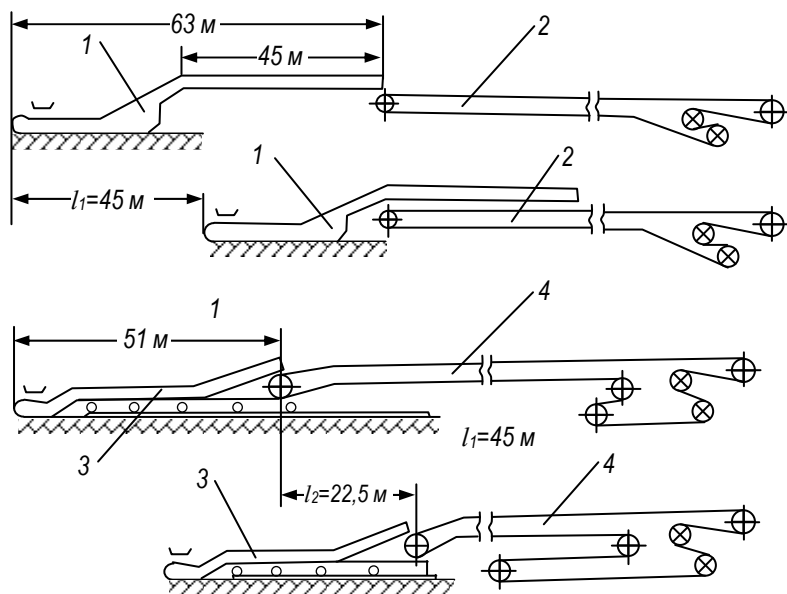
На рис. 2.12 - 2.13 показані технологічні схеми дільничного транспорту стосовно тих, які частіше зустрічаються у технології очисних робіт при системі розробки довгими стовпами.

Найбільш прогресивні два варіанти конвеєрних ліній:

I варіант – із застосуванням під лавою насувного перевантажувача і перевантаженням вугілля на звичайний стрічковий конвеєр (рис. 2.12);

II варіант – із застосуванням телескопічного комплексу, що складається з телескопічного конвеєра і приставного перевантажувача. Ці конвеєрні лінії є більше перспективними, але їхнє застосування обмежене у виробках із хвилястим профілем (рис. 2.13).

У дільничних конвеєрних і повітряно-подавальних штреках через велику хвилястість ґрунту і значних ухилах і підйомах на окремих ділянках доставка матеріалів і устаткування до очисних і підготовчих вибоїв у вагонетках за допомогою електровозів не завжди можлива. У таких випадках доцільно застосовувати нагрунтові канатні дороги або підвісні монорейкові дороги з канатною або дизельною тягою.



**Рисунок 2.12. Варіанти дільничних конвеєрних ліній:**

1—насувний скребковий перевантажувач (КСП-2 і ін.);  
 2—стрічковий конвеєр (1Л80 і ін.); 3—приставний перевантажувач  
 (ПТК - 1 і ін.); 4—стрічковий телескопічний конвеєр (1ЛТ80 і ін.)

## 2.4. ВИБІР ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ І ВИДІВ ТРАНСПОРТУ

Шляхи оптимізації параметрів транспортного устаткування і технологічної схеми переміщення різних вантажів енергоємних виробництв розглянемо в умовах складних гірничих підприємств, що здійснюють видобуток корисних копалин підземним способом.

Корисну копалину, породу, матеріали, устаткування і людей транспортують підземними виробками шахт різними засобами.

Транспортна система кожної шахти характеризується розташуванням усіх її транспортних виробок, застосовуваними в цих виробках видами транспорту і прийнятою технологією їхньої роботи, тобто технологічною схемою транспортування.

Конфігурація мережі підземних транспортних виробок, що з'єднують очисні і підготовчі вибої зі стовбуром і поверхнею, залежить від кількості, довжини і взаємного розташування горизонтальних і похилих виробок, а також від кількості і розташування навантажувальних і обмінних пунктів.

Схема транспортних виробок шахти визначається конкретними гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами розроблювального родовища залежно від наступних факторів: кількості одночасно розроблюваних пластів, їхнього кута падіння, потужності і газоносності, розмірів шахтного поля, схеми розкриття і підготовки, системи розробки і порядку відпрацьовування виїмкових полів, кількості, розташування і продуктивності очисних і підготовчих вибоїв.

У зв'язку з розмаїттям гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов вугільних родовищ схеми транспортних виробок різні. Схема виробок кожної діючої шахти має свої індивідуальні особливості і у більшому або меншому ступені відрізняється від схем інших шахт, що перебувають у тому самому районі. Схеми транспортних виробок шахт, що розробляють родовища зі схожими гірничо-геологічними умовами, часто мають і загальні ознаки, що характеризують в основних рисах тип схеми. До таких ознак у першу чергу ставляться: східчастість, пов'язана з наявністю міжгоризонтних похилих виробок, розкиданість або компактність схеми, викликана відповідно деконцентрацією або концентрацією гірничих робіт шахти, а також однолінійність або розгалуженість розташування горизонтальних виробок на основних горизонтах.

Технологічна схема підземного транспорту визначається засобами транспорту, застосовуваними на окремих послідовних ланках і їхніх стиках. За умов цього вибір виду транспорту для кожної ланки залежить не тільки від гірничотехнічних умов (пилогозовий режим, кут нахилу виробки, розміри вантажопотоку, довжина транспортування), але і від економічності застосування транспортних засобів у даних умовах. Навіть за умов однакових схем розташування виробок технологічні схеми транспортування можуть бути різними. На тих самих горизонтальних виробках

може бути застосований конвеєрний і локомотивний транспорт, причому в першому випадку транспорт може здійснюватися стрічковими, пластинчастими, канатно-стрічковими і іншими типами конвеєрів, а в другому – електровозами або дизелевозами різної зчіпної ваги, що перевозять поїзди вагонеток або секційні поїзди. При однаковому виді локомотивного транспорту може бути застосовані різні технологія і організація його роботи, наприклад одноланкове або магістрально-складальне відкочування, графік «наскрізного» руху або «естафетний». На тих самих похилих виробках можуть застосовуватися або конвеєри різних конструкцій, або канатне відкочування того або іншого виду. Нарешті, вугілля на усіх виробках шахти або на частині їх можна транспортувати гідравлічним способом, що дозволяє доставляти корисну копалину не тільки на поверхню шахти, але і без перевантаження безпосередньо до збагачувальної фабрики або електростанції.

По мірі розвитку техніки будуть створюватися нові види і засоби транспорту, які ще більше розширять можливості вибору технологічної схеми підземного транспорту.

За умов різноманітних засобів рейкового або конвеєрного транспорту в тих самих умовах можуть бути застосовані різні види транспорту, близькі за продуктивністю, але нерівноцінні в економічних відносинах. Велике значення для кожної шахти має встановлення оптимальної технологічної схеми підземного транспорту, що полягає у виборі таких технічних засобів для кожної ланки транспортного ланцюга, які в сполученні забезпечували б у конкретних гірничотехнічних умовах найкращі техніко-економічні показники роботи усього внутрішньошахтного транспорту.

Рекомендації, що наводяться в літературі, про області найбільш ефективного застосування різних взаємозамінних видів транспорту горизонтальними і похилими виробками ґрунтувалися на зіставленні техніко-економічних показників порівнюваних транспортних засобів під час роботи їх тільки в межах однієї ділянки або крила, без урахування зв'язку з усією транспортною системою шахти. Такі рекомендації в найпоширеніших ви-

падках, за умов великої кількості транспортних ланок і особливо за умов східчастого відкочування, не дають можливості визначити найбільш ефективну технологічну схему підземного транспорту для шахти в цілому. Часто який-небудь вид транспорту, найвигідніший на одній ділянці, на іншій аналогічній ділянці тієї ж шахти, але у сполученні з іншими видами транспорту, може виявитися менш економічним і навпаки. Тому для встановлення оптимальної технологічної схеми підземного транспорту усієї шахти з урахуванням її особливостей не можна обмежуватися вибором найвигіднішого виду транспорту для кожної ділянки окремо, а треба розглядати транспортні засоби в їхньому взаємозв'язку і стосовно до конкретних гірничотехнічних умов.

Комплексний розгляд усього транспортного ланцюга шахти, що складається з ряду зв'язаних одна з одною ланок, вимагає перебору і зіставлення численних технічно припустимих варіантів, число яких залежить від кількості транспортних ділянок на шахті і порівнюваних взаємозамінних видах транспорту, і різко зростає з їхнім збільшенням.

Для розв'язання такого роду складних завдань комбінаторного характеру ефективно можуть бути використані мережні методи теорії графів, що дозволяють вибрати з великої кількості порівнюваних варіантів економічно найбільш вигідну технологічну схему підземного транспорту.

Загалом вибір оптимальної транспортної системи відповідно до теорії графів, що ставляться до розв'язання завдань про найкоротший шлях, складається із двох основних етапів:

1. Побудови моделей графів, що відображають розглянуті конкретні транспортні схеми і види транспорту, що зіставляються;
2. Виявлення оптимального розв'язання, тобто пошуки в побудованих графах так званого найкоротшого шляху.

При цьому застосовуються наступні вихідні дані:

1. Схема транспортних виробок шахти, стосовно до якої вирішується завдання;
2. Види транспорту горизонтальними і похилими виробками, прийняті для зіставлення;

3. Економічні дані, що характеризують усі порівнювані види транспорту в розглянутих конкретних умовах.

*Граф* можна поставити як плоске креслення, що складається з кінцевого числа точок, які називаються вершинами, і декількох прямих або кривих відрізків (дуг), що з'єднують ті або інші вершини.

На рис. 2.13а наведений як приклад граф, у якому є сім вершин, позначених літерами *a, б, в, г, д, е, ж* і сім дуг – *ад, бд, бе, ве, ге, дж* і *еж*.

Умовимося, що усі дуги, розглянуті далі, мають орієнтацію, причому в тих випадках, коли дуги спрямовані зліва направо або вертикально знизу нагору, вони не позначаються стрілками, а в інших випадках їхній напрямок показується стрілкою.

Будемо називати дугу, спрямовану з вершини *x* у вершину *y*, дугою, що виходить із вершини *x* і заходить у вершину *y*. При цьому першу граничну точку цієї дуги *x* назовемо її початком, а другу – *y* – її кінцем.

*Шляхом у графі* називається така послідовність дуг, коли кінець кожної попередньої дуги збігається з початком наступної.

На рис. 2.13а з вершини *a* виходить одна дуга *ад*, з вершини *б* виходять дві дуги – *бд* і *бе* і з інших вершин (крім *ж*) – по одній дузі. У вершину *е* заходять три дуги (*бе, ве, ге*), а у вершини *д* і *ж* по дві дуги (у першу *ад* і *бд*, а в другу *дж* і *еж*).

Тому що в графі, наведеному на рис. 2.13а, усі дуги спрямовані зліва направо, в ньому можна нарахувати усього 5 шляхів: *ад, дж; бд, дж; бе, еж; ве, еж* і *ге, еж*.

Біля кожної дуги графа написано число, яке називається довжиною. Числа також написані і у лівих вершин графа. Термін «довжина» – умовний і може позначати як власно довжину шляху, так і інші поняття, як, наприклад, вартість транспортування, число людино-днів і ін.

Цей граф, як і усі наступні, будується не в масштабі, тобто розміри кожної дуги не залежать від числа, що позначає її «довжину».

Кожну вершину, у яку заходять дуги, можна оцінити за мінімумом. Цю просту, але важливу операцію, з якою прийдеться мати справу далі, розглянемо на наступних прикладах.

У вершину  $\delta$  (рис. 2.13а) заходять дві дуги:  $ad$  і  $bd$ . Для оцінки цієї вершини за мінімумом складемо спочатку «довжину» дуги  $ad$  із числом, написаним у вершини  $a$ , тобто  $7+5$ , а потім складемо «довжину» дуги  $bd$  із числом, написаним біля вершини  $b$ , тобто  $9+4$ , і із двох отриманих сум ( $12$  і  $13$ ) виберемо найменшу. Цю найменшу суму  $12$  запишемо у вершини  $\delta$  (рис. 2.13б) і відзначимо дугу  $ad$ , що дала нам це найменше число (наприклад, перекреслимо її двома рисками).

У вершину  $e$  заходять три дуги:  $be$ ,  $ve$  і  $ge$ . Для оцінки цієї вершини за мінімумом зробимо ті ж нескладні операції, як і в попередньому випадку, тобто для кожної із цих трьох дуг складемо її «довжину» і число, написане на початку дуги. З отриманих трьох сум ( $5+4=9$ ;  $8+3=11$  і  $10+4=14$ ) виберемо найменшу —  $9$ , запишемо її у вершини  $e$  і відзначимо двома рисками дугу  $be$ , що привела до найменшої суми (рис. 2.13б).

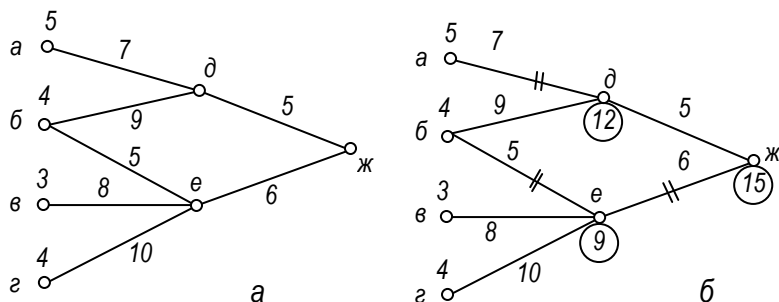


Рисунок 2.13. Оцінка за мінімумом вершин графа

В останню вершину  $ж$  заходять дві дуги:  $дж$  і  $еж$ . Щоб оцінити цю вершину за мінімумом, складемо спочатку «довжину» дуги  $дж$  із числом, що ми записали біля вершини  $\delta$ , а потім складемо «довжину» дуги  $еж$  із числом, що ми записали біля вершини  $e$ . З отриманих двох сум ( $5+12=17$  і  $6+9=15$ ) вибе-

ремо найменшу, напишемо її у вершини ж і відзначимо дугу  $еж$  (рис. 2.13б).

На цьому і закінчується оцінка за мінімумом усіх вершин розглянутого графа. (Для наочності на рис. 2.13б усі результати оцінок вершин за мінімумом обведені кружками.)

Перейдемо тепер до розгляду трохи більше складного графа, наведеного на рис. 2.14а. У цьому графі є 11 вершин ( $a, б, \dots, л$ ) і 24 дуги ( $аб, ав, \dots, кл$ ). Над кожною дугою зазначена її «довжина», а перша (початкова) вершина  $a$  позначена нулем.

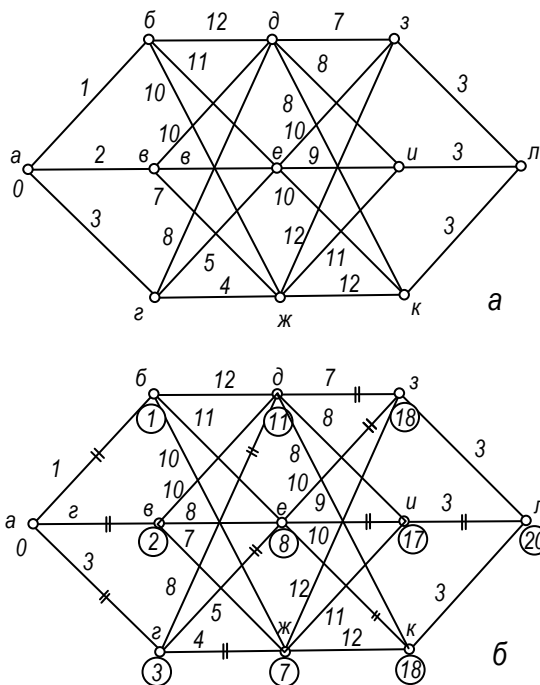


Рисунок 2.14. Відшукування найкоротшого шляху в графі

У цьому і у всіх інших аналогічних графах дуги можуть з'єднуватися одна з іншою тільки у відповідних вершинах і ніде більше. Тому перехрещування дуг, що виходять на кресленні, у просторі між , не повинні розглядатися як їхнє з'єднання.

Тому що дуги графа, наведеного на рис. 2.14а, не мають стрілок, то за прийнятої умови вони всі спрямовані зліва напра-

во. При цьому в нашому графі є 27 шляхів, за якими можна потрапити із крайньої лівої вершини  $a$  в крайню праву (кінцеву) вершину  $л$ . Цими шляхами є:  $аб$ ,  $бд$ ,  $дз$ ,  $зл$ ;  $аб$ ,  $бе$ ,  $ез$ ,  $зл$ ;  $аб$ ,  $бж$ ,  $жз$ ,  $зл$  і т.д. Який же шлях, що веде з вершини  $a$  до вершини  $л$ , буде найкоротшим?

Для графів, що мають дуги, не спрямовані в протилежні сторони, загальний порядок відшукування найкоротшого шляху, придатний не тільки для такої мережі, яка показана на рис. 2.14а, але і для будь-яких інших більше складних мереж, полягає в наступному.

1. Пересуваючись в напрямку дуг (тобто в нашому прикладі зліва направо), оцінюємо за мінімумом кожен вершину, у яку заходять одна або кілька дуг, відзначаючи ту дугу, що привела до найменшої оцінки.
2. Якщо граф закінчується однією вершиною (як у нашому прикладі), то після її оцінки за мінімумом рухаємося відзначеною дугою, що заходить у неї, у зворотному напрямку (тобто в нашому прикладі справа наліво) до наступної вершини, з якої виходить відзначена дуга; потім від цієї вершини відзначеною дугою, що заходить у неї, рухаємося до наступної вершини і так доти, поки не повернемося до початку графа. Отриманий у такий спосіб шлях і буде найкоротшим.
3. Коли граф закінчується декількома вершинами (наприклад, якщо на графі, наведеному на рис. 2.14а, не було б вершини  $л$  і дуг  $зл$ ,  $іл$ ,  $кл$ , то він закінчувався б трьома вершинами –  $з$ ,  $і$ ,  $к$ ), у викладений вище порядок вноситься наступне додавання: після закінчення оцінки за мінімумом усіх вершин графа, у які заходять дуги, необхідно розглянути отримані суми для кінцевих (останніх) вершин і вибрати вершину з найменшою сумою. Після цього від обраної кінцевої вершини рухаємося у зворотному напрямку до початку графа в такий же спосіб, як це було описано у попередньому пункті.

Користуючись викладеним порядком, вирішимо завдання про найкоротший шлях для умов графа, показаного на рис. 2.14а.

Розв'язання завдання почнемо з оцінки за мінімумом вершин, у які заходять дуги. Першою такою вершиною є  $b$ . У неї заходить лише одна дуга  $ab$  і тому для оцінки її за мінімумом треба тільки скласти «довжину» дуги  $ab$  і число, написане у вершини  $a$ , тобто  $1+0$ . Отриману суму запишемо у вершини  $b$ , обведемо її кружком і позначимо двома рисками дугу  $ab$  (рис. 2.14б). У такий же спосіб учинено і з вершинами  $e$  і  $z$ , у кожному з яких заходить одна дуга.

Перейдемо тепер до вершини  $d$ . У цю вершину заходять три дуги:  $bd$ ,  $vd$  і  $zd$ . Для оцінки за мінімумом вершини  $d$  потрібно зіставити три суми і вибрати з них найменшу. Доданками першої суми будуть «довжина» дуги  $bd$  (12) і число 1, написане біля вершини  $b$ ; доданками другої суми – «довжина» дуги  $vd$  (10) і число 2, написане у вершини  $v$ ; нарешті, доданками третьої суми — «довжина» дуги  $zd$  (8) і число 3, написане біля вершини  $z$ . Із цих трьох сум найменша – третя ( $8 + 3 = 11$ ), тому біля вершини  $d$  запишемо число 11, а дугу  $ed$ , що привела до цієї суми, відзначимо двома рисками.

У вершину  $ж$  також заходять три дуги і тому для її оцінки за мінімумом зіставимо відповідні три суми ( $1+10 = 11$ ;  $2+7 = 9$  і  $3+4 = 7$ ), виберемо найменшу (7), запишемо її біля вершини  $ж$  і відзначимо дугу  $гж$ .

Аналогічно зробимо оцінку за мінімумом інших вершин  $з$ ,  $i$ ,  $до$ ,  $л$  і відзначимо дуги (рис. 2.14б).

Закінчивши з оцінкою вершин за мінімумом, перейдемо до другої частини розв'язання завдання. У розглянутому графі (рис. 2.14б) вершина  $л$  – кінцева, і відзначеною дугою, що заходить у неї, є дуга  $іл$ . Пересуваючись справа наліво цією дугою, попадаємо у вершину  $i$ . Відзначеною дугою, що заходить у вершину  $i$ , є дуга  $ei$ ; рухаючись нею справа наліво, попадаємо у вершину  $e$ . Ця вершина має відзначену дугу, що заходить у неї,  $ge$ . Рухаючись цією дугою в тому ж напрямку, попадаємо у вершину  $г$  і від неї дугою  $ag$  у початкову вершину  $a$ . Якщо ми обведемо жирними лініями усі перераховані дуги, якими рухалися справа наліво, то наочно побачимо найкоротший шлях між вершинами

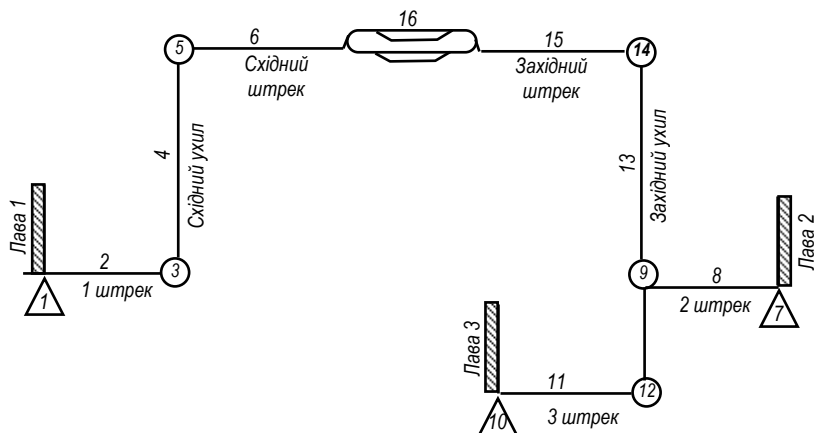
*a* і *л*, тобто одержимо розв'язання завдання. Цим найкоротшим шляхом у нашій прикладі буде *аg, ge, ei, іл*.

Ознайомившись із загальними принципами відшукування найкоротшого шляху в мережах з дугами, не спрямованими в протилежні сторони, перейдемо до розгляду додатків теорії графів до розв'язання завдань, пов'язаних з вибором оптимальних технологічних схем підземного транспорту за різними гірничо-технічними умовами.

У вугільній промисловості України більша частина шахт розробляє положисті пласти. Під час розробки цих пластів у більшості випадків транспорт вугілля здійснюється не тільки горизонтальними, але і похилими виробками. Звичайно шлях вугілля від навантажувального пункту лави до стовбура проходить спочатку штреком, розташованим в уклонному або бремсберговому полі, потім ухилом або бремсбергом і далі горизонтальними виробками горизонту пристовбурного двору. Часто вугілля проходить більш складний шлях підземними виробками: штреком, що примикає до східчастого ухилу, східчастим ухилом, нижнім штреком капітального ухилу, потім капітальним ухилом й, нарешті, корінним штреком, квершлагом і пристовбурним двором. Схема транспортних виробок великої шахти, що розробляє положисті пласти, складається з горизонтальних і декількох похилих виробок, об'єднаних у єдину мережу, що зв'язує зі стовбуром очисні і підготовчі вибої, розташовані на різних горизонтах.

Опис методики встановлення оптимальних технологічних схем підземного транспорту для шахт із положистими пластами почнемо з розгляду спрощеної схеми транспортних виробок (рис. 2.15). На розглянутій діючій шахті є всього три лави: лава 1 ( $L_1$ ), вугілля з якої транспортується на пристовбурний двір штреком 1, східним ухилом і східним корінним штреком, і лави 2 і 3 ( $L_2$  і  $L_3$ ), вугілля з яких транспортується спочатку відповідно штреком 2 або 3, а потім західним ухилом і західним корінним штреком. Усі ланки підземного транспорту позначені на схемі такими номерами: навантажувальні пункти лав – 1, 7 і 10, приймально-відправні майданчики похилих виробок – 3, 5, 9, 12

і 14, горизонтальні і похилі виробки – 2, 4, 6, 8, 11, 13 і 15, пристовбурний двір – 16.



**Рисунок 2.15. Схема транспортних виробок шахти, що розробляють один положистий пласт**

Розглянемо на прикладі цієї шахти розв’язання наступного завдання: при якій технологічній схемі підземного транспорту експлуатаційні витрати на транспортування в розглянутих умовах будуть мінімальними.

Прийmemo у нашому прикладі для зіставлення наступні технічно придатні в умовах даної шахти види транспорту: горизонтальними виробками, розташованими в похилих полях – електровозне відкочування, конвеєрний транспорт і транспорт бункерними поїздами; похилими виробками – конвеєрний транспорт, однокінцеве канатне відкочування вагонеток і скіповий транспорт; основними горизонтальними виробками – конвеєрний транспорт і електровозне відкочування.

Припустимо, що ми заздалегідь розрахували для умов розглянутої шахти дані про величини експлуатаційних витрат (грн./доба) для ланок з різними порівнюваними видами транспорту (табл.2.1).

Таблиця 2.1.

| № транспортної ланки за схемою | Транспортні ланки                                                              | Горизонтальна виробка |          |                 | Похила виробка       |          |       |
|--------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|-----------------------|----------|-----------------|----------------------|----------|-------|
|                                |                                                                                | електровози           | конвеєри | бункерні поїзди | канатне відкочування | конвеєри | скіпи |
| 1                              | 2                                                                              | 3                     | 4        | 5               | 6                    | 7        | 8     |
| 1                              | Навантажувальний пункт Л <sub>1</sub>                                          | 280                   | 180      | 0               | —                    | —        | —     |
| 2                              | 1-й штрек                                                                      | 440                   | 960      | 940             | —                    | —        | —     |
| 3                              | Нижній майданчик східного ухилу при транспорті штреком:                        |                       |          |                 |                      |          |       |
|                                | електровозами                                                                  | —                     | —        | —               | 250                  | 320      | 320   |
|                                | конвеєрами                                                                     | —                     | —        | —               | —                    | 150      | 300   |
|                                | бункерними поїздами                                                            | —                     | —        | —               | —                    | 40       | 300   |
| 4                              | Східний ухил                                                                   | —                     | —        | —               | 300                  | 620      | 420   |
| 5                              | Верхній майданчик східного ухилу при транспорті але східному корінному штреку: |                       |          |                 |                      |          |       |
|                                | електровозами                                                                  | —                     | —        | —               | 460                  | 329      | 410   |
|                                | конвеєрами                                                                     | —                     | —        | —               | —                    | 210      | 270   |
| 6                              | Східний корінний штрек                                                         | 890                   | 2080     | —               | —                    | —        | —     |
| 7                              | Навантажувальний пункт Л <sub>2</sub>                                          | 280                   | 180      | 0               | —                    | —        | —     |
| 8                              | 2-й штрек                                                                      | 880                   | 1180     | 940             | —                    | —        | —     |
| 9                              | Проміжний майданчик західного ухилу при транспорті 2-м штреком:                |                       |          |                 |                      |          |       |
|                                | електровозами                                                                  | —                     | —        | —               | 280                  | 320      | 320   |
|                                | конвеєрами                                                                     | —                     | —        | —               | —                    | 150      | 300   |
|                                | бункерними поїздами                                                            | —                     | —        | —               | —                    | 40       | 300   |
| 10                             | Навантажувальний пункт Л <sub>3</sub>                                          | 280                   | 180      | 0               | —                    | —        | —     |
| 11                             | 3-й штрек                                                                      | 440                   | 680      | 940             | —                    | —        | —     |
| 12                             | Нижній майданчик західного ухилу при транспорті 3-м штреком:                   |                       |          |                 |                      |          |       |
|                                | електровозами                                                                  | —                     | —        | —               | 250                  | 320      | 320   |
|                                | конвеєрами                                                                     | —                     | —        | —               | —                    | 150      | 300   |
|                                | бункерними поїздами                                                            | —                     | —        | —               | —                    | 40       | 300   |

Продовження табл. 2.1

| 1                                                                                                           | 2                                                                                                         | 3    | 4    | 5 | 6   | 7   | 8   |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------|------|------|---|-----|-----|-----|
| 13                                                                                                          | Західний ухил                                                                                             | –    | –    | – | 320 | 680 | 440 |
| 14                                                                                                          | Верхній майданчик західного ухилу при транспорті східним корінним штреком:<br>електровозами<br>конвеєрами | –    | –    | – | 520 | 380 | 470 |
|                                                                                                             |                                                                                                           | –    | –    | – | –   | 210 | 270 |
| 15                                                                                                          | Західний корінний штрек                                                                                   | 1350 | 1960 | – | –   | –   | –   |
| 16                                                                                                          | Пристовбурний двір при транспорті на обох крилах горизонту електровозами або конвеєрами                   | 800  | 520  | – | –   | –   | –   |
|                                                                                                             | Те ж, при транспорті на одному крилі електровозами, а на іншому – конвеєрами                              | 620  | 620  | – | –   | –   | –   |
| * Наведені вартісні дані умовні і служать тільки для ілюстрації розглянутого приклада розв’язання завдання. |                                                                                                           |      |      |   |     |     |     |

Таким чином, у нашій розпорядженні є необхідні вихідні дані (схема транспортних виробок, перелік порівнюваних видів транспорту і вартісні дані для умов розглянутої шахти), і можна приступити до розв’язання поставленого завдання.

Як вказувалося, вибір оптимальної технологічної схеми підземного транспорту складається із двох основних етапів: побудови одного або набору графів і відшукування в побудованих графах найкоротшого шляху.

Почнемо з побудови графів.

Транспортні ланки (рис. 2.15), крім пристовбурного двору 16, розбиваємо на дві частини (зони) – східну і західну. Для кожної частини будуємо один граф (зональний) і для об’єднання зональних графів один граф, що назвемо об’єднувальним.

Зональний граф східного крила, що охоплює транспортні ланки 1–6, почнемо з навантажувального пункту  $L_1$  і першого штреку (ланки 1 і 2). З лівого боку цього графа (рис. 2.16) нанесемо одну під іншою три початкові вершини, що позначають прийняті для порівняння три види транспорту штреками в уклонному полі – електровозне відкочування  $\epsilon$ , конвеєрний транспорт  $K$  і транспорт бункерними поїздами  $B$ . Над кожною вершиною записуємо величину сумарних транспортних витрат

(гривень на добу) на обслуговування навантажувального пункту  $L_1$  і транспортування першим штреком з тими ж видами транспорту, які позначає кожна вершина. Над вершиною  $\epsilon$  в відповідності до даних табл. 3.1 записуємо  $720 = (280+440)$  грн. над вершиною  $K$   $1140 = (180+960)$  грн. і над вершиною  $B$   $940 = (0+940)$  грн.

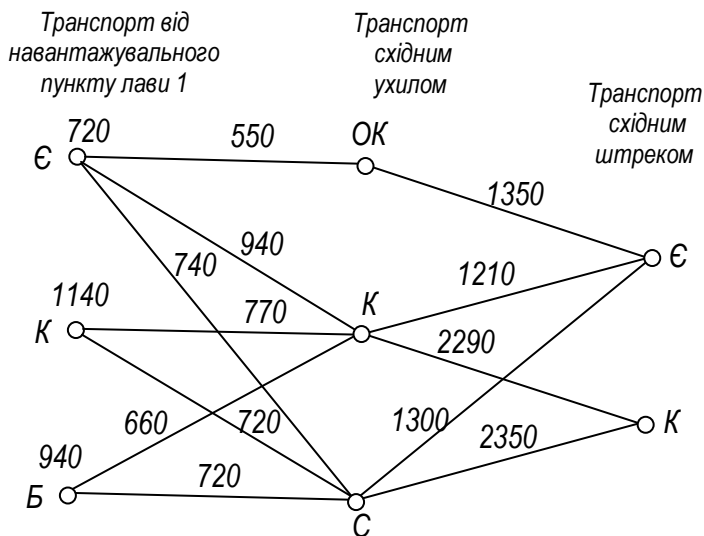


Рисунок 2.16. Зональний граф східного крила шахти

Після нанесення початкових вершин і запису величин експлуатаційних витрат для ланок 1 і 2 накреслимо справа, на довільній відстані, інші три проміжні вершини, що відповідають порівнюваним видам транспорту східним ухилом: однокінцевому канатному відкочуванню вагонеток  $ОК$ , конвеєрному транспорту  $K$  і скіповому транспорту  $C$ . Після цього кожену із трьох початкових вершин з'єднуємо дугами із проміжними вершинами, що позначають той вид транспорту ухилом, з яким технічно можуть сполучатися відповідні види транспорту першим штреком. Електровозне відкочування штреком технічно може сполучатися з усіма трьома видами транспорту ухилом, і тому верхню початкову вершину  $\epsilon$  з'єднуємо дугами із проміжними вершинами  $ОК$ ,  $K$  і  $C$ . Конвеєрний транспорт в штреку може сполуча-

тися з конвеєрним або скіповим транспортом на ухилі, але не з кінцевим відкочуванням, тому що технічно недоцільно переважувати вугілля з конвеєра, встановленого на штреку, у вагонетки, що транспортуються похилою виробкою. Тому другу початкову вершину  $K$  з'єднуємо дугою із проміжними вершинами  $K$  і  $C$ . Бункерні поїзди також можливо сполучити з конвеєрним і зі скіповим транспортом на ухилі. Тому початкову вершину  $B$  з'єднуємо дугами із проміжними вершинами  $K$  і  $C$ .

Над кожною дугою записуємо суму експлуатаційних витрат («довжину») для ланок 3 і 4 при видах транспорту, позначених вершинами, які з'єднує ця дуга. Наприклад, для першої зверху дуги ця сума складається з витрат на обслуговування нижньої площадки східного ухилу транспортом в штреку 1 електровозами, а на ухилі – однокінцевим канатним відкочуванням, і витрат на транспорт одним кінцевим канатом на ухилі. За даними табл. 2.1 ці витрати становлять у добу 250 і 300 грн. і, отже, над першою дугою записуємо її «довжину» 550. Над другою зверху дугою записуємо суму витрат, додатки якої становлять витрати на обслуговування нижнього майданчика східного ухилу транспортом в штреку 1 електровозами і на ухилі конвеєрами (320 грн.) і витрати на транспорт конвеєрами на ухилі (620 грн.).

Над третьою дугою записуємо суму витрат на обслуговування майданчика (при електровозному відкочуванні в штреку і скіповому транспорті на ухилі) і на транспорт скіпами на східному ухилі, що становить  $320 + 420 = 740$  грн., і ін.

Після цього на деякій довільній відстані, правіше проміжних вершин, наносимо одну під іншою ще дві вершини, що відповідають двом прийнятим для порівняння видам транспорту в східному корінному штреку: електровозному  $E$  й конвеєрному  $K$ , і з'єднуємо їх дугами із проміжними вершинами, що позначають той вид транспорту на ухилі, з яким технічно можуть сполучатися електровозний або конвеєрний транспорт в корінному штреку. Проміжну вершину  $OK$  з'єднуємо дугою тільки з однією кінцевою вершиною зонального графа  $E$ , а проміжні вершини  $K$  і  $B$  – з обома кінцевими вер-

пинами. Над кожною із цих дуг записуємо суму витрат для ланок 5 і 6 виду транспорту, що позначається відповідними вершинами. Над верхньою дугою записуємо суму експлуатаційних витрат, доданками якої є: 1) витрати на обслуговування верхнього майданчика східного ухилу при однокінцевому канатному відкочуванні в похилій виробці і електровозному відкочуванню в східному корінному штреку (460 грн.) і 2) витрати на електровозне відкочування в східному корінному штреку (890 грн.). Над другою зверху дугою записуємо суму витрат на обслуговування верхнього майданчика конвеєрним транспортом на ухилі і електровозним відкочуванням в корінному штреку і витрат на електровозне відкочування в східному корінному штреку ( $320 + 890 = 1210$  грн.). У такий же спосіб надписуємо відповідні витрати над іншими дугами, що з'єднують проміжні і кінцеві вершини, і на цьому закінчуємо побудову зонального графа східного крила (див. рис. 2.16).

Побудову зонального графа західного крила, так само як і попереднього графа, почнемо із транспортних ланок, які безпосередньо обслуговують лави. На відміну від східного ухилу, до західного ухилу примикає не один, а два штреки, що зв'язують його з лавами. Тому кожна початкова вершина зонального графа західного крила повинна відображати вид транспорту не для одного штреку, а можливе сполучення видів транспорту в обох штреках, що примикають до західного ухилу, тобто в штреках 2 і 3. У нашому прикладі при трьох порівнюваних видах транспорту ( $m = 3$ ) і двох штреках ( $n = 2$ ) кількість можливих варіантів таких сполучень буде  $m^n - 3^2 = 9$ , а саме: 1) на обох штреках – електровозне відкочування; 2) на штреку 2 – електровозне відкочування, а на штреку 3 – конвеєрний транспорт; 3) на штреку 2 – електровозне відкочування, а на штреку 3 – транспорт бункерними поїздами; 4) на обох штреках – конвеєрний транспорт і ін. Тому на зональному графі західного крила зліва наносимо одну під іншою 9 початкових вершин, кожна з них позначає можливе сполучення видів транспорту в штреках, що обслу-

говують  $L_{2,3}$  (рис. 2.17). Верхня початкова вершина позначає електровозне відкочування в штреку, що обслуговує  $L_2$ , і таке ж відкочування в штреку, що обслуговує  $L_3$  (на графі умовно позначене  $L_2 - \epsilon$ ,  $L_3 - \epsilon$ ), друга початкова вершина позначає електровозне відкочування штреком, що обслуговує  $L_2$ , і конвеєрний транспорт штреком, що обслуговує  $L_3$  ( $L_2 - \epsilon$ ,  $L_3 - K$ ), і т.д.

Після нанесення усіх дев'яти початкових вершин над кожною з них записуємо величину сумарних експлуатаційних витрат для ланок 7, 8, 10 і 11 тих сполучень видів транспорту, які позначає дана вершина.

Над вершиною  $L_2 - \epsilon$ ,  $L_3 - \epsilon$  записуємо суму транспортних витрат при електровозному відкочуванні: на обслуговування навантажувального пункту  $L_2$  (ланка 7), на відкочування в штреку 2 (ланка 8), на обслуговування навантажувального пункту  $L_3$  (ланка 10) і на відкочування в штреку 3 (ланка 11). Ця сума, за даними табл. 2.1, складе  $280 + 880 + 280 + 440 = 1880$  грн. Над самою нижньою вершиною ( $L_2 - B$ ,  $L_3 - K$ ) записуємо суму транспортних витрат: 1) на обслуговування навантажувального пункту  $L_2$  при транспорті бункерними поїздами; 2) на транспорт бункерними поїздами в штреку 2; 3) на обслуговування навантажувального пункту  $L_3$  при конвеєрному транспорті і 4) на конвеєрний транспорт в штреку 3. Ця сума складе  $0 + 940 + 180 + 680 = 1800$  грн.

Далі зональний граф для західного крила будується в основному так само, як і для східного крила.

Праворуч початкових вершин наносимо три проміжні вершини, що позначають три види транспорту західним ухилом, що зіставляються. Потім початкові вершини з'єднуємо дугами із проміжними вершинами, що позначають той вид транспорту ухилом, з яким технічно можуть сполучатися відповідні види транспорту штреками 2 і 3, а над кожною дугою записуємо суму експлуатаційних витрат для ланок 9, 12 і 13 при видах транспорту, позначених вершинами, які з'єднує дана дуга.

**Рисунок 2.17. Зональний граф західного крила шахти**

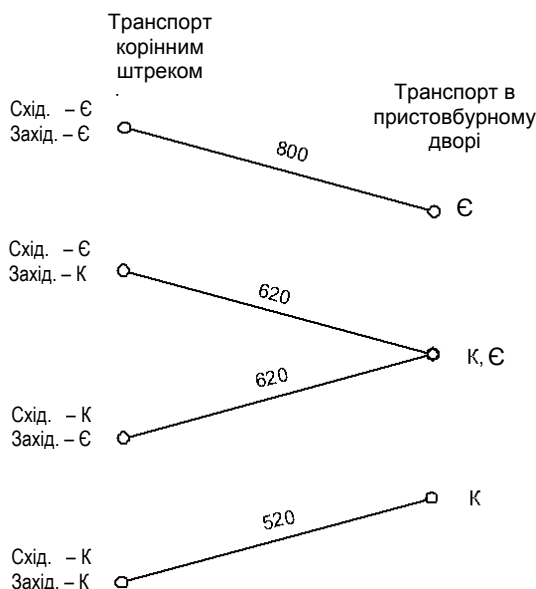
Ця сума, наприклад, для четвертої зверху дуги, що з'єднує вхідну вершину  $L_2 - \epsilon$ ,  $L_3 - K$  з проміжною вершиною  $K$ , буде складатися з наступних доданків: 1) витрати на обслуговування проміжної площадки західного ухилу при електровозному відкочуванні в штреку 2 і конвеєрному транспорту на ухилі (320 грн.); 2) витрати на обслуговування нижньої площадки при конвеєрному транспорті як для штреку 3, так і на західному ухилі (150 грн.) і 3) витрати на конвеєрний транспорт західним ухилом (680 грн.).

Кінцевими вершинами зонального графа є дві: перша позначає електровозне відкочування західним корінним штреком, а друга – конвеєрний транспорт у цьому штреку. Вони з'єднуються дугами із проміжними вершинами, що позначають той вид транспорту на ухилі, з яким може сполучатися електровозний або конвеєрний транспорт у західному корінному штреку.

Над цими дугами записуємо сумарні експлуатаційні витрати на обслуговування верхнього майданчика західного ухилу і на транспортування в західному корінному штреку відповідними видами транспорту.

Після побудови двох зональних графів приступимо до об'єднавчого графа (рис.2.18). Початковими вершинами в цьому графі будуть чотири вершини, що позначають можливі сполучення видів транспорту в східному і західному корінних штреках. Кінцевими вершинами тут будуть три, кожна з них позначає вид транспорту в пристовбурному дворі: тільки електровозне відкочування  $\epsilon$ , тільки конвеєрний транспорт  $K$  або комбінований – конвеєрний з одного крила – і електровозний з іншого  $K$ ,  $\epsilon$ . Верхню початкову вершину (Схід. –  $\epsilon$ , Захід. –  $\epsilon$ ) з'єднуємо дугою тільки з кінцевою вершиною  $\epsilon$ , тому що якщо на обох корінних штреках працює електровозне відкочування, то і в пристовбурному дворі буде теж застосовуватися електровозне відкочування. Нижню початкову вершину (Схід. –  $K$ , Захід. –  $K$ ) за цими ж міркуваннями з'єднуємо дугою тільки з кінцевою вершиною  $K$ , а дві середні початкові вершини з'єднуємо дугами з кінцевою вершиною  $K$ ,  $\epsilon$ . Над кожною дугою записуємо експлуатаційні витрати на транспорт безпосередньо в пристовбур-

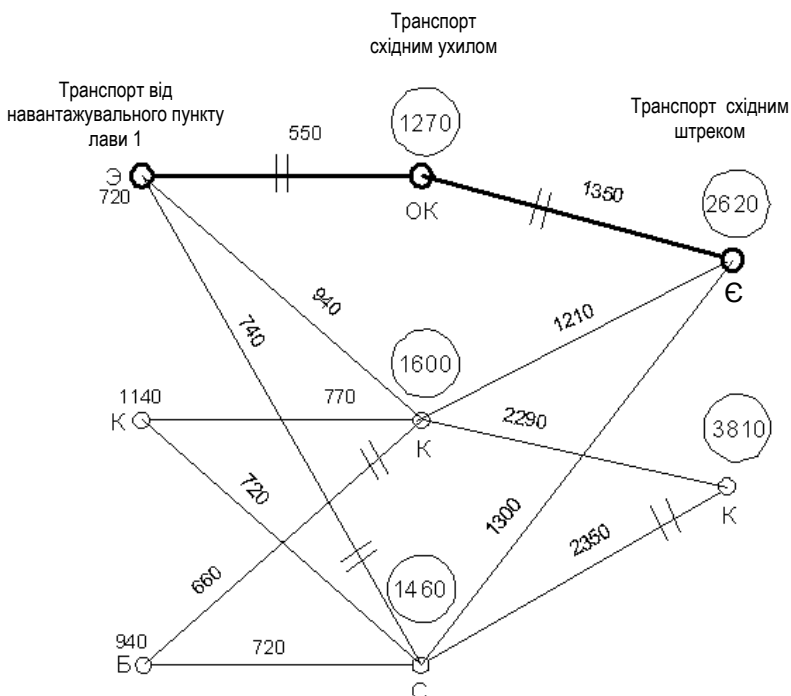
ному дворі: електровозним відкочуванням (верхня дуга), комбінованим транспортом (друга і третя дуги) і конвеєрним транспортом (нижня дуга). Числа над входними вершинами в об'єднальному графі ми поки не записуємо.



**Рисунок 2.18. Об'єднальний граф по шахті**

Якщо вирішувати завдання не для діючої шахти, а для проекту будівництва нової або капітальної реконструкції існуючої шахти, то об'єднаний граф можна закінчувати не тільки видами транспорту в пристовбурному дворі, але і видами транспорту підйому стовбуром і на поверхні, що зіставляються між собою.

На цьому закінчується перший етап розв'язання завдання на вибір оптимальної технологічної схеми підземного транспорту для умов розглянутого прикладу – побудова мережного графа.



**Рисунок 2.19.** Оцінка за мінімумом вершин зонального графа східного крила шахти

Другий етап розв'язання складається з оцінки за мінімумом вершин з дугами, що заходять у неї, оцінки відповідних вершин і знаходження «найкоротшого шляху», тобто із всіх тих операцій, які ми розглянули в попередньому розділі.

У нашому прикладі другий етап розв'язання почнемо знову із зонального графа східного крила (див. рис. 2.16). У цьому графі вершинами, що мають входні дуги, є три проміжні і дві кінцеві. Перша (верхня) проміжна вершина ОК має тільки одну дугу, що заходить, з'єднуючу її з початковою вершиною Є. Для оцінки її за мінімумом досить скласти числа, що стоять над початковою вершиною (720) і над дугою (550). Цю суму (1270) запишемо над вершиною ОК і відзначимо двома рисками єдину дугу між Є і ОК (рис. 2.19). Друга проміжна вершина має три дуги, що заходять у неї. Сума чисел, записаних над початковими

вершинами і цими дугами, становить у першому випадку  $720 + 940 = 1660$ , у другому випадку  $1140 + 770 = 1910$  і в третьому випадку  $940 + 660 = 1600$ . Мінімальна сума із цих трьох – остання. Її ми і запишемо над проміжною вершиною  $K$  і відзначимо дугу  $BK$ , яка привела до цієї суми. Третя проміжна вершина має три дуги, що заходять у неї, і мінімальною із трьох відповідних сум є  $1460$ , а дугою, що привела до цієї суми, –  $EC$ .

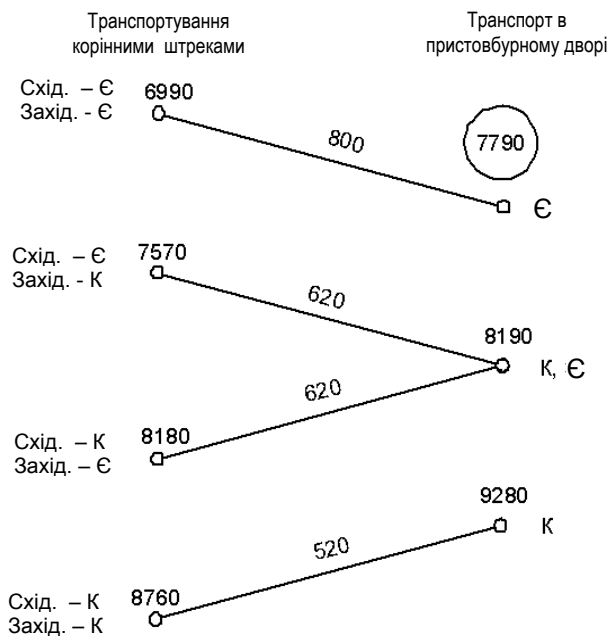
Верхня кінцева вершина  $E$  має три дуги, що заходять в неї. Сума чисел, записаних над проміжною вершиною і дугою, що з'єднує її з кінцевою вершиною  $E$ , становить:  $1270 + 1350 = 2620$ ,  $1600 + 1210 = 2810$  і  $1460 + 1300 = 2760$ . Найменша із цих сум – перша. Тому над кінцевою вершиною  $E$  запишемо число  $2620$ , відзначимо дугу, що виходить із проміжної вершини  $OK$  і заходить у кінцеву вершину  $E$ . Нижня кінцева вершина  $K$  має дві дуги, що заходять у неї. Мінімальна сума із двох  $1460 + 2350 = 3810$  і тому це число записується над кінцевою вершиною  $K$  і відзначається дуга  $CK$ .

Точно в такий же спосіб оцінюються за мінімумом три проміжні і дві кінцеві вершини і відзначаються дуги в зональному графі західного крила (рис. 2.20).

Після запису перерахованих сум над початковими вершинами об'єднаного графа оцінимо за мінімумом його кінцеві вершини і відзначимо дуги (див. рис. 2.21).

Щоб знайти «найкоротший шлях», тобто технологічну схему підземного транспорту, за умов якої експлуатаційні витрати будуть найменшими, робимо це в такий спосіб: із трьох сум, записаних над кінцевими вершинами об'єднаного графа, вибираємо найменшу, тобто суму  $7790$ , записану над вершиною  $E$ . Відзначеною дугою, що заходить у неї, є верхня. Обведемо її жирною лінією. Ця дуга привела нас до початкової вершини об'єднаного графа Схід. –  $E$ , Захід. –  $E$ , а отже, до кінцевої вершини  $E$  зонального графа східного крила і кінцевій вершині  $E$  зонального графа західного крила.





**Рисунок 2.21. Оцінка за мінімумом вершин об'єднаного графа по шахті**

Знаючи це, перейдемо спочатку до зонального графа західного крила (див. рис. 2.21). Відзначеною дугою, що заходить у кінцеву вершину Є, є дуга  $KE$ , що обведена жирною лінією. Дуга  $KE$  привела нас до проміжної вершини  $K$ . Відзначеною дугою, що заходить у цю вершину, є дуга, що з'єднує проміжну вершину  $K$  з третьою знизу початковою вершиною ( $L_2 - B$ ,  $L_3 - B$ ), що відображає транспорт бункерними поїздами другим і третім штреками. Цю дугу ми також обведемо жирною лінією.

Тепер перейдемо до зонального графа східного крила (див. рис. 2.19). Тому що відзначена жирна дуга об'єднаного графа привела до кінцевої вершини Є зонального графа східного крила, то почнемо із цієї вершини. Відзначеною дугою, що заходить у неї, є верхня. Вона з'єднує кінцеву вершину Є з проміжною вершиною  $OK$ . Остання має тільки одну, що заходить і, отже, одну відзначену

дугу, що приводить до початкової вершини Є. Обведенням жирними лініями цих двох дуг ми і закінчуємо наші операції.

Нанесені жирні лінії на усіх трьох графах показують «найкоротший шлях». Вони з'єднують вершини, що відображають ті види транспорту горизонтальними і похилими виробками, які в сполученні один з іншим забезпечують для умов нашого прикладу найменші експлуатаційні витрати, тобто дають оптимальну технологічну схему підземного транспорту.

Таким чином, оптимальна технологічна схема для прийнятих нами умов буде складатися з наступних транспортних ділянок (див. табл. 2.2):

Таблиця 2.2.

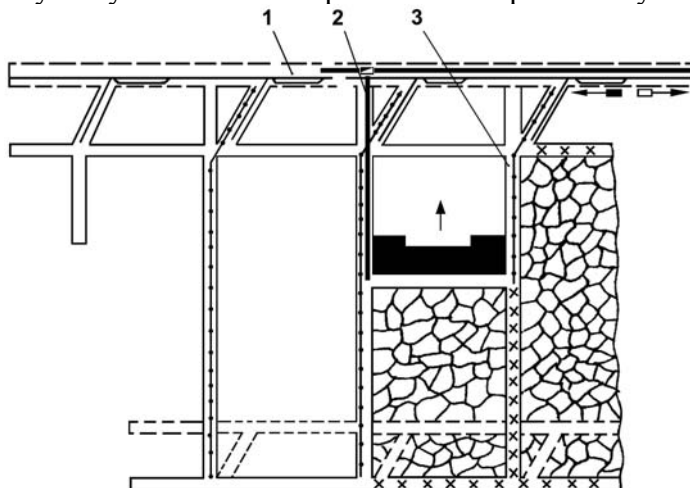
| Виробки                 | Види транспорту               |
|-------------------------|-------------------------------|
| Штрек 1                 | Електровозне відкочування     |
| Штрек 2                 | Транспорт бункерними поїздами |
| Штрек 3                 | Те ж                          |
| Східний корінний штрек  | Електровозне відкочування     |
| Західний корінний штрек | Однокінцеве відкочування      |
| Східний ухил            | Конвеєрний транспорт          |
| Західний ухил           |                               |

За умовами нашого прикладу (див. табл. 2.1), найбільш дорогим видом транспорту в штреку 3 був транспорт бункерними поїздами, а на західному ухилі – конвеєрний. Ці види транспорту у сполученні з усією схемою виявилися на цих же виробках найвигіднішими. Із цього прикладу видно, що різні види транспорту не можна економічно порівнювати між собою тільки в межах однієї виробки, без ув'язування їх з усією технологічною схемою транспорту.

## 2.5. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ТРАНСПОРТУ ПРИ ПОГОРИЗОНТНОМУ СПОСОБІ ПІДГОТОВКИ І СИСТЕМАХ РОЗРОБКИ ДОВГИМИ СТОВПАМИ ЗА ПІДЙОМОМ АБО ПАДІННЯМ

За таких гірничотехнічних умов завдяки малому числу і порівняно невеликій довжини виробок дільничні схеми транспорту за своєю конфігурацією найбільш прості.

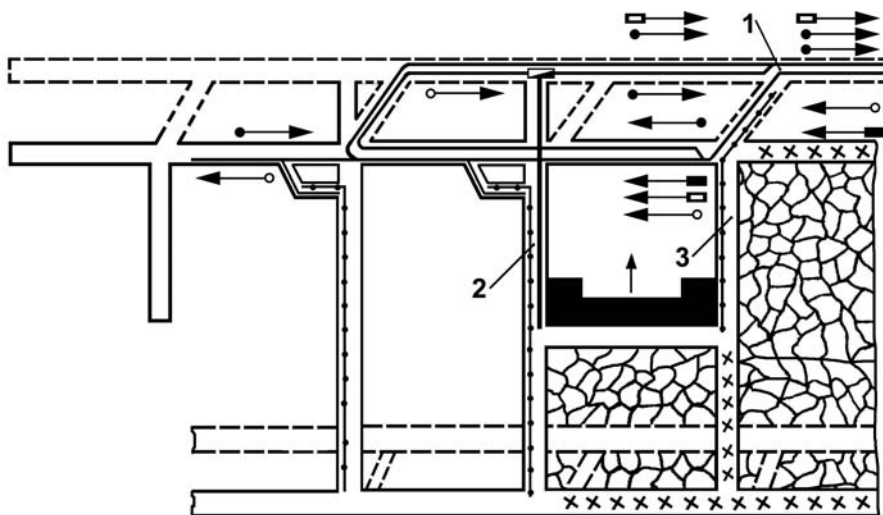
На рис. 2.22 показана технологічна схема під час відпрацьовування пологіх пластів з кутом падіння до  $10^\circ$  довгими стовпами за підйомом. Вугілля з очисного вибою конвеєрним ухилом 2 до головного польового транспортного штреку 1 доставляється за допомогою стрічкового конвеєра. Для швидкого скорочення конвеєрної лінії в ухилі слід за посуванням очисного вибою доцільно застосовувати телескопічні стрічкові конвеєри типу ЛТ у комплексі із приставним перевантажувачем.



**Рисунок 2.22. Технологічна схема транспорту під час відпрацьовування пологіх пластів довгими стовпами за підйомом із транспортуванням гірничої маси головним штреком за допомогою конвеєрів**

Транспортування вугілля головним штреком до стовбура може здійснюватися конвеєрами (як приклад, розглянемо блок 6 шахти «Красноармійська-Західна №1» – рис. 2.23) або за допомогою локомотивного відкочування.

Задля доставки матеріалів і устаткування до очисного вибою, а також для перевезення людей вентиляційним ухилом 3 (див. рис. 2.22 і рис. 2.23) передбачається установка вантажо-людської монорейкової дороги ДМКУ, що коротшає по мірі просування очисного вибою.



**Рисунок 2.23. Технологічна схема транспорту під час відпрацьовування похилих пластів довгими стовпами за підйомом із транспортування гірничої маси головним штреком за допомогою локомотивного відкочування**

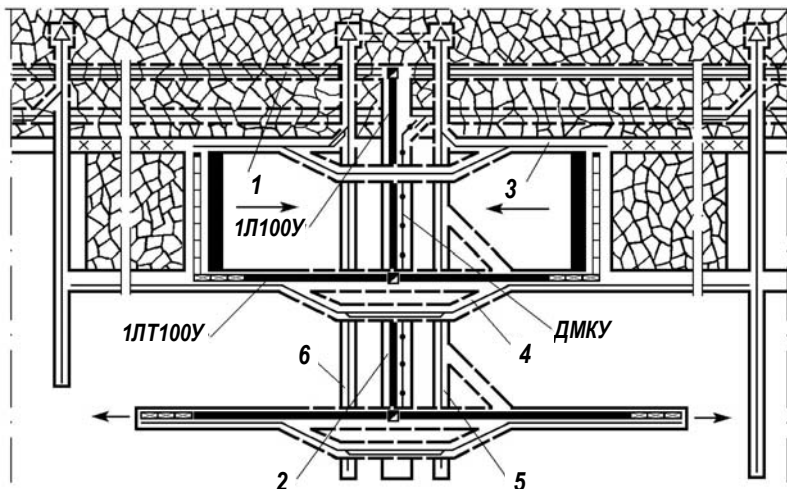
Транспортування людей і матеріалів до ухилів здійснюється електровозним відкочуванням.

Гірнича маса з підготовчих вибоїв до головного польового вентиляційного штреку транспортується стрічковими телескопічними конвеєрами типу ЛТП. Кріпильний матеріал і устаткування доставляються монорейковою дорогою.

## **2.6. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ТРАНСПОРТУ ЗА УМОВ ПАНЕЛЬНОЇ ПІДГОТОВКИ**

На рис. 2.24 наведена схема транспорту виїмкової ділянки під час відпрацьовування похилих пластів до  $18^\circ$  довгими стовпами за простяганням.

Вугілля з очисних вибоїв до конвеєрного ухилу 2 доставляється відкаточним штреком 4 стрічковими телескопічними конвеєрами. Залежно від продуктивності вибою можуть бути застосовані два послідовно встановлені конвеєри 2ЛТ80У або один конвеєр 1ЛТ100У на усю довжину ярусного штреку (до 1500 м).



**Рисунок 2.24. Схема транспорту виїмкової ділянки під час відпрацьовування положистих пластів довгими стовпами за простяганням**

У панельному конвеєрному ухилі 2, на який надходить вугілля із двох очисних вибоїв, залежно від навантаження можуть бути застосовані уклонні стрічкові конвеєри 1Л100В або 2Л100У.

У місці сполучення панельного конвеєрного ухилу з головним польовим транспортним штреком 1 обладнується гірничий бункер. За умов використання на шахті (як магістральний транспорт) локомотивного відкочування для забезпечення роботи вибоїв у періоди відсутності порожніх вагонеток місткість бункера повинна становити не менш 100 - 150 т. За умов магістрального конвеєрного транспорту місткість акумулюючого бункера повинна бути не менш 10 - 12% змінного вантажопотоку.

Матеріали і устаткування перевозяться панельним допоміжним ухилом 6 і вентиляційним штреком 3, а люди – панельним людським ухилом 5. У поданому на рис. 2.24 варіанті ці ухили обладнані рейковими шляхами і однокінцевими канатними установками із застосуванням однобарабанных підйомних машин.

Допоміжні вантажі доставляються до вибоїв за допомогою локомотивного відкочування. Останніми роками для доставки матеріалів і устаткування ярусними штреками застосовують монорейкові дороги 6ДМКУ і нагрунтові канатні дороги ДКН-1 або ДКНЛ.

Як приклад технологічної схеми транспорту за умов панельної підготовки наведемо схему транспорту блоку 5 шахти «Красноармійська-Західна №1» (див. рис. 2.25), відповідно до якої доставка вугілля від лав до пристовбурного двору здійснюється стрічковими конвеєрами, а транспортування допоміжних матеріалів і людей – монорейковою дорогою з канатним тяговим органом.

## **2.7. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ТРАНСПОРТУ ПРИ ПОВЕРХОВОМУ СПОСОБІ ПІДГОТОВКИ**

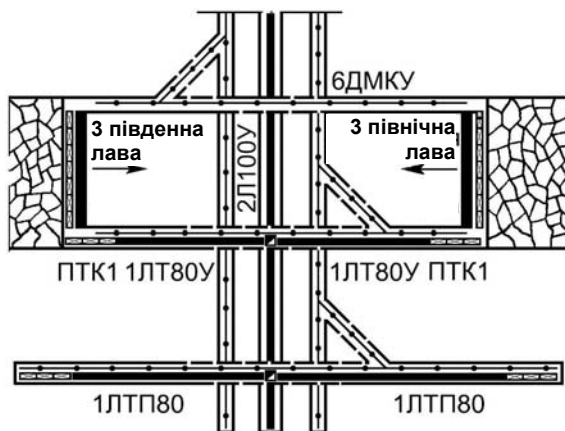
Під час відпрацьовування верхнього підповерху вугілля з очисного вибою підповерховим конвеєрним штреком 4 (див. рис. 2.26) стрічковими телескопічними конвеєрами доставляється до дільничного конвеєрного бремсберга 3. Далі бремсбергом вугілля транспортується скребковими конвеєрами в гезенк, обладнаний надповерховим польовим транспортним штреком 6.

Під час відпрацьовування нижнього підповерху вугілля з очисного вибою доставляється також телескопічними стрічковими конвеєрами нижнім підповерховим штреком 1 і подається в гезенк.

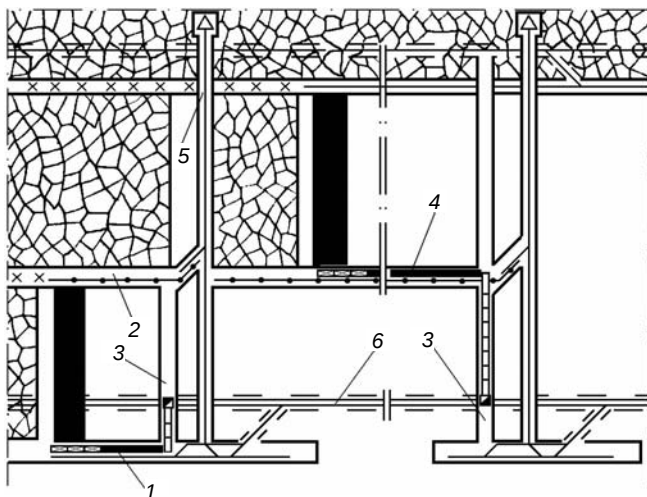
Матеріали і устаткування дільничним допоміжним бремсбергом 5 до підповерхового конвеєрного штреку верхнього підповерху 4 і до підповерхового вентиляційного штреку 2 транспортуються у вагонетках за допомогою однокінцевого канатного відкочування, а в штреках – монорейковими дорогами.

Ця схема застосовується за умов кута падіння  $10^{\circ}$ - $35^{\circ}$  на пластах тонких і середньої потужності.

Таким чином, приступаючи до розрахунку вантажопотоків і вибору засобів транспорту, студент повинен обрати орієнтовно прийнятну схему розкриття, схему пристовбурного двору, спосіб підготовки і систему розробки стосовно до умов і приблизно визначити, які види транспорту будуть використані в його проекті.



**Рисунок 2.25. Схема транспорту блоку 5 шахти  
«Красноармійська – Західна №1»**



**Рисунок 2.26. Схема транспорту при поверховому  
способі підготовки шахтного поля**

### ГЛАВА 3

## РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ И ДОПОМІЖНИХ ВАНТАЖОПОТОКІВ

Розрахунок вантажопотоків містить у собі 6 основних розділів: вибір і обґрунтування видобувного комплексу, установленого в лавах, вибір і обґрунтування прохідницького устаткування, визначення вантажопотоків з очисних вибоїв, з підготовчих вибоїв, допоміжних матеріалів і пасажирських перевезень.

Цей розділ необхідний для більш детального обґрунтування засобів транспорту в гірничих виробках.

**Примітка:** після вибору і обґрунтування видобувного і прохідницького устаткування наводяться їх основні технологічні характеристики.

### 3.1. ВИЗНАЧЕННЯ ХВИЛИННИХ ВАНТАЖОПОТОКІВ ДЛЯ ВИБОРУ ТИПОРОЗМІРІВ КОНВЕЄРІВ

Для обґрунтованого вибору конвеєрного транспорту необхідно визначити наступні якісні характеристики вантажопотоків:

$a_{l(n)}$  – середній хвилинний вантажопотік за час надходження вугілля від очисного вибою на конвеєр, т/хв;

$a_{l(max)}$  – максимальний хвилинний вантажопотік, що надходить від очисного вибою на конвеєр у період досягнення добувною машиною максимально припустимої в очисному вибої швидкості подачі.

Вихідні дані:

Тип виїмкової машини і вибійного конвеєра.

$L_{ов}$  – довжина очисного вибою, м;

$m$  – потужність пласту, м;

$A_{зм}$  – змінний обсяг видобутку, т/зміну;

$T_{зм}$  – тривалість видобувної зміни;

$n_{3M}$  – число видобувних змін у добу;  
 $b$  – ширина захвату добувної машини;  
 $N$  – кількість циклів у зміні, цикл/зміна;  
 $\gamma_u$  – щільність вугілля в ціліні, т/м<sup>3</sup>

### 3.1.1. Визначення середнього хвилинного вантажопотоку

Середній хвилинний вантажопотік за час надходження вугілля від очисного вибою розраховується за формулою:

$$a_{1(n)} = \frac{A_{3M}}{60T_{3M}k_n} \text{ т/хв},$$

де  $k_n$  – коефіцієнт часу надходження вантажу від одного очисного вибою на транспортну систему.

Значення  $k_n$  обираємо залежно від прийнятої схеми роботи виїмкової машини.

При човниковій (двобічній), а також при одnobічній без зачищення вибою схемах роботи варто приймати:

$$k_n = k_M = \frac{t_6}{60T_{3M}}.$$

При одnobічній схемі роботи із зачищенням вибою величина  $k_n$  розраховується за формулою:

$$k_n = \frac{t_6 + t_3}{60T_{3M}} = k_M + \frac{t_3}{60T_{3M}},$$

де  $k_M$  – коефіцієнт машинного часу;

$t_6$  – тривалість роботи виїмкової машини для виїмки корисної копалини протягом зміни, хв;

$t_3$  – тривалість зачищення очисного вибою під час зворотного ходу машини, протягом зміни, хв.

Значення  $t_3$  рекомендується приймати за плановою робіт в очисному вибої або визначати за формулою:

$$t_3 = \frac{L_{ov}N}{0,85V_{max..M}}, \text{ хв},$$

де  $V_{max..M}$  – максимальна маневрова швидкість машини, м/хв;

$N$  – кількість робочих циклів у змiну.

$N$  приймається за планограмою робіт або розраховується за формулою:

$$N = \frac{A_{зм}}{mbL_{ов}\gamma_{\eta}}.$$

У випадку одночасної роботи декількох очисних вибоїв на збірну транспортну систему значення середнього сумарного хвилинного вантажопотоку визначається за формулою:

$$a_{1(n)\Sigma} = \sum_{i=1}^n a_{1(n)i} \text{ т/хв.}$$

### **3.1.2. Визначення максимального хвилинного вантажопотоку**

Визначається максимальна кількість вугілля, що може надходити з очисного вибою за умов відсутності обмеження щодо продуктивності вибійного конвеєра:

– при прямому ході виїмкової машини (назустріч руху ланцюга забійного конвеєра)

$$a'_{\max} = mbv_{\max}\delta_1\psi_n\gamma_{\eta} \text{ т/хв}; \quad (3.1)$$

– при зворотному ході виїмкової машини (за ходом руху ланцюга вибійного конвеєра)

$$a'_{\max} = mbv_{\max}\delta_2(1-\psi_n)\gamma_{\eta} \text{ т/хв}; \quad (3.2)$$

де  $v_{\max}$  – максимальна швидкість подачі машини при прямому ході, м/хв;

$v'_{\max}$  – максимальна швидкість подачі виїмкової машини при зворотному ході, м/хв;

$v_{\max} = v'_{\max}$  – для човникової схеми (при зворотному ході здійснюється виїмка);

$v'_{\max} = 0,85 v_{\max..м}$  – коли при зворотному ході здійснюється зачищення;

$\delta_1$  і  $\delta_2$  – розрахункові коефіцієнти:

$$\delta_1 = \frac{v_{\kappa}}{v_{\kappa} + v'_{\max}};$$

$$\delta_1 = \frac{v_k}{v_k - v'_{\max}}$$

$v_k$  – швидкість руху ланцюга вибійного конвеєра, м/хв;

$\psi_n$  – коефіцієнт навантаження, що залежить від схеми роботи виїмкової машини, приймається  $\psi_n = 1$  – для формули (3.1) і  $\psi_n = 0$  – для (3.2), під час роботи виїмкової машини за човниковою схемою;  $\psi_n = 1$  – для (3.1) і (3.2) – під час роботи лави за однобічною схемою без зачищення (з повним навантаженням при прямому ході);  $\psi_n$  – обирається за довідниками при однобічній схемі із зачищенням (залежно від кута падіння пласту, його потужності і схеми відпрацьовування).  $\psi_n = \frac{m_1}{m}$  в формулі (3.1) і  $\psi_n = 1 - \frac{m_1}{m}$  у формулі (3.2) під час роботи комбайна за уступною схемою,  $m_1$  – частина робочої потужності пласту, що виймається під час прямого ходу.

Найбільше зі знайдених за формулами (3.1) і (3.2) значення  $a'_{\max}$  і  $a''_{\max}$  порівнюється з максимальною хвилинною продуктивністю вибійного конвеєра –  $a_{з.к.}$

Як максимальний хвилинний вантажопотік  $a_{l(\max)}$ , що надходить із одного очисного вибою, варто приймати:

$$a_{l(\max)} = a'_{(\max)} \text{ (або } a''_{\max} \text{), якщо } a'_{\max} \text{ (або } a''_{\max} \text{)} < a_{з.к.}$$

$$a_{l(\max)} = a_{з.к.}, \text{ якщо } a'_{\max} \text{ (або } a''_{\max} \text{)} \geq a_{з.к.}$$

Значення максимального сумарного хвилинного вантажопотоку за час надходження на збірну транспортну систему від декількох очисних вибоїв визначається за формулою:

$$a_{l(\max)} = \sum_{i=1}^n a_{l(n)} + n_{\delta} \sqrt{\sum_{i=1}^n \sigma_i^2},$$

де  $\sigma_i$  – середньоквадратичне відхилення значень хвилинних вантажопотоків за час надходження для кожного із сумарних очисних вибоїв.

$$\sigma = \frac{a_{l(\max)} - a_{l(n)}}{2,33}, \text{ Т/хв;}$$

$n_{\sigma}$  – імовірнісний параметр, що враховує спільність надходження максимальних вантажопотоків з очисних вибоїв (див. табл. 3.1).

Таблиця 3.1.

| Число вибоїв | 2   | 3    | 4   | 5   | 6   | 7    | 8 |
|--------------|-----|------|-----|-----|-----|------|---|
| $n_{\sigma}$ | 2,4 | 2,15 | 1,9 | 1,7 | 1,5 | 1,25 | 1 |

### Приклад.

На шахті «Красноармійська-Західна № 1» в 3 північній лаві блоку 5 використовується комплекс «Глинник», до складу якого входить комбайн 2ГШ68Б і конвеєр СП202. Вихідними даними для розрахунку є:

$L_{ог} = 200$  м – довжина очисного вибою;

$m = 1,3$  м – потужність пласта, що виймається;

$A_{зм} = 428$  т/змінa – змінний обсяг видобутку;

$N = 2$  - число робочих циклів за зміну;

$T_{зм} = 6$  годин – тривалість видобувної зміни;

$\beta = 6^{\circ}$  – кут падіння пласта;

$b = 0,63$  м – ширина захвату виконавчого органу комбайна;

$\gamma_{\text{ц}} = 1,35$  т/м<sup>3</sup> – щільність вугілля в ціліні;

Схема роботи виїмкової машини – одnobічна із зачищенням.

$v_{\text{max},m} = 5$  м/хв – максимальна швидкість подачі виїмкової машини;

$v_{\text{max}} = 1,5$  м/хв – максимальна швидкість подачі виїмкової машини під час виїмки вугілля;

$a_{з.к.} = 8,9$  т/хв – продуктивність вибійного конвеєра.

Розрахунок середнього хвилинного вантажопотоку з одного очисного вибою.

$$a_1 = \frac{A_{зм}}{60T_{зм} k_n} \text{ т/хв.},$$

де  $k_n$  – коефіцієнт часу надходження від одного очисного вибою на транспортну систему, що обирають залежно від прийнятої схеми роботи виїмкової машини.

При одnobічній схемі роботи очисного комбайна

$$k_n = \frac{t_{\sigma} + t_{\text{з}}}{60T_{зм}},$$

де  $t_e = 215$  хв. – тривалість роботи виїмкової машини для виїмки вугілля протягом зміни (береться із планограми робіт);

$t_3$  – тривалість зачищення очисного вибою під час зворотного руху машини протягом зміни, хв.

Значення  $t_3$  визначають за залежністю

$$t_3 = \frac{L_{ог} \cdot N}{0,85 \cdot v_{\max..м}};$$

$$t_3 = \frac{200 \cdot 2}{0,85 \cdot 5} = 94 \text{ хв.};$$

$$k_n = \frac{215 + 94}{60 \cdot 6} = 0,86.$$

Тоді для 3-ї північної лави

$$a_1 = \frac{428}{60 \cdot 6 \cdot 0,86} = 1,38 \text{ т/хв.}$$

Розрахунок максимального хвилинного вантажопотоку з одного очисного вибою.

$v'_{\max} = 0,85 v_{\max..м} = 4,25$  м/хв. - максимальна швидкість подачі виїмкової машини під час зачищення очисного вибою;

$v_k = 75$  м/хв. – швидкість руху ланцюга скребкового конвеєра СП202, що прийнятий до роботи в комплексі;

$\psi_n = 0,45$  – коефіцієнт навантаження, що залежить від схеми роботи виїмкової машини.

$$\delta_1 = \frac{75}{75 + 15} = 0,98;$$

$$\delta_1 = \frac{75}{75 - 4,25} = 1,06.$$

Під час прямого руху виїмкової машини

$$a'_{(\max)} = 1,3 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 0,98 \cdot 0,45 \cdot 1,35 = 0,73 \text{ т/хв.}$$

Під час зворотного руху

$$a''_{(\max)} = 1,3 \cdot 0,63 \cdot 4,25 \cdot 0,98 \cdot (1 - 0,45) \cdot 1,35 = 2 / 53 \text{ т/хв.}$$

Найбільше зі знайдених значень  $a'_{(\max)}$  і  $a''_{(\max)}$  порівнюємо з максимальною хвилинною продуктивністю вибійного конвеєра (для СП202 у нашому випадку  $a_{3,к} = 8,9$  т/хв).

Для подальшого розрахунку приймаємо  $a_{1(\max)} = 2,53$  т/хв.

## 3.2. ВАНТАЖОПОТОКИ З ПІДГОТОВЧИХ ВИБОЇВ

Розрахунок вантажопотоків з підготовчих вибоїв проводиться залежно від засобу транспорту – конвеєрного або локомотивного. Тому розглянемо два випадки.

### 3.2.1. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв під час проектування конвеєрного транспорту

Для практичних розрахунків досить урахувувати середньозмінні хвилинні вантажопотоки за періоди роботи прохідницького устаткування, що здійснює навантаження вугілля або породи на загальношахтну конвеєрну систему.

Середнє значення вантажопотоку за машинний час із підготовчого вибою, оснащеного комбайном або навантажувальною машиною

$$u_1 = \frac{SL_n \gamma_u}{60t_p} \text{ т/хв.},$$

де  $S$  – перетин виробки в проходці,  $\text{м}^2$ . У загальному випадку

$$S = S_{\text{пор}} + S_{\text{вуг}},$$

$S_{\text{пор}}$  – перетин виробки щодо породи,  $\text{м}^2$ ;

$S_{\text{вуг}}$  – перетин виробки щодо вугілля,  $\text{м}^2$ ;

$L_n$  – середньозмінний темп проходки, м.

Рекомендується приймати під час проведення дільничних виробок

$$L_n = (1,2 \dots 1,3) L_6,$$

де  $L_6$  – середньозмінний темп просування очисного вибою, м;

$\gamma_u$  – щільність вугілля, породи або гірничої маси в масиві,  $\text{т/м}^3$ ;

$t_p$  – час роботи комбайна або навантажувальної машини щодо навантаження протягом зміни, годин (береться із плану грами робіт у прохідницькому вибої).

Під час надходження на конвеєр вантажопотоків із двох і більше підготовчих вибоїв величина сумарного вантажопотоку (т/хв) може бути визначена за формулою:

$$u_{1\Sigma} = z \sum_{i=1}^n u_{1i}.$$

Коефіцієнт  $z$  приймається з таблиці 3.2:

Таблиця 3.2.

| Кількість вибоїв | 2    | 3    | 4    |
|------------------|------|------|------|
| $z$              | 0,95 | 0,85 | 0,75 |

### Приклад.

Вантажопотоки з підготовчих вибоїв.

Розглянемо розрахунок вантажопотоку під час проходки 4-го північного конвеєрного штреку блоку 5 на шахті «Красноармійська-Західна №1».

Вибій оснащений прохідницьким комбайном 4ПП2М.

Середнє значення вантажопотоку із прохідницького вибою:

$$u_1 = \frac{SL_n \gamma_u}{60 t_p},$$

де  $S$  – перетин виробки,  $S=11,2 \text{ м}^2$ ;

$L_n$  – середній змінний темп проходки,  $L_n=5 \text{ м}$ ;

$t_p$  – час роботи комбайна щодо навантаження протягом зміни,  $t_p=4,2$  години.

$$u_1 = \frac{11,2 \cdot 5 \cdot 2}{60 \cdot 4,2} = 0,44 \text{ т/хв.}$$

Змінний вантажопотік з підготовчого вибою

$$u_{\text{зм1}} = SL_n \gamma_u = 11,2 \cdot 5 \cdot 2 = 112 \text{ т/зміна.}$$

Під час визначення обсягів допоміжних вантажопотоків використовуємо статистичні дані Донецького вугільного басейну, згідно з яким для очисних вибоїв приймається допоміжний

вантажопотік у розмірі 20% від основного, а для підготовчих вибоїв – у розмірі 8%.

Загальний змінний вантажопотік з діючого очисного вибою становить 428 т/зміна. Звідси допоміжний вантажопотік

$$A_{d.o} = 428 \cdot 0,2 = 86 \text{ т/зміна.}$$

Загальний змінний вантажопотік з підготовчого вибою становить 112 т/зміна. Тоді допоміжний вантажопотік

$$A_{d.n} = 112 \cdot 0,08 = 9 \text{ т/зміна.}$$

Загальний допоміжний вантажопотік становить

$$A_o = A_{d.o} + A_{d.n} = 86 + 9 = 95 \text{ т/зміна.}$$

Отримані показники, які вміщують попередній приклад розрахунку вантажопотоків з очисного вибою, у відповідності до схеми гірничих виробок блоку №5 (рис. 2.25), зводимо в таблицю 3.3.

Таблиця 3.3.

| Виробка              | $a_{1(n)}$ ,<br>т/хв. | $a_{1(\max)}$ ,<br>т/хв. | $A_{зм}$ ,<br>т/зміна | $A_{доп}$ ,<br>т/зміна |
|----------------------|-----------------------|--------------------------|-----------------------|------------------------|
| 4 півден. кон. штрек | 0,44                  | —                        | 112                   | 9                      |
| 4 північ. кон. штрек | 0,44                  | —                        | 112                   | 9                      |
| 3 північна лава      | 1,38                  | 2,53                     | 428                   | 86                     |
| 3 південна лава      | 1,38                  | 2,53                     | 428                   | 86                     |
| Ухил блоку №5        | 3,64                  | 5,06                     | 1080                  | 190                    |

### 3.2.2. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв під час проектування локомотивного транспорту

У цьому випадку необхідно мати максимальні значення змінних вантажопотоків, що надходять на відкаточний горизонт або на відособлені відкаточні виробки від кожного навантажувального пункту.

Ці дані на діючих шахтах можна одержати шляхом спостережень, або визначати розрахунковим шляхом

$$U_{cp.зм} = SL_n \gamma_n, \text{ т/зміна,}$$

а максимальний змінний вантажопотік:

$$U_{зм. \max} = U_{cp.зм} k_n, \text{ т/зміна,}$$

де  $k_n$  – коефіцієнт нерівномірності надходження вантажопотоку (у розрахунках приймається збільшено і становить  $k_n=2,5...4,5$ )

### **Приклад.**

На шахті ім. О.Г.Стаханова під час проходки квершлагу пласта  $k_5$  використовується породонавантажувальна машина 2ПНБ2, транспортування гірничої маси здійснюється локомотивним відкочуванням. Зробимо розрахунок вантажопотоку з даної виробки.

Вихідні дані:

$S = 16,2 \text{ м}^2$  – перетин виробки;

$L_n = 2 \text{ м}$  – середньозмінний темп проходки;

$\gamma_{г} = 2,5 \text{ т/м}^3$  – щільність гірничої маси в масиві.

Середньозмінний вантажопотік, що повинен надходити на навантажувальний пункт із підготовчих вибоїв

$$U_{\text{ср.зм.}} = 16,2 \cdot 2 \cdot 2,5 = 85,5 \text{ т/зміна.}$$

Максимальний змінний вантажопотік (приймаємо  $k_n = 2,5$ )

$$U_{\text{зм.мах}} = 85,5 \cdot 2,5 = 213,8 \text{ т/зміна.}$$

### **3.3. ВАНТАЖОПОТОКИ ДОПОМІЖНИХ МАТЕРІАЛІВ**

Вантажопотік допоміжних матеріалів містить у собі кріпильні матеріали, устаткування, мастильні і вибухові речовини.

Встановлюються кількісні характеристики даного виду вантажопотоків збільшено, залежно від інтенсивності ведення гірничих робіт. Згідно з статистичними даними шахт Донбасу орієнтовно можна приймати (для малопотужних пластів):

- для очисних вибоїв – 20% від основного вантажопотоку;
- для підготовчих вибоїв – 8% від основного вантажопотоку.

### **3.4. ПАСАЖИРСЬКІ ПЕРЕВЕЗЕННЯ**

Кількісні характеристики пасажирських перевезень приймаються виходячи із чисельності трудящих під час розміщення їх за робочими місцями відповідно до діючих нормативів пере-

везень. Задля розрахунку приймається найбільш завантажена зміна.

Як приклад, розглянемо організацію робіт у лаві в ремонтно-підготовчу зміну на викидонебезпечних пластах потужністю 1,5 - 2 м (див. таблицю 3.4).

Таблиця 3.4.

| № з/п | Найменування устаткування і процесів                                              | Чисельність працівників |                | Усього в зміну |
|-------|-----------------------------------------------------------------------------------|-------------------------|----------------|----------------|
|       |                                                                                   | ГРОЗ                    | електро-слюсар |                |
| 1.    | Огляд і ремонт комбайна                                                           | 2                       | 1              | 3              |
| 2.    | Огляд і ремонт механічного кріплення                                              | 4                       | -              | 4              |
| 3.    | Огляд і ремонт конвеєра                                                           | 3                       | -              | 3              |
| 4.    | Огляд і ремонт електропривода і редуктора                                         | -                       | 2              | 2              |
| 5.    | Огляд і ремонт електропоїзда                                                      | -                       | 5              | 5              |
| 6.    | Погашення виробок                                                                 | 2                       | -              | 2              |
| 7.    | Нагнітання води в пласт                                                           | 2                       | -              | 2              |
| 8.    | Скорочення конвеєра на штреку                                                     | 2                       | -              | 2              |
| 9.    | Огляд і ремонт стрічкових конвеєрів на штреку, лебідки, монорейкової дороги і ін. | 3                       | 3              | 6              |
|       | УСЬОГО                                                                            | 18                      | 11             | 29             |

На пластах меншої потужності кількість людей зменшується до 23-25 чоловік. У добувну зміну зменшується кількість електрослюсарів, за рахунок чого число працівників на ділянці становить 20-23 чоловіка.

Організація робіт у ремонтно-підготовчу зміну в підготовчому вибої (див. таблицю 3.5).

Під час проектування, наприклад, двох лав і двох підготовчих вибоїв пасажирські перевезення будуть відповідно становити:

$$N_{\text{люд}} = 2N_{\text{л}} + 2N_{\text{пв}},$$

де  $N_{\text{л}}$  – кількість працівників лави, чол.,  $N_{\text{л}} = 29$  чол.;

$N_{\text{пв}}$  – кількість працівників підготовчого вибою, чол.,  $N_{\text{пв}} = 19$  чол.

$$N_{\text{люд}} = 2 \cdot 29 + 2 \cdot 19 = 96 \text{ чол.}$$

Таблиця 3.5.

| № з/п | Найменування встаткування і процесів                                    | Чисельність робітників |                  |        |
|-------|-------------------------------------------------------------------------|------------------------|------------------|--------|
|       |                                                                         | Прохідників            | Електро-слюсарів | Усього |
| 1.    | Огляд і ремонт комбайна                                                 | 2                      | 1                | 3      |
| 2.    | Огляд і ремонт конвеєра                                                 | 3                      | -                | 3      |
| 3.    | Огляд і ремонт електропривода і редуктора                               | -                      | 3                | 3      |
| 4.    | Нарощування конвеєра                                                    | 2                      | -                | 2      |
| 5.    | Прогноз                                                                 | 2                      | -                | 2      |
| 6.    | Огляд і ремонт стрічкових конвеєрів, монорейкової дороги, лебідки і ін. | 3                      | 3                | 6      |
|       | УСЬОГО                                                                  | 12                     | 7                | 19     |

### 3.5. ЗВЕДЕНІ КІЛЬКІСНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВАНТАЖОПОТОКІВ ДЛЯ ПРОЕКТОВАНОЇ СХЕМИ ТРАНСПОРТУ

Дані, отримані під час розрахунків вантажопотоків, що надходять із очисних і підготовчих вибоїв, допоміжних вантажопотоків, пасажирських перевезень, а також вантажопотоки, що надходять на збірні транспортні системи, зводяться в таблицю 3.6.

Таблиця 3.6.

| № з/п | Найменування виробки | Довжина, м | Вид вантажу | Вантажопотік    |                    |                  |
|-------|----------------------|------------|-------------|-----------------|--------------------|------------------|
|       |                      |            |             | хвилинний, т/хв | годинний, т/година | змінний, т/зміна |
| 1     | 2                    | 3          | 4           | 5               | 6                  | 7                |

У дану таблицю входять усі виробки, якими транспортується вантажопотік основних, допоміжних вантажів і пасажирські перевезення від проєктованих очисних і підготовчих вибоїв до пристовбурного двору.

#### Приклад.

Розглянемо приклад заповнення зведеної таблиці вантажопотоків (див. таблицю 3.7).

Таблиця 3.7.

| №<br>з/п | Найменування<br>виробок                 | Довжина, м | Вид вантажу                            | Вантажопотік              |                             |                              |
|----------|-----------------------------------------|------------|----------------------------------------|---------------------------|-----------------------------|------------------------------|
|          |                                         |            |                                        | хвилинний,<br>т/хв.       | годинний,<br>т/година       | змінний,<br>т/зміна.         |
| 1.       | 1 півден. бортова<br>виробка            | 700 м      | гірничача<br>маса<br>матеріали<br>люди | 0,239<br>0,019<br>19 чол. | 14,34<br>1,15<br>19 чол.    | 86,04<br>6,9<br>19 чол.      |
| 2.       | 2 півден. бортова<br>виробка            | 1300 м     | вугілля<br>матеріали<br>люди           | 8,5<br>0,34<br>29 чол.    | 510<br>20,4<br>29 чол.      | 3060<br>222,4<br>29 чол.     |
| 3.       | 3 півден. бортова<br>виробка            | 1300 м     | матеріали                              | 1,36                      | 81,6                        | 489,6                        |
| 4.       | 4 півден. бортова<br>виробка            | 750 м      | гірничача<br>маса<br>матеріали<br>люди | 0,25<br>0,02<br>19 чол.   | 15<br>1,2<br>19 чол.        | 90<br>7,2<br>19 чол.         |
| 5.       | 5 півден. бортова<br>виробка            | 1300 м     | вугілля<br>матеріали<br>люди           | 3,44<br>0,138<br>29 чол.  | 206,4<br>8,26<br>29 чол.    | 1238,4<br>49,53<br>29 чол.   |
| 6.       | 6 півден. бортова<br>виробка            | 1300 м     | матеріали                              | 0,550                     | 33,02                       | 198,14                       |
| 7.       | Південний польовий<br>відкаточний штрек | 3000 м     | матеріали<br>гірничача<br>маса<br>люди | 2,427<br>12,43<br>96 чол. | 145,63<br>745,74<br>96 чол. | 973,78<br>4474,44<br>96 чол. |

## ГЛАВА 4

### ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ТРАНСПОРТНИХ ЗАСОБІВ ДЛЯ ПЕРЕМІЩЕННЯ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

Як вже відзначалося вище, як види транспорту основного вантажопотоку необхідно передбачати конвеєрний або локомотивний транспорт, а за умов рівнозначних або близьких за своїми значеннями показників варто віддавати перевагу конвеєрному як найбільш перспективному, продуктивному і економічно доцільному виду транспорту.

Як засоби транспорту основного вантажопотоку необхідно застосовувати:

- потужні стрічкові конвеєри, параметри яких забезпечують можливість приймання на несучий орган максимальних хвилинних вантажопотоків і нормальний режим роботи привода і стрічки;
- телескопічні конвеєри під лавами разом з насувними перевантажувачами для забезпечення швидкого і нетрудомісткого укорочування конвеєра слідом за посуванням очисного вибою;
- дволанцюгові скребкові конвеєри – у просіках, печах, збійках довжиною 100...150 м.

Одним з основних показників, що характеризують можливість роботи даного конвеєра при даних кількісних характеристиках вантажопотоку, є параметр «хвилинна приймальна здатність».

#### 4.1. ВИБІР КОНВЕЄРІВ ЗА ПРИЙМАЛЬНОЮ ЗДАТНІСТЮ

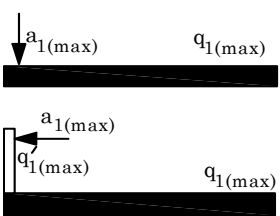
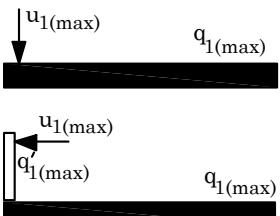
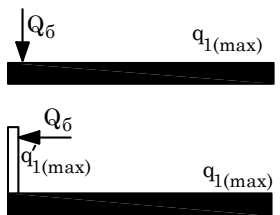
Вихідними даними є:

- $a_{1(n)}$  і  $a_{1(max)}$  – характеристики хвилинних вантажопотоків, що надходять із кожного очисного вибою на даний конвеєр (середній і максимальний);
- $u_1$  – середній хвилинний вантажопотік, що надходить із одного підготовчого вибою на даний конвеєр.

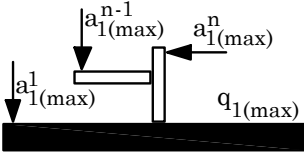
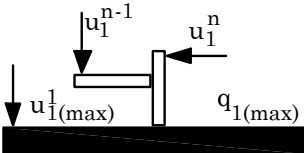
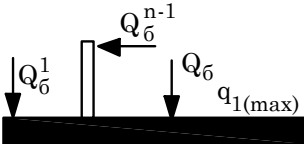
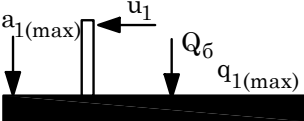
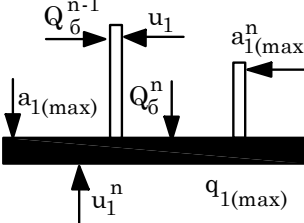
Для визначення максимальних хвилинних вантажопотоків, що надходять на конвеєр, розглянемо характерні схеми заванта-

ження конвеєрів і аналітичні залежності для визначення максимальних хвилинних вантажопотоків на конвеєрах у вигляді таблиці (див. табл. 4.1).

Таблиця 4.1.

| Джерело надходження вантажопотоку                                           | Характерна схема надходження вантажопотоків на конвеєр                              | Аналітична залежність для визначення максимального хвилинного вантажопотоку на конвеєр, $q_{1(max), T/xв}$ |
|-----------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 1                                                                           | 2                                                                                   | 3                                                                                                          |
| З одного очисного вибою                                                     |    | $q_{1(max)} = a_{1(max)}$<br><br>$q_{1(max)} = q'_{1(max)} = a_{1(max)}$                                   |
| З одного підготовчого вибою                                                 |   | $q_{1(max)} = a_{1(max)}$<br><br>$q_{1(max)} = q'_{1(max)} = a_{1(max)}$                                   |
| З одного бункера (незалежно від джерела надходження вантажопотоку в бункер) |  | $q_{1(max)} = Q_{б}$<br><br>$q_{1(max)} = q'_{1(max)} = Q_{б}$                                             |

Продовження табл. 4.1

| 1                                                                                     | 2                                                                                   | 3                                                           |
|---------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------|
| Із двох і більше очисних вибоїв                                                       |    | $q_{1(max)} = a_{1(max)} \Sigma$                            |
| Із двох і більше підготовчих вибоїв                                                   |    | $q_{1(max)} = z \sum_1^n u_1$                               |
| Із двох і більше бункерів (незалежно від джерела надходження вантажопотоку в бункери) |    | $q_{1(max)} = z \sum_1^n Q_6$                               |
| З одного очисного, одного підготовчого вибою і з бункера.                             |  | $q_{1(max)} = a_{1(max)} + Q_6 + u_1$                       |
| Із двох і більше очисних і підготовчих вибоїв і з бункерів (загальний випадок)        |  | $q_{1(max)} = a_{1(max)}_z + z \sum_1^n u_1 + \sum_1^n Q_6$ |

У таблиці 4.1 позначені:

$q_{1(\max)}$  – обумовлений максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєрі, т/хв;

$q'_{1(\max)}$  – максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєрі, що подає вантажопотік у бункер або на конвеєр, що розраховується, т/хв;

$Q_{\bar{o}}$  – продуктивність розвантаження бункера, т/хв.

Обов'язковою вимогою правильного вибору конвеєра за технічним параметром «хвилинна приймальна здатність» є дотримання умови:

$$\gamma Q_{\kappa.\text{np}} \geq q_{1(\max)},$$

де  $Q_{\kappa.\text{np}}$  – хвилинна приймальна здатність конвеєра, м<sup>3</sup>/хв;

$\gamma$  – насипна щільність, т/м<sup>3</sup>,

або

$$Q_{\kappa.\text{np}} \geq \frac{q_{1(\max)}}{\gamma} \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Знаючи  $Q_{\kappa.\text{np}}$ , згідно з таблицею (додаток 1), обираємо технічні параметри конвеєра, необхідного для даних умов:

$B$  – ширину стрічки, м;

$v_{\kappa}$  – швидкість стрічки, м/с,

причому  $Q_{\kappa.\text{np}}$  приймаємо найближче і найбільше, ніж величина

$$\frac{q_{1(\max)}}{\gamma}.$$

В окремих випадках (з економічних міркувань, внаслідок відсутності необхідного типу конвеєра або відсутності можливості заміни конвеєра під час підвищення максимального хвилинного вантажопотоку) можливе застосування конвеєрів з меншою прийнятною здатністю. Однак, у цьому випадку для запобігання просипу вантажу необхідно застосовувати бункер, що усереднює, продуктивність якого  $Q_{\bar{o}(\text{yc})}$ :

$$Q_{\bar{o}(\text{yc})} \leq \gamma Q_{\kappa.\text{np}}.$$

#### 4.2. ВИБІР КОНВЕЄРІВ ЗА ПРИПУСТИМОЮ ТЕХНІЧНОЮ ПРОДУКТИВНІСТЮ І ДОВЖИНОЮ

За умов конвеєризації транспортування основного вантажопотоку даний пункт є другою необхідною умовою обґрунтування застосування типу конвеєра і установлення припустимої (за потужністю привода, міцністю стрічки і інших конструктивних параметрів) його довжини для конкретних гірничотехнічних умов роботи у випадку найбільшого завантаження несучого полотна вугіллям, що надходить із очисних і підготовчих вибоїв у найбільш продуктивні періоди їхньої роботи.

Вибір конвеєра за припустимою продуктивністю або довжиною виконується після визначення очікуваного експлуатаційного навантаження на конвеєрі  $Q_e$  або  $Q_{e(np)}$ .

При цьому використовуються технічні характеристики, які складаються заводами виготовлювачами для кожного типорозміру конвеєра, що випускається. Ці характеристики, які часто подаються у вигляді графіка, відображають взаємозв'язок трьох змінних технічних параметрів:

- продуктивність конвеєра –  $Q_k$ ;
- довжину конвеєра –  $L_k$ ;
- кут нахилу конвеєра –  $\beta$ .

Графіки технічних характеристик конвеєрів наведені в додатку 3, тому що кут нахилу конвеєра, призначеного для установки в конкретній виробці, стає постійним параметром (із змінним профілем нахилу виробки вибір конвеєра повинен проводитися за середнім кутом нахилу розглянутої ділянки виробки), то під час вибору конвеєра є можливість варіювати тільки двома взаємозалежними параметрами: продуктивністю і довжиною.

Однією з основних умов нормальної (без перевантаження) експлуатації конвеєра є дотримання спільної вимоги:

$$Q_{k(np)} \geq Q_e \text{ і } L_{k(np)} \geq L_e,$$

де  $Q_{k(np)}$  – припустима технічна продуктивність конвеєра довжиною  $L_{k(np)}$ , т/година. Визначається за технічною характеристикою конвеєра;

$Q_e$  – експлуатаційне навантаження на конвеєр, т/година. Визначається за методикою, що буде викладена нижче;

$L_{\kappa(np)}$  – припустима довжина конвеєра із продуктивністю  $Q_{\kappa(np)}$ , м. Визначається за технічною характеристикою конвеєра;

$L_v$  – довжина виробки або окремої ділянки виробки, на яких пропонується установка конвеєра, м.

Під час проектування нових конвеєрних ліній, коли попередній вибір типу конвеєра зроблений раніше за параметром «приймальна здатність» (див. розділ 4.1), завданням даного етапу є порівняння попереднє прийнятої довжини конвеєра з його припустимою довжиною із встановленим значенням експлуатаційного навантаження, тобто за умови, що  $Q_{\kappa(np)} = Q_e$ .

Визначення припустимої довжини конвеєра проводиться за заводськими характеристиками даного типу конвеєра.

На графіку характеристики знаходиться крива з технічною продуктивністю, що дорівнює експлуатаційному навантаженню ( $Q_e$ ), і за цією кривою відповідно до кута нахилу виробки ( $\beta$ ) установлюється припустима довжина ( $L_{\kappa(np)}$ ). Якщо заводські характеристики не мають кривої, що збігається зі значенням  $Q_e$ , припустима довжина знаходиться інтерполяцією за близькими даними.

Встановлена припустима довжина порівнюється із прийнятим раніше значенням  $L_v$  (вважаємо, що спочатку конвеєр установлений на усій довжині виробки). Конвеєри, у яких дотримується умова  $L_{\kappa(np)} \geq L_v$  можуть бути прийняті до установки. Якщо  $L_{\kappa(np)} \leq L_v$ , то необхідно прийняти одне із трьох можливих рішень:

- прийняти до установки інший, потужніший конвеєр;
- скоротити спочатку прийняту довжину конвеєра  $L_{\kappa} = L_v$  за рахунок послідовної установки у виробці декількох конвеєрів;
- зменшити експлуатаційне навантаження за рахунок глибокого усереднення вантажопотоку в бункері.

Вибір варіанту рішення залежить від технічної можливості його реалізації. За відсутністю технічних перешкод варто

приймати економічно оптимальне рішення, визначене в результаті економічного порівняння варіантів.

Для того, щоб вибрати конвеєр за припустимою технічною продуктивністю і довжиною, потрібно знати експлуатаційне навантаження на конвеєр.

Вихідними даними для визначення  $Q_e$  або  $Q_{e(прив)}$  є:

- характеристики вантажопотоків, що надходять на конвеєр від очисних і підготовчих вибоїв із бункерів;
- кількість вантажопотоків, що надходять, і розташування місць їхнього надходження за довжиною конвеєра;
- довжина конвеєра  $L_k$  або виробки (ділянки)  $L_e$ , у якій передбачається встановити конвеєр.

Визначення експлуатаційного навантаження на конвеєр ( $Q_e$ ) може здійснюватися декількома способами: при нерівномірних вантажопотоках, без урахування нерівномірності вантажопотоку і під час розвантаження конвеєра у двох і більше точках за довжиною.

#### **4.2.1. Визначення експлуатаційного навантаження, створюваного нерівномірними вантажопотоками**

Такі вантажопотоки створюються в очисних і підготовчих вибоях. Вони не схильні до перетворення в проміжних бункерах (безбункерний ланцюжок конвеєрів).

Розрахунок провадиться з урахуванням фактичної або розрахункової нерівномірності вантажопотоків.

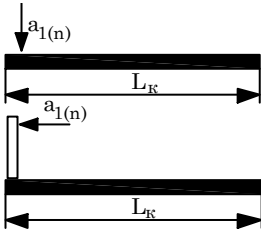
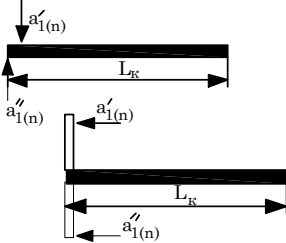
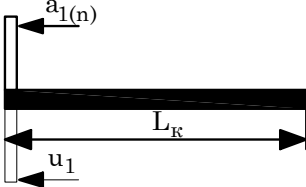
Приклади таких видів завантаження і аналітичних залежностей для визначення наведені в таблиці 4.2.

У таблиці 4.2 позначені:

$K_{t_{(lk)}}$  – розрахунковий коефіцієнт навантаження, що враховує нерівномірність вантажопотоку за час проходження вантажу за всією довжиною конвеєра ( $L_k$ ).

Він приймається за таблицею, наведеною в додатку 1, залежно від хвилинного коефіцієнта нерівномірності вантажопотоку ( $K_1$ ), кількості очисних вибоїв, що подають вантаж на конвеєр і часу проходження вантажу конвеєром ( $t_k$ ).

Таблиця 4.2.

| Джерела надходження вантажопотоків на конвеєр                       | Характерні схеми надходження вантажопотоку на конвеєр                               | Аналітичні залежності для визначення експлуатаційного навантаження конвеєра |
|---------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------|
| З одного очисного вибою безпосередньо або з попереднього конвеєра   |    | $Q_e = 60a_{1(n)}K_{t(L_K)}$                                                |
| Із двох очисних вибоїв безпосередньо або з попереднього конвеєра    |    | $Q_e = 60(a'_{1(n)} + a''_{1(n)}) \times K_{t(L_K)}$                        |
| З одного очисного вибою і з одного підготовчого вибою безпосередньо |  | $Q_e = 60(a_{1(n)}K_{t(L_K)} + u_1)$                                        |

Значення  $K_1$  установлюється для випадків надходження вантажів:

- з одного очисного вибою:

$$K_1 = \frac{a_{1(\max)}}{a_{1(n)}},$$

- двох або більше очисних вибоїв:

$$K_1 = \frac{a_{1(\max)\Sigma}}{\sum_1^n a_{1(n)}}.$$

Значення  $t_k$  для повної довжини конвеєра  $L_k$  визначається за формулою:

$$t_k = \frac{L_k}{60v_k}, \text{ хв.}$$

Для випадків, коли вантажопотоки з вибою на конвеєр, що розраховується, надходять через інші конвеєри, вважається, що вантажопотоки надходять безпосередньо на конвеєр, що розраховується.

#### **4.2.2. Експлуатаційне навантаження на конвеєр, створюване вантажопотоками з підготовчих вибоїв або бункерів**

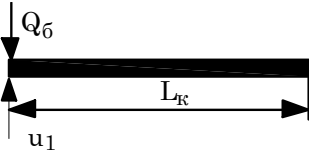
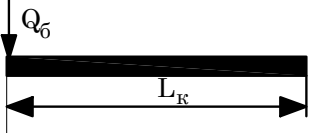
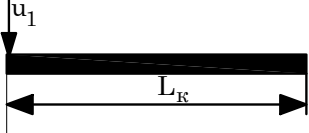
У цьому випадку розрахунок експлуатаційного навантаження ведеться без урахування нерівномірності вантажопотоку.

Схеми завантаження і аналітичних залежностей надані в таблиці 4.3.

У даній таблиці позначені:

$Q_b$  – продуктивність розвантажувального пристрою бункера, т/хв.

Таблиця 4.3.

| Джерела надходження вантажопотоків на конвеєр                                           | Характерні схеми надходження вантажопотоку на конвеєр                             | Аналітичні залежності для визначення експлуатаційного навантаження конвеєра |
|-----------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------|
| З одного підготовчого вибою і з одного бункера безпосередньо або з попередніх конвеєрів |  | $Q_e = 60(Q_{\delta} + u_1)$                                                |
| З одного бункера                                                                        |  | $Q_e = 60Q_{\delta}$                                                        |
| З одного підготовчого вибою                                                             |  | $Q_e = 60 u_1$                                                              |

#### 4.2.3. Експлуатаційне навантаження на конвеєр, завантаження якого здійснюється у двох і більше точках за довжиною

Розрахунок  $Q_e$  проводиться з урахуванням неоднакової кількості вантажопотоків, що транспортуються на різних відрізках ставу конвеєра, а отже і неоднакових навантаженнях на цих відрізках.

Деякі характерні схеми завантаження конвеєрів і аналітичні залежності для визначення експлуатаційного навантаження на конвеєр надані в таблиці 4.4.

Наведене (сумарне) експлуатаційне навантаження на конвеєр подається у вигляді середньозваженої суми часткових експлуатаційних навантажень, створюваних на окремих відрізках конвеєра, наведених до його повної довжини:

$$Q_{e(прив)} = \frac{Q_{e_1} l_1 + Q_{e_2} l_2 + \dots + Q_{e_n} l_n}{L_K}, \text{ т/година,}$$

де  $l_1, l_2, \dots, l_n$  – довжини відрізків конвеєра, на яких діють відповідні часткові значення експлуатаційних навантажень, м;

$Q_{e_1}, Q_{e_2}, \dots, Q_{e_n}$  – часткові значення експлуатаційних навантажень, створюваних на відповідних відрізках ( $l_1, l_2, \dots, l_n$ ) довжини конвеєра, т/година.

Таблиця 4.4.

| Джерела надходження вантажопотоків на конвеєр                                 | Характерні схеми надходження на конвеєр | Аналітичні залежності для визначення експлуатаційного навантаження конвеєра                                                                                                                                                  |
|-------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Від двох і більше очисних вибоїв безпосередньо або з попередніх конвеєрів     |                                         | $Q_{e(прив)} = \frac{Q_{e_1} l_1 + Q_{e_2} l_2 + \dots + Q_{e_n} l_n}{L_K}$ <p>де</p> $Q_{e_1} = 60 a'_{1(n)} K_{t(l_1)}$ $Q_{e_2} = 60 (a'_{1(n)} + a''_{1(n)}) K_{t(l_1)}$ $Q_{e_2} = 60 \sum_{i=1}^n a_{1(n)} K_{t(l_1)}$ |
| Від двох і більше підготовчих вибоїв безпосередньо або з попередніх конвеєрів |                                         | $Q_{e(прив)} = \frac{Q_{e_1} l_1 + Q_{e_2} l_2 + \dots + Q_{e_n} l_n}{L_K}$ <p>де</p> $Q_{e_1} = 60 u_1$ $Q_{e_2} = 60 z (u_1 + u_2)$ $Q_{e_2} = 60 z \sum_{i=1}^n u_i$                                                      |

Визначення часткових значень експлуатаційних навантажень варто робити за методичними вказівками, наведеним для випадку завантаження конвеєра в одній точці. При цьому, визначаючи значення коефіцієнта навантаження

( $K_{t(l_1)}, K_{t(l_2)}, \dots, K_{t(l_n)}$ ), за довжину конвеєра умовно варто приймати довжину відповідного відрізка конвеєра.

У таблиці 4.4 позначено:

- $z$  – розрахунковий коефіцієнт, що враховує кількість підготовчих вибоїв.

### 4.3. ПРИКЛАДИ ВИБОРУ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

#### ***Приклад 1. Вибір конвеєра за фактором «Приймальна здатність»***

Як приклад, розглянемо бремсберговий виступ пласту  $m_2$  шахти «Белицька», де працюють 2 очисних і 2 підготовчих вибої, що мають у зв'язку з однаковими гірничо-геологічними умовами однакові характеристики:

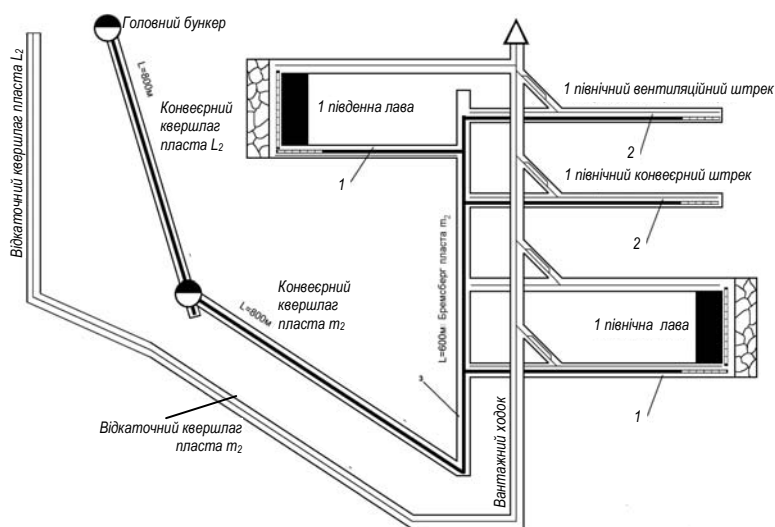
- $a_{1(n)}$  – середній хвилинний вантажопотік, що надходить із кожного очисного вибою,  $a_{1(n)} = 1,08$  т/хв;
- $a_{1(\max)}$  – максимальний хвилинний вантажопотік, що надходить із кожного очисного вибою,  $a_{1(\max)} = 1,69$  т/хв;
- $u_1$  – середній хвилинний вантажопотік, що надходить із одного підготовчого вибою,  $u_1 = 0,11$  т/хв.

Як засіб транспорту основного вантажопотоку, відповідно до рекомендацій, викладених у розділі 2.3, застосовуємо стрічкові конвеєри.

Під лавою, у відкаточному штреку, установлюємо стрічковий конвеєр, що скорочує телескопічний, типу ЛТ, що комплектується скребковим перевантажувачем. Кут нахилу телескопічного конвеєра  $\beta = 0^\circ$ , а довжина транспортування 1200 м.

В 1-му північному вентиляційному і конвеєрному штреку, у яких ведуться прохідницькі роботи, застосовуємо стрічкові конвеєри, що подовжуються телескопічними, типу ЛТП зі скребковими перевантажувачами.

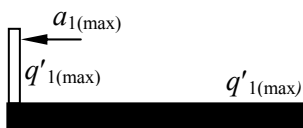
Сумарний вантажопотік надходить на збірний бремсберг, кут нахилу якого  $\beta = 7^\circ$ , а довжина транспортування  $L = 600$  м. На бремсбергу встановлюємо стрічковий конвеєр типу ЛБ. Із бремсберга вантажопотік надходить на конвеєрний квершлаг пласта  $m_2$  з кутом нахилу  $\beta = 0^\circ$  і довжиною  $L = 800$  м, а далі через конвеєрний квершлаг пласта  $l_2$  з кутом нахилу  $\beta = 0^\circ$  і довжиною  $L = 800$  м, у головний бункер. Схема транспорту подана на рис. 4.1.



**Рисунок 4.1** Схема виробок шахти «Белицька»

Схемі завантаження конвеєрів 1 на дільничних виробках очисних вибоїв відповідає схема, наведена на рис. 4.2, тому максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєр буде становити:

$$q_{1(\max)} = a_{1(\max)} = 1,69 \text{ т/хв.}$$



**Рисунок 4.2.** Схема завантаження дільничного конвеєра

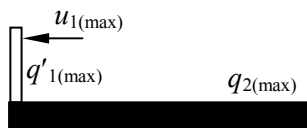
Визначаємо хвилинну приймальну здатність конвеєра:

$$Q_{\kappa.лр} \geq \frac{q_{1(\max)}}{\gamma} \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$Q_{\kappa.лр} \geq \frac{1,69}{0,9} = 1,88 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

За таблицею, знаючи  $Q_{\kappa.лр} = 1,88 \text{ м}^3/\text{хв.}$ , знаходимо необхідну ширину стрічки конвеєра  $B = 0,8 \text{ м}$  і швидкість несучого полотна  $v_{\kappa} = 1,6 \text{ м/с.}$

Схема завантаження конвеєрів 2, установлених у підготовчих вибоях подана на рис. 4.3.



**Рисунок 4.3. Схема завантаження конвеєра, установленого у підготовчому вибої**

Для даної схеми:

$$q_{2(\max)} = u_1 = 0,11 \text{ т/хв.}$$

Хвилинна приймальна здатність конвеєра:

$$Q_{\kappa.лр2} = \frac{q_{1(\max)}}{\gamma}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$  – щільність гірничої маси.

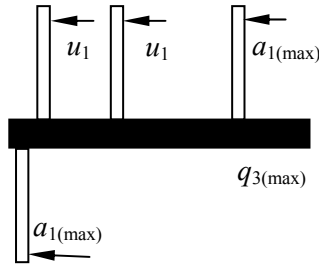
$$Q_{\kappa.лр2} = \frac{0,11}{2} = 0,055 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

За таблицею обираємо напівстаціонарний конвеєр із шириною стрічки  $B = 0,8 \text{ м}$ ; швидкістю  $v_{\kappa} = 1,6 \text{ м/с}$ , кутом нахилу  $\beta = 0^\circ$ .

На конвеєр 3, установлений на бремсбергу, надходить сумарний вантажопотік від двох підготовчих і двох очисних вибоїв. Схема завантаження конвеєра подана на рис.4.4.

Для даної схеми:

$$q_{3(\max)} = a_{1(\max),z} + z(u_1 + u_1) \text{ т/хв.}$$



**Рисунок 4.4. Схема завантаження бремсбергового конвеєра**

$$a_{1(\max)_z} = \sum_{i=1} a_{1(n)_i} + n_{\sigma} \sqrt{\sum \sigma_i^2} = a_{1(n)} + a_{2(n)} + n_{\sigma} \times$$

$$\times \sqrt{\left( \frac{a_{1(\max)} - a_1}{2,33} \right)^2 + \left( \frac{a_{2(\max)} - a_2}{2,33} \right)^2};$$

$$a_{1(\max)_z} = 1,08 + 1,08 + 2,4 \sqrt{\left( \frac{1,69 - 1,08}{2,33} \right)^2 + \left( \frac{1,69 - 1,08}{2,33} \right)^2} = 3,05 \text{ т/хв.}$$

$$u_{\Sigma} = z \sum_{i=1}^u u_i = z(u_1 + u_2);$$

$$u_{\Sigma} = 0,95(0,11 + 0,11) = 0,209 \text{ т/хв.}$$

$$q_{3(\max)} = 3,05 + 0,209 = 3,259 \text{ т/хв.}$$

Хвилинна приймальна здатність конвеєра:

$$Q_{\kappa.np.3} = \frac{q_{3(\max)}}{\gamma}, \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де  $\gamma = 0,9 \text{ т/м}^3$  – щільність гірничої маси.

$$Q_{\kappa.np.3} = \frac{3,259}{0,9} = 3,62 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Обираємо напівстаціонарний конвеєр, з огляду на кут нахилу  $\beta = 7^\circ$ , із шириною стрічки  $B = 0,8 \text{ м}$  і швидкістю  $v_k = 1,6 \text{ м/с}$ .

Конвеєрним квершлагом пласта  $l_2$ , крім вантажопотоку з конвеєрного квершлягу пласта  $m_2$ , надходить додатковий вантажопотік  $Q_{\partial}$ , що обумовлений роботою 2-х лав і 3-х підготовчих

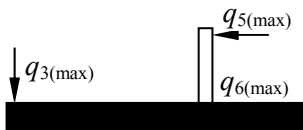
вибоїв. Розрахунок характеристик вантажопотоку  $Q_0$  у дійсному прикладі не розглядається, а наводяться вже готові дані (методика розрахунку  $a_{1(n)}$ ,  $a_{1(\max)}$ ,  $a_{1(\max)_z}$ ,  $q_{1(\max)}$ ,  $u_n$  викладена в главі 3).

$$a_{(n)3} = a_{(n)4} = 2,5 \text{ т/хв}; a_{1(\max)_z} = 6,31 \text{ т/хв};$$

$$a_{\max 3} = a_{\max 4} = 3,4 \text{ т/хв}; u_3 = u_4 = 0,12 \text{ т/хв}; u_5 = 0,18 \text{ т/хв}.$$

**Примітка.** У навчальному проекті, якщо на збірний конвеєр надходить вантажопотік з поля, блоку, крила, для яких схема транспорту не проектується, беруться готові для конкретної шахти величини  $a_{1(n)}$ ,  $a_{1(\max)}$ ,  $u_n$ ,  $a_{1(\max)_z}$  і наводяться без розрахунку, як вихідні дані.

У відповідності до схеми завантаження конвеєра, що розраховується, (див. рис. 4.5)



**Рисунок 4.5. Схема завантаження конвеєра**

$$q_{6(\max)} = q_{5(\max)} + q_{u(\max)},$$

де  $q_{5(\max)}$  – розрахунковий хвилинний вантажопотік, що надходить на конвеєр із пласта  $l_2$

$$q_{5(\max)} = a_{\max \Sigma_2} + z \sum_{i=1}^n u_i = 6,31 + 0,85(0,12 + 0,12 + 0,18) = 6,67 \text{ т/хв}.$$

$q_{u(\max)}$  – розрахунковий хвилинний вантажопотік, що надходить на розглянутий конвеєр із квершлага пласта  $m_2$ , тоді:

$$Q_0 = q_{u(\max)} = 3,32 \text{ т/хв};$$

$$q_{6(\max)} = 6,67 + 3,26 = 9,93 \text{ т/хв}.$$

Необхідна хвилинна приймальна здатність стрічкового конвеєра, установленого у квершлагу пласта  $l_2$

$$Q_{\kappa.пр.6} = \frac{q_{6(\max)}}{\gamma} = \frac{9,93}{0,9} = 11,1 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

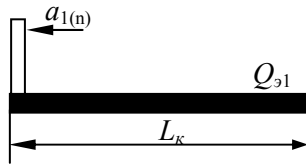
Враховуючи, що кут нахилу розглянутої виробки  $\beta = 0^\circ$ , і конвеєр установлюється стаціонарно, визначаємо за таблицею (додаток 1) ширину і швидкість стрічки конвеєра  $B = 0,8 \text{ м}$ ,  $v_{\kappa} = 2 \text{ м/с}$  (беручи до уваги найближче більше значення  $Q_{\kappa.пр} \geq Q_{\kappa.пр.6}$ ).

## **Приклад 2. Вибір конвеєра за фактором «Припустима продуктивність і довжина»**

1. Визначаємо експлуатаційне навантаження на стрічковий конвеєр 1, установлений у відкаточному штреку (дані для розрахунку узяті з попереднього прикладу). У відповідності до схеми завантаження (див. рис. 4.6)

$$Q_{\text{э1}} = 60 a_{1(n)} K_{t(L_k)},$$

де  $K_{t(L_k)}$  – розрахунковий коефіцієнт навантаження.



**Рисунок 4.6. Схема завантаження конвеєра**

Для визначення  $K_{t(L_k)}$  знаходимо:

- коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку, що надходить на конвеєр  $K_1$ .

Для одного очисного вибою:

$$K_1 = \frac{a_{1(\max)}}{a_1} = \frac{1,69}{1,08} = 1,56;$$

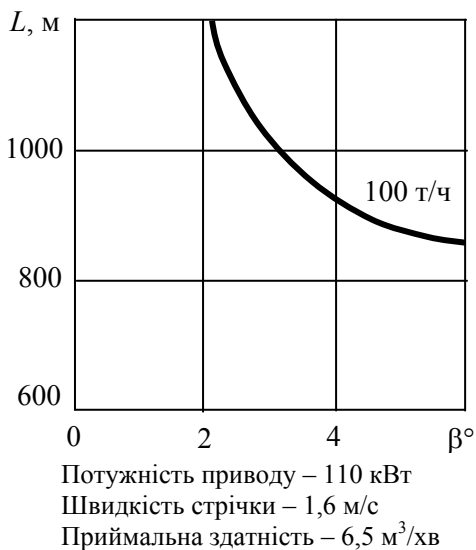
- час проходження вантажу конвеєром 1, причому в першому наближенні вважаємо, що конвеєр установлений на усю довжину виробки  $L_k = L_g = 1200$  м:

$$t_{k_1} = \frac{L_k}{60v_k} = \frac{1200}{60 \cdot 1,6} = 12,5 \text{ хв.}$$

За таблицею додатка 1 знаходимо  $K_{t(L_k)} = 1,29$

$$Q_{e1} = 60 \cdot 1,08 \cdot 1,29 = 83,6 \text{ т/година.}$$

Оскільки конвеєр 1 установлений у конвеєрному штреку лави і вимагає швидкого і нетрудомісткого скорочення по мірі просування очисного вибою, то в цьому випадку доцільно використовувати телескопічний конвеєр ЛТ. З урахуванням того, що кут нахилу виробки  $\beta = 0^\circ$ , ширина стрічки  $B = 0,8$  м і швидкість стрічки  $v_k = 1,6$  м/с (ширина і швидкість руху стрічки були нами визначені раніше за фактором «приймальна здатність»), обираємо конвеєр 2ЛТ80. За графіком технічних характеристик даного типу конвеєра (див. додаток 3) визначаємо максимально можливу довжину конвеєра відповідно до заданих умов експлуатації (див. рис. 5.7), що становить 1200м.



**Рисунок 4.7. Технічна характеристика конвеєра 2ЛТ80**

**Примітка.** У додатку технічна характеристика обмежена довжиною поставки конвеєра  $L_k = 1000$  м. Щоб одержати значення  $L_k = 1200$  м, приблизно добудовуємо графік залежності  $Q=f(\beta, L)$  до потрібної довжини. Крім того, необхідно обговорити з постачальником можливість поставки конвеєра такої довжини за спеціальним замовленням.

Оскільки на схемі відпрацьовування шахтного поля (панелі) дві лави, що мають однакові максимальні і хвилинні вантажопотоки, а також однакові довжини і кути нахилу відкаточних штреків, то під 1-ю південною лавою в штреку також установлюємо конвеєр 2ЛТ80, експлуатаційне навантаження якого  $Q_{e2} = Q_{e1}$ .

2. Визначаємо експлуатаційне навантаження на конвеєр, установлений у підготовчому вибої 2-го північного вентиляційного штреку і 2-го північного капітального штреку (див. рис. 4.8).

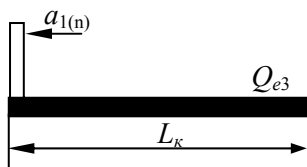


Рисунок 4.8. Схема завантаження конвеєра

Оскільки два підготовчі вибої мають однакові гірничо-геологічні умови і хвилинні вантажопотоки, то  $Q_e$  визначаємо для стрічкового конвеєра, встановленого, наприклад, в 2-му північному вентиляційному штреку, а в 2-му північному відкаточному штреку візьмемо аналогічний конвеєр.

Експлуатаційне навантаження на конвеєр у підготовчому вибої у відповідності зі схемою завантаження (див. рис. 4.8):

$$Q_{e3} = Q_{e4} = 60u_1 = 60 \cdot 0,11 = 6,6 \text{ т/година.}$$

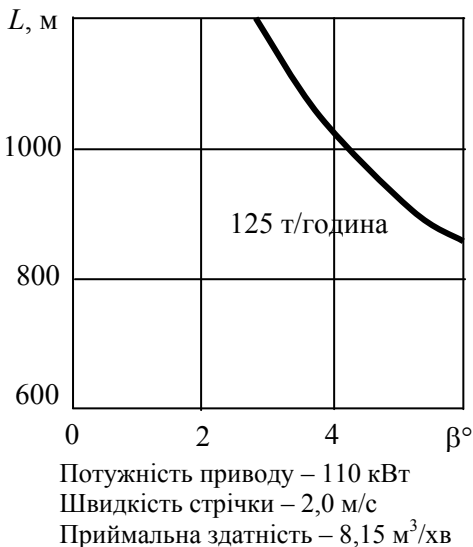
Довжину конвеєра обираємо з урахуванням максимальної довжини – до краю панелі (блоку), за винятком перевантажувача або скребкового конвеєра, якщо вони встановлені, залежно від того, який прохідницький комплекс використовується.

З урахуванням вищесказаного приймаємо  $L_k = L_g = 1200$  м, кут нахилу виробки  $0^\circ$ .

Як транспортний засіб у підготовчих вибоях обираємо стрічковий конвеєр типу ЛТП, оскільки є необхідність у швидкому і нетрудомісткому нарощуванні конвеєра по мірі просування вибою.

Виходячи з технічних характеристик конвеєрів даного типу, з урахуванням ширини і швидкості стрічки, а також гірничо-геологічних умов приймаємо до установки конвеєр 2ЛТП80У, технічна характеристика якого наведена на рис. 4.9.

**Примітка:** прийнятий конвеєр 2ЛТП80У має значний запас за прийнятною здатністю (швидкість стрічки в нього  $v_k=2,0$  м/с), однак цей запас буде мінімальним після проходження конвеєрного штреку і запуску лави в роботу. У цьому випадку у відкаточному штреку можна буде залишити цей же конвеєр і, модернізувавши його, використовувати надалі для транспортування вугілля з вибою, перетворивши в конвеєр типу ЛТ, що працює на скорочення.

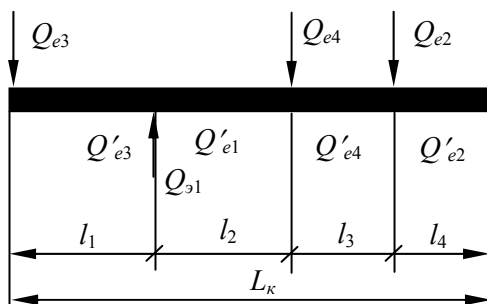


**Рисунок 4.9. Технічна характеристика конвеєра 2ЛТП80У**

Також можливий варіант установки замість одного конвеєра 2ЛТП80У 2-х конвеєрів 1ЛТП80 довжиною 600 м. Однак, у цьому випадку необхідно зробити порівняльний економічний аналіз 2-х варіантів і вибрати найбільш економічний.

3. Визначення експлуатаційного навантаження на бремсберговий конвеєр.

Схема завантаження конвеєра подана на рис. 4.10.



**Рисунок 4.10. Схема завантаження бремсбергового конвеєра**

На цій схемі показані:

$Q'_{e_3} = Q_{e_4}$  – часткові значення експлуатаційних навантажень на конвеєр з боку 2-го північного вентиляційного штреку і 2-го північного конвеєрного штреку;

$Q'_{e_1} = Q_{e_2}$  – часткові значення експлуатаційних навантажень із 1-ї південної і 1-ї північної лав;

$l_1, l_2, l_3, l_4$  – відповідно до довжини ділянок конвеєра, на які діють відповідні експлуатаційні навантаження:  $l_1 = 50$  м;  $l_2 = 120$  м;  $l_3 = 340$  м;  $l_4 = 60$  м.

У відповідності до схеми завантаження конвеєра здійснюється в декількох точках за його довжиною, тому необхідно визначити наведене експлуатаційне навантаження на конвеєр (див. пункт 4.2) за наступною формулою:

$$Q_{e_{5(прив)}} = \frac{Q'_{e_3}l_1 + Q'_{e_1}l_2 + Q'_{e_4}l_3 + Q'_{e_2}l_4}{L_k}, \text{ т/година.}$$

Довжину конвеєра  $L_k$  у першому наближенні приймаємо рівній довжині бремсберга  $L_k = 600$  м.

Часткові значення експлуатаційних навантажень визначаємо за формулами (див. табл. 4.4):

$$Q'_{e_3} = 60u_1 = Q_{e_3} = 6,6 \text{ т/година;}$$

$$Q'_{e_1} = 60(a_{1(n)}K_{t(l_2)} + u_1), \text{ т/година.}$$

Для визначення  $K_{t(l_2)}$  необхідно знати:

$K_1$  – коефіцієнт нерівномірності для випадку надходження вантажопотоку з одного очисного вибою,  $K_1 = 1,56$ ;

$t_{k(l_2)}$  – час проходження вантажу конвеєром на довжині  $l_2 = 120$  м

$$t_{k(l_2)} = \frac{l_2}{60v_k} = \frac{120}{60 \cdot 1,6} = 1,25 \text{ хв.},$$

де  $v_k$  – швидкість конвеєра, прийнята нами раніше за прийнятною здатністю,  $v_k = 1,6$  м/с.

За таблицею в додатку 1 знаходимо (з урахуванням інтерполяції)  $K_{t(l_2)} = 1,62$ .

Визначаємо часткове значення експлуатаційної продуктивності:

$$Q'_{e_1} = 60 \cdot (1,08 \cdot 1,62 + 0,11) = 111,56 \text{ т/година.}$$

Часткове значення експлуатаційного навантаження для 3-ї ділянки

$$Q'_{e_4} = 60 \left( a_{1(n)}k_{t(l_3)} + z \sum_{i=1}^n u_i \right), \text{ т/година.}$$

Для визначення  $K_{t(l_3)}$  знаходимо час руху вантажу конвеєром на ділянці  $l_3 = 340$  м.

$$t_{k(l_3)} = \frac{l_3}{60v_k} = \frac{340}{60 \cdot 1,6} = 3,54 \text{ хв.}$$

Коефіцієнт нерівномірності для випадку надходження вантажопотоку з одного очисного вибою залишився незмінним:  $K_1 = 1,56$ . За таблицею в додатку 1 визначаємо  $K_{t(l_3)} = 1,47$ . Значення коефіцієнта  $z$  визначаємо за таблицею 3.2,  $z = 0,95$ , тоді

$$Q'_{e_4} = 60(1,08 \cdot 1,47 + 0,95(0,11 + 0,11)) = 107,8 \text{ т/година.}$$

Часткове значення експлуатаційного навантаження для 4-ї ділянки визначається за формулою

$$Q'_{e2} = 60 \left( \sum_{i=1}^n a_{1(n)} \cdot K_{t(l_4)} + z \sum_{i=1}^n u_i \right), \text{ т/година.}$$

Для визначення  $K_{t(l_4)}$  знаходимо коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку із двох очисних вибоїв

$$K_1 = \frac{a_{1(\max)\Sigma}}{\sum_{i=1}^n a_{1(n)_i}} = \frac{3,05}{1,08 + 1,08} = 1,40.$$

Величина  $a_{(\max)\Sigma} = 3,05$  визначена нами раніше.

Час руху вантажу конвеєром на ділянці  $l_4 = 60$  м:

$$t_{\kappa(l_4)} = \frac{l_4}{60v_{\kappa}} = \frac{60}{60 \cdot 1,6} = 0,625 \text{ хв.}$$

За таблицею в додатку 1 визначаємо  $K_{t(l_4)} = 1,45$ . Тоді

$$Q'_{e2} = 60((1,08 + 1,08) \cdot 1,47 + 0,95(0,11 + 0,11)) = 200,5 \text{ т/година.}$$

Визначаємо наведене експлуатаційне навантаження на конвеєр

$$Q_{e5(\text{прив})} = \frac{6,6 \cdot 50 + 11,56 \cdot 120 + 107,8 \cdot 340 + 200,5 \cdot 50}{600} = 100,7 \text{ т/година.}$$

Оскільки розглянута виробка бремсберг, то орієнтуємося на установку в ній бремсбергового стрічкового конвеєра типу ЛБ. З урахуванням того, що для даного конвеєра раніше, за прийнятною здатністю, була обрана ширина і швидкість стрічки  $B = 0,8$  м і  $v_{\kappa} = 1,6$  м/с, розглянемо технічну характеристику бремсбергового конвеєра 1ЛБ80 (див. рис. 4.11).

Виходячи із графіка залежності  $Q = f(\beta, L)$  установлюємо, що при куті нахилу виробки  $\beta = -7^\circ$  конвеєр 1ЛБ80 буде без перевантажень забезпечувати продуктивність  $Q_{e5(\text{прив})} = 100,7$  т/година при довжині ставу  $L_{\kappa} = 600$  м.

4. Визначення експлуатаційного навантаження і типу стрічкового конвеєра, установленного на конвеєрному квершлагу пласта  $m_2$ .

На розглянутий конвеєр надходить вантажопотік тільки із бремсберга, який дорівнює  $Q_{\text{зс}} = Q_{\text{зб}} = 100,7 \text{ т/година}$ , а кут нахилу квершлягу  $\beta = 0^\circ$ , то за довжиною 800 м установимо в дану виробку стрічковий конвеєр 2Л80 і розглянемо його технічну характеристику (див. рис. 4.12).

Даний конвеєр буде працювати без перевантажень на довжині 800 м і забезпечувати продуктивність  $Q=100,7 \text{ т/година}$ .

**Примітка:** у даній виробці можлива установка замість конвеєра 2Л80 2-х конвеєрів 1Л80 або одного конвеєра 1Л80.

5. Визначення експлуатаційного навантаження на конвеєрний квершляг пласта  $l_2$ .

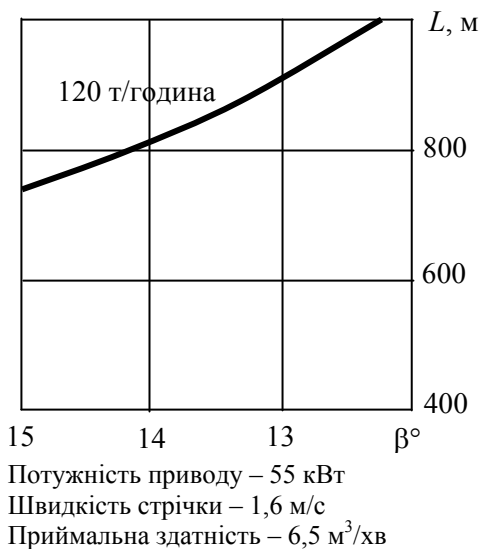
Схема завантаження конвеєра наведена на рис. 4.13.

Довжини ділянок  $l_1 = 100 \text{ м}$ ,  $l_2 = 700 \text{ м}$ , загальна довжина виробки 800 м. Думаємо, що стрічковий конвеєр буде встановлений на усю довжину виробки, отже його довжина  $L_k = 800 \text{ м}$ .

Як встановлено раніше (див. рис. 4.1) вантажопотік  $Q_0$  утворений видобутком вугілля з 2-х лав і 3-х прохідницьких вибоїв, що мають наступні показники:

$a_{3(n)}$ ,  $a_{4(n)}$  – середні хвилинні вантажопотоки 3-ї і 4-ї лави,  
 $a_{3(n)} = a_{4(n)} = 2,5 \text{ т/хв}$ ;

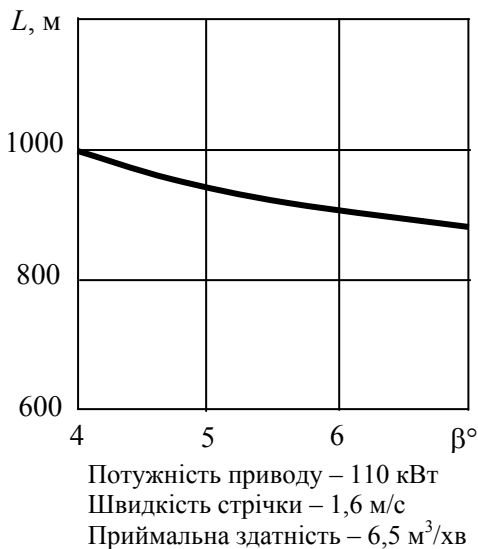
$a_{3(\text{max})}$ ,  $a_{4(\text{max})}$  – максимальні хвилинні вантажопотоки з 3-ї і 4-ї лави,  $a_{3(\text{max})} = a_{4(\text{max})} = 3,4 \text{ т/хв}$ ;



**Рисунок 4.11. Технічна характеристика конвеєра 1ЛБ80**

- $u_3, u_4, u_5$  – середнє значення вантажопотоку за машинний час із підготовчих вибоїв,  $u_3 = u_4 = 0,12$  т/хв,  $u_5 = 0,18$  т/хв;
- $a_{(\max)\Sigma 2}$  – сумарний максимальний вантажопотік з 2-х лав,  $a_{(\max)\Sigma 2} = 6,31$  т/хв.

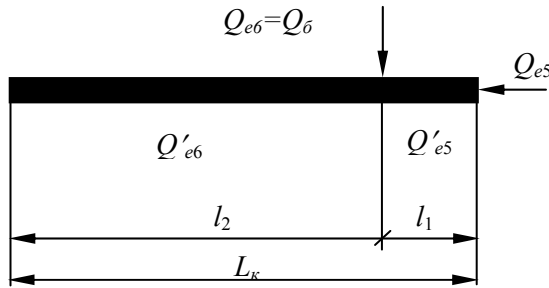
Приклад розрахунку сумарного максимального хвилинного вантажопотоку, максимальних і середніх хвилинних вантажопотоків був наведений у главі 3 і в цьому розрахунку не наводиться.



**Рисунок 4.12. Технічна характеристика конвеєра 2Л80**

У відповідності зі схемою завантаження (див. рис. 4.13) наведене експлуатаційне навантаження на розглянутий конвеєр визначаємо за формулою (див. табл. 4.4)

$$Q_{e_{\gamma(\text{прив})}} = \frac{Q'_{e5}l_1 + Q'_{e6}l_2}{L_K}, \text{ т/година.}$$



**Рисунок 4.13. Схема завантаження конвеєра**

Визначимо часткові значення експлуатаційних навантажень. Спочатку обчислимо часткове навантаження  $Q'_{e5}$ , утворену вантажопотоком  $Q_{\delta}$ :

$$Q'_{e5} = 60 \left( \sum_{i=1}^n a_{1(n)} K_{t(l_1)} + z \sum_{i=1}^n u_i \right), \text{ т/година.}$$

Для визначення  $K_{t(l_1)}$  знаходимо: коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку від двох очисних вибоїв

$$K_1 = \frac{a_{2(\max)_{\Sigma}}}{\sum_{i=1}^n a_{2(n)_i}} = \frac{6,31}{2,5 + 2,5} = 1,26$$

і час руху вантажу конвеєром на ділянці  $l_1 = 100$  м

$$t_{\kappa(l_1)} = \frac{l_1}{60v_{\kappa}} = \frac{100}{60 \cdot 2,0} = 0,83 \text{ хв.}$$

За таблицею в додатку 1 визначаємо  $K_{t(l_1)} = 1,32$ .

Тоді

$$Q'_{e5} = 60((2,5+2,5)1,32 + 0,85(0,12 + 0,12+0,18)) = 417,4 \text{ т/година.}$$

Часткове значення експлуатаційних навантажень  $Q'_{e6}$  може бути визначене за наступною формулою:

$$Q'_{e6} = 60 \left( \sum_{i=1}^n a_{1(n)} k_{t(l_2)} + z \sum_{i=1}^n u_i \right) + Q_{\delta_1}, \text{ т/година.}$$

Вантажопотік, що надходить із бункера,  $Q_6 = Q_{e6} = 100,7$  т/година.

Коефіцієнт  $K_1$  нами був отриманий раніше,  $K_1 = 1,26$ .

Швидкість руху стрічки конвеєра визначена за «приймальною здатністю»,  $v_k = 2,0$  м/с.

Час руху вантажу конвеєром на ділянці  $l_2 = 700$  м

$$t_{k(l_2)} = \frac{l_2}{60v_k} = \frac{700}{60 \cdot 2,0} = 5,8 \text{ хв.}$$

З урахуванням вищесказаного одержуємо  $K_{t(l_2)} = 1,17$ , тоді

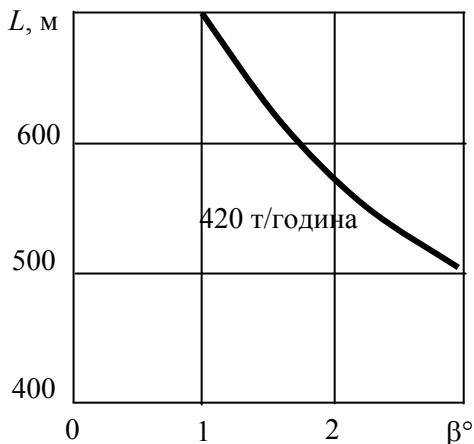
$$Q_{e6} = 60((2,5 + 2,5) \cdot 1,17 + 0,85(0,12 + 0,12 + 0,18)) + 100,7 = 473,1 \text{ т/година.}$$

Визначимо експлуатаційне навантаження на конвеєр, установлений у квершлагу пласта  $l_2$

$$Q_{e7} = \frac{417,4 \cdot 100 + 473,1 \cdot 700}{800} = 466 \text{ т/година.}$$

Розглянута виробка (конвеєрний квершлаг пласта  $l_2$ ) має середній кут нахилу  $0^\circ$ . Довжина виробки  $l_b = 800$  м. За фактором «приймальна здатність» ширина стрічки конвеєра повинна бути не менш 800 мм при швидкості  $v_k = 2,0$  м/с.

Установити в дану виробку з урахуванням експлуатаційної продуктивності  $Q_e = 466$  т/година і гірничо-геологічних умов можна 2 конвеєри типу 2Л80У або 2Л80У-01 (на усю довжину виробки). Характеристики конвеєрів наведені на рис. 4.14 і 4.15.



Потужність привода – 110 кВт

Швидкість стрічки – 2,0 м/с

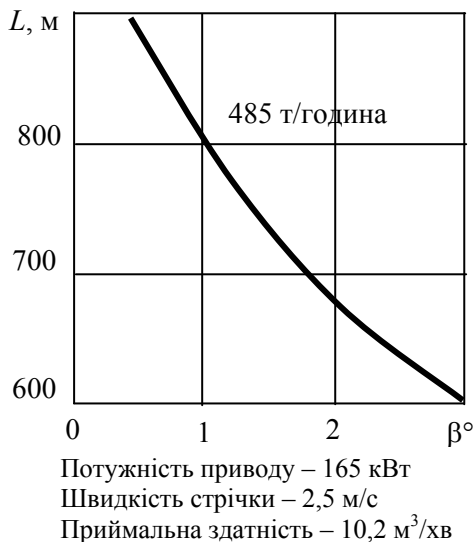
Приймальна здатність – 8,15 м³/хв

**Рисунок 4.14. Технічна характеристика конвеєра 2Л80У**

Як видно з технічних характеристик розглянутих стрічкових конвеєрів, максимальна продуктивність, на яку вони розраховані за паспортними даними, дорівнює 420 т/година. Тому після вибору одного з них необхідно зробити перевірочний тяговий розрахунок стрічкового конвеєра, причому перевірку варто починати з конвеєра 2Л80У, що має меншу потужність привода. Якщо за результатами розрахунку виявиться, що обидва з

перерахованих вище конвеєрів не зможуть забезпечити експлуатаційну продуктивність  $Q_e = 466$  т/година з довжиною ставу конвеєра  $L_k = 800$  м, то варто обрати конвеєр 2Л80У-01 зі швидкістю руху стрічки  $V_k = 2,5$  м/с. Цей конвеєр при  $Q_e = 485$  т/година і куті нахилу  $\beta = 0^\circ$  забезпечує максимальну довжину транспортування  $L_k = 1100$  м. Однак, у цьому випадку необхідно буде зробити перерахунок часткових експлуатаційних навантажень на конвеєр  $Q'_{e5}$  і  $Q'_{e6}$  (а отже і  $Q_{e7}$ ), тому що зміниться значення  $K_{t(l)}$  через збільшення швидкості руху стрічки конвеєра з 2,0 м/с до 2,5 м/с.

Таким чином, розробка раціональної схеми транспорту основного вантажопотоку на шахті «Белицька» бремсбергового щабля пласта  $m_2$  завершена і остаточний її варіант, із вказівкою використовуваних типів конвеєрів поданий на рис. 4.16.



**Рисунок 4.15. Технічна характеристика конвеєра 2Л80У-01**

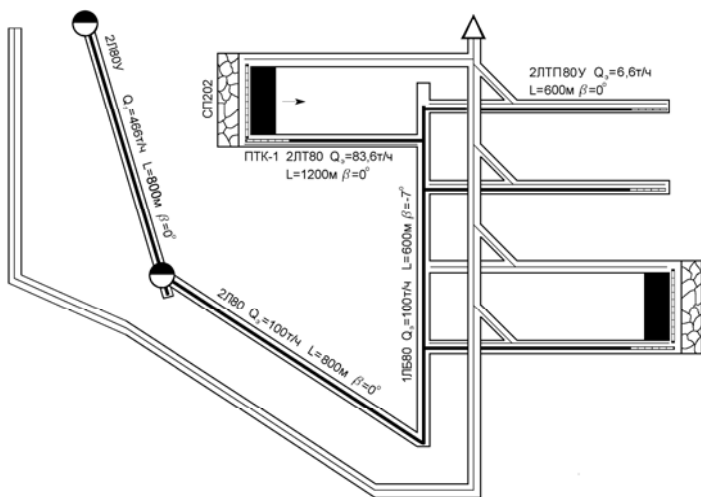


Рисунок 4.16. Схема транспорту шахти «Белицька»

### Приклад 3. Вибір конвеєра за фактором «Приймальна здатність»

Розглянемо блок № 6 шахти «Красноармійська-Західна № 1», схема виробок якого наведена на рис 4.17. Схема відпрацювання – довгими стовпами за підйомом. У межах розглянутого блоку працюють два очисних вибої, оснащені комплексами КМТ II типорозміру, до складу якого входить комбайн РКУ 13 і конвеєр СП87 ПМ. Вихідними даними для розрахунку є:

$L_{ов} = 200$  м – довжина очисного вибою;

$m = 1,8$  м – виймальна потужність пласта;

$A_{зм} = 628$  т/змін – змінний обсяг видобутку;

$N = 2$  – число робочих циклів за зміну;

$T_{зм} = 6$  годин – тривалість видобувної зміни;

$\beta = 3^\circ$  – кут падіння пласту;

$b = 1,63$  м – ширина захвату виконавчого органу комбайна;

$\gamma_{ц} = 1,35$  т/м<sup>3</sup> – щільність вугілля в цілику;

$\gamma = 0,9$  т/м<sup>3</sup> – насипна щільність вугілля;

схема роботи виїмкової машини – однобічна із зачищенням;

$v_{max,м} = 5$  м/хв – максимально можлива швидкість подачі виїмкової машини;

$v_{\max} = 1,5$  м/хв – швидкість подачі виїмкової машини під час виїмки вугілля;

$a_{з.к.} = 8,9$  т/хв – продуктивність вибійного конвеєра.

Значення вантажопотоків з кожної лави:

середні  $a_{1(n)} = a_{2(n)} = 2,03$  т/хв;

максимальні  $a_{(\max)1} = a_{(\max)2} = 3,4$  т/хв.

Два підготовчі вибої, оснащені прохідницьким комбайном 4ПП2М мають наступні вихідні дані:

$S=11,2$  м<sup>2</sup> – перетин виробки;

$L_n=3,2$  м – середній змінний темп проходки;

$t_p=4,2$  години – час роботи комбайна по навантаженню протягом зміни;

середні хвилинні вантажопотоки  $u_1=0,22$  т/хв.;  $u_2=0,24$  т/хв;

довжина прохідницьких штреків  $L = 300$  м;

довжина відкаточних штреків  $L = 1000$  м.

Даній схемі завантаження конвеєрів на дільничних виробках відповідає схема, наведена на рис. 4.2., тому максимальний хвилинний вантажопотік на конвеєр буде становити:

$$q_{1(\max)}^1 = q_{1(\max)}^2 = a_{1(\max)} = 3,4 \text{ т/хв.}$$

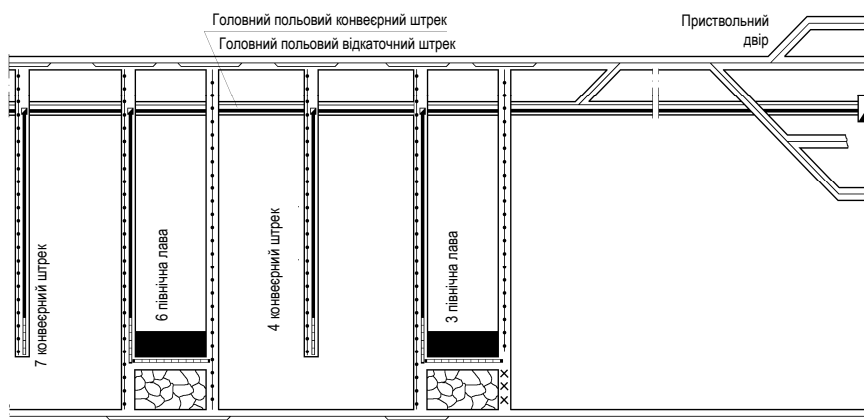


Рисунок 4.17. Схема виробок блоку №6 шахти  
«Красноармійська – Західна №1»

Визначаємо хвилинну приймальну здатність конвеєрів, що подають вугілля відкаточними штреками:

$$Q_{\kappa.пp}^1 = Q_{\kappa.пp}^2 = \frac{3,4}{0,9} = 3,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

За таблицею додатка1 для відкаточних штреків обираємо необхідну швидкість і ширину стрічки конвеєра:  $v_{\kappa} = 1,6 \text{ м/с}$ ,  $B = 0,8 \text{ м}$ .

У підготовчих вибоях схема завантаження показана на рис. 4.3., для якої:

$$q_{1(\max)}^3 = U_1^1 = 0,22 \text{ т/хв};$$

$$q_{1(\max)}^4 = U_1^2 = 0,24 \text{ т/хв.}$$

Хвилинна приймальна здатність конвеєра:

$$Q_{\kappa.пp}^3 = \frac{0,22}{2,0} = 0,11 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\kappa.пp}^4 = \frac{0,24}{2,0} = 0,12 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Для умов проходки обираємо конвеєр (додаток 3), із шириною стрічки  $B = 0,8 \text{ м}$ ;  $v_{\kappa} = 1,6 \text{ м/с}$ .

#### ***Приклад 4. Вибір конвеєра за фактором «Припустима продуктивність і довжина»***

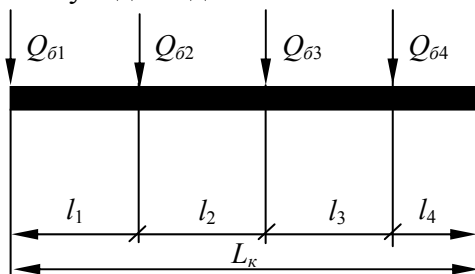
На конвеєр, установлений на польовому конвеєрному штреку, надходить сумарний вантажопотік від двох очисних і двох підготовчих вибоїв, завантаження здійснюється через бункери, тому схема завантаження конвеєра має вигляд, поданий на рис. 4.18.

Для даної схеми:

$$q_{1(\max)} = \sum_{i=1}^n Q_{\sigma} = 9,3 + 3,8 + 0,11 + 0,12 = 13,3 \text{ т/хв.}$$

Приймаємо конвеєр (додаток 1) із шириною стрічки  $B = 1 \text{ м}$  і  $v_{\kappa} = 2,0 \text{ м/с}$ .

Експлуатаційне навантаження на конвеєр у бортовій конвеєрній виробці лави у відповідності зі схемою завантаження:



**Рисунок 4.18.** Схема завантаження конвеєра, встановленого на польовому конвеєрному штреку

$$Q_e = 60 a_{l(n)} K_{t(L_k)}, \text{ т/година.}$$

Коефіцієнт завантаження для кожного очисного вибою визначається за таблицями, відповідно до коефіцієнтів нерівномірності

$$K_1 = \frac{3,4}{2,03} = 1,69$$

і часу проходження вантажу на конвеєрі:

$$t_{\kappa(l_2)} = \frac{1000}{60 \cdot 1,6} = 10,4 \text{ хв.}$$

Обираємо  $K_{t(l_1)} = 1,3$ , тоді:

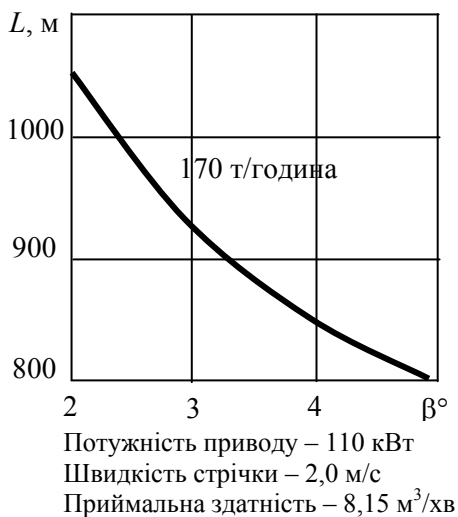
$$Q_e^1 = Q_e^2 = 60 \cdot 2,03 \cdot 1,3 = 158 \text{ т/година.}$$

На підставі отриманих даних приймаємо в конвеєрному штреку конвеєр 2ЛТ80У, що відповідно до залежностей кута нахилу і довжини транспортування від експлуатаційного навантаження забезпечує виконання умови  $Q_m \geq Q_e$  (див. рис. 4.19).

Експлуатаційні навантаження на конвеєри в прохідницьких вибоях становлять:

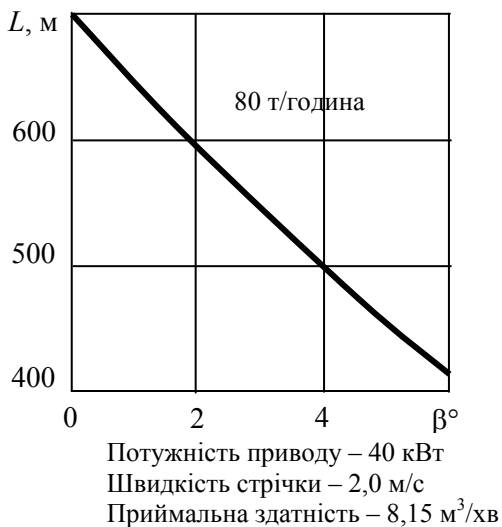
$$Q_e^{1n} = 60 u_1^1 = 60 \cdot 0,25 = 15 \text{ т/година;}$$

$$Q_e^{2n} = 60 u_1^2 = 60 \cdot 0,239 = 14,34 \text{ т/година.}$$



**Рисунок 4.19 Технічна характеристика конвеєра 2ЛТ80У**

На довжині транспортування 300 м умова  $Q_m \geq Q_e$  (рис. 4.20) забезпечується конвеєром 1ЛТП80.



**Рисунок 4.20. Технічна характеристика конвеєра 1ЛТП 80**

На збірний транспортний ланцюжок, у відповідності зі схемою завантаження надходить вантажопотік з бункерів і експлуатаційне навантаження становить:

$$Q_{e(\text{прив})} = \frac{Q_{\delta_1} l_1 + Q_{\delta_2} l_2 + Q_{\delta_3} l_3 + Q_{\delta_4} l_4}{L_k},$$

де  $Q_{\delta_1}, Q_{\delta_2}, Q_{\delta_3}, Q_{\delta_4}$  – часткові значення продуктивності бункерів на відповідних відрізках  $l_1; l_2; l_3; l_4$ ; т/година;

$$Q_{\delta_1} = Q_e^1 = 158 \text{ т/година};$$

$$Q_{\delta_2} = Q_{\delta_1} + Q_e^{1n} = 158 + 15 = 173 \text{ т/година};$$

$$Q_{\delta_3} = Q_{\delta_2} + Q_e^2 = 173 + 158 = 331 \text{ т/година};$$

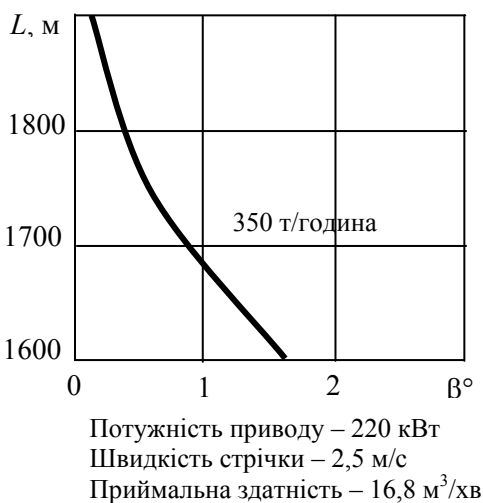
$$Q_{\delta_4} = Q_{\delta_3} + Q_e^{2n} = 331 + 14,34 = 345,34 \text{ т/година};$$

довжини ділянок:  $l_1 = 200\text{м}; l_2 = 200\text{м}; l_3 = 200\text{м}; l_4 = 1100\text{м}$ .

$$Q_{e(\text{прив})} = \frac{200 \cdot (158 + 173 + 331) + 345,34 \cdot 1100}{1900} = 270 \text{ т/година}.$$

Як засіб транспорту заснованого вантажопотоку головним польовим конвеєрним штреком приймаємо конвеєр 2Л100У (рис.4.21).

Таким чином, остаточно маємо, що бортовими виробками лав використовуються конвеєри - 2ЛТ80У, у прохідницьких вибоях конвеєри - 1ЛТП80, південним польовим конвеєрним штреку 2Л100У на усю довжину транспортування. Схема транспорту подана на рис. 4.22.



**Рисунок 4.21. Технічна характеристика конвеєра 2ЛУ100У**

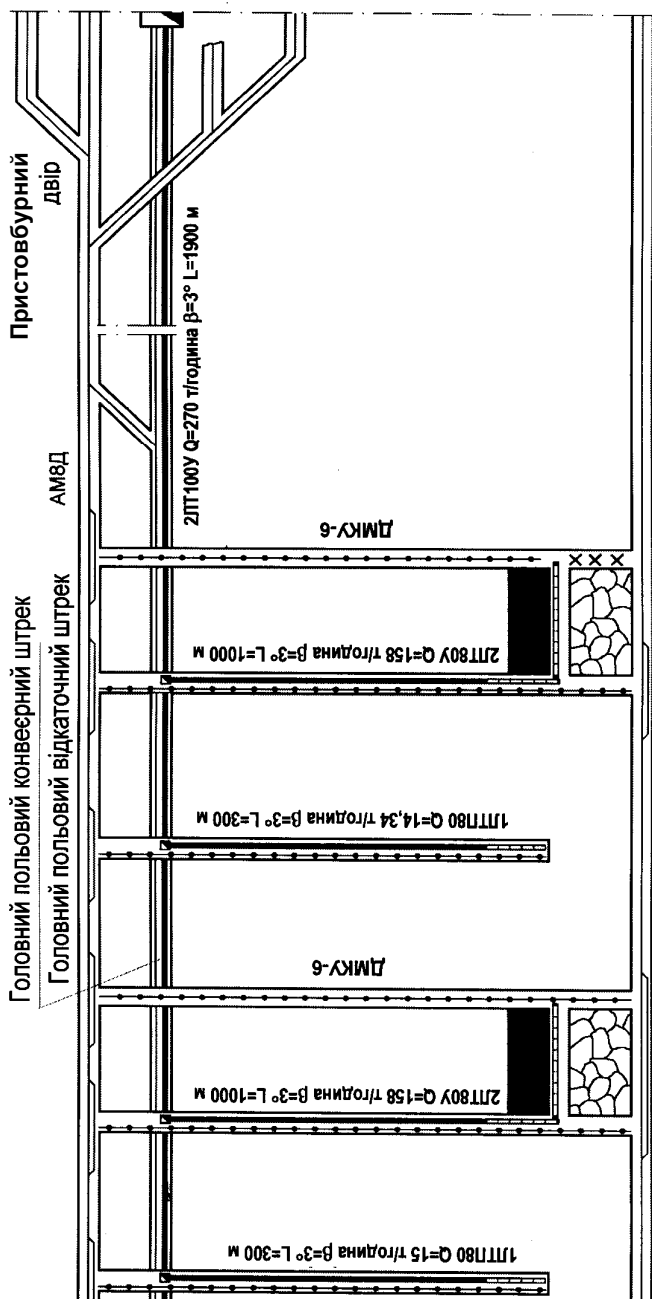


Рисунок 4.22. Схема транспорту блоку 6 шахти  
«Красноармійська-Західна №1»

## ГЛАВА 5

### ТЯГОВІ РОЗРАХУНКИ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

#### 5.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ

Стрічкові конвеєри отримали широке поширення в усіх галузях промисловості завдяки своїм високим експлуатаційним якостям.

Стрічкові конвеєри типажного ряду **1Л80, 2Л80, 1ЛТ80, 2ЛТ80, 1ЛТП80** є основними моделями, призначеними для транспортування вугілля горизонтальними і слабкопохилими виробками (з кутами нахилу від  $-3$  до  $+6^\circ$ ), безпосередньо пов'язаних з очисними вибоями. Ці моделі конвеєрів мають однаковий швидко розбірний став з підвісними роликоопорами. Став конвеєра може встановлюватися на ґрунті виробки, а за необхідністю – підвішуватися до кріплення виробки. На їхній основі випущені конвеєри уніфікованого ряду **1Л80У, 2Л80У, 1ЛТ80У, 2ЛТ80У, 1ЛТП80У**.

Телескопічні конвеєри застосовують у комплексі зі скребковими перевантажувачами під час відпрацьовування стовпів вугільного пласта. По мірі просування очисного вибою хвостовий барабан телескопічного конвеєра переміщається разом зі скребковим перевантажувачем спеціальними гідроциліндрами. Слабина конвеєрної стрічки, що утворюється при цьому, автоматично вибирається телескопічним пристроєм, що являє собою систему відхиляючих барабанів у комплексі з натяжним барабаном, що має великий хід. По мірі переміщення хвостового барабана телескопічний пристрій підтримує постійний натяг. Після вкорочення конвеєра на 30...45 м роблять розстикування конвеєрної стрічки і видалення відрізка довжиною 60...90 м, що змотують у бухту і забирають. Натяжний барабан повертають у вихідне положення і стрічку знову стикують. Потім цикл скорочення телескопічного конвеєра повторюється.

Конвеєри **1ЛБ80, 2ЛБ80, 1ЛУ80** і їхні модифікації використовують у виробках, що примикають до очисних вибоїв, під

час відпрацьовування пластів, що падають положисто за підйомом або падінням.

Конвеєри **1Л100У**, **2Л100У** та їхні модифікації мають ті ж особливості щодо застосування, що і конвеєри із шириною стрічки 800 мм, однак вони розраховані на більшу продуктивність добувного устаткування й, отже, відрізняються від попередніх деякими конструктивними особливостями (наприклад потужнішими приводними станціями).

Стрічкові конвеєри **1ЛУ120**, **2ЛУ120**, **1ЛБ120**, із шириною стрічки 1200 мм призначені для установки в капітальних виробках і похилих стовбурах. Це стаціонарні конвеєрні установки великої продуктивності, у яких приводні станції встановлені на бетонному фундаменті в спеціальних камерах.

Конвеєр **2ЛЛ100**, призначений для перевезення вантажів і людей, має став з вантажною і порожньою вітками, рознесеними за висотою, для зручності посадки людей на нижню вітку. Він призначений для установки у виробках з кутами нахилу від 6 до 18°.

Тяговий розрахунок стрічкового конвеєра звичайно виконується в наступних випадках:

- на стадії проектування нового типу стрічкового конвеєра;
- як перевірочний розрахунок після вибору конвеєра за технічними характеристиками і гірничо-геологічних умовах.

Під час виконання проекту найбільш актуальним є другий випадок, коли стрічковий конвеєр обраний за факторами «приймальна здатність» і «припустима експлуатаційна продуктивність і довжина», які більш докладно були розглянуті в главі 4. У цьому випадку тяговий розрахунок дозволяє зробити перевірку обраного конвеєра за перевантажувальною здатністю привода, вибрати необхідний тип конвеєрної стрічки, визначити необхідне зусилля натяжного барабана і т.д.

## 5.2. ПОРЯДОК ВИКОНАННЯ ТЯГОВОГО РОЗРАХУНКУ СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Вихідними даними для виконання тягового розрахунку стрічкового конвеєра є:

- Розрахункова годинна продуктивність  $Q_e$ , т/година.
  - Характеристики переміщуваного вантажу:  
насипна щільність  $\gamma$ , т/м<sup>3</sup>;  
найбільший розмір характерних шматків  $a_{max}$ , мм;  
кут природного укосу матеріалу в спокої  $\rho$ .
  - Характеристики траси:  
максимальна довжина транспортування  $L$ , м;  
кут нахилу виробки  $\pm\beta$ , град.
  - Умови експлуатації конвеєра (стаціонарна, напівстаціонарна установка).
  - Ширина стрічки  $B$ , м;
  - Швидкість руху стрічки  $v$ , м/с.
1. Погонне навантаження на стрічку конвеєра:

$$q = \frac{Q_e}{3,6v}.$$

2. Опір руху стрічки:

на навантаженій вітці:

$$W_n = [(q + q_l + q'_p) \omega \cos \beta \pm (q + q_l) \sin \beta] g L, \text{ Н} \quad (5.1)$$

на порожній вітці:

$$W_{nop} = [(q_l + q''_p) \omega \cos \beta \mp q_l \sin \beta] g L, \text{ Н}; \quad (5.2)$$

на відхиляючих барабанах:

$$W_{\delta} = (0,04 \dots 0,07) S_{\delta}, \text{ Н};$$

на приводних барабанах:

$$W_{np} = (0,03 \dots 0,05) (S_{\delta} + S_{c\delta}), \text{ Н};$$

де  $q_l$  – погонна маса стрічки, кг/м;

$q'_p$  і  $q''_p$  – погонна маса роликів відповідно на вантажній і порожній вітках, кг/м, що визначається за формулами:

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p} \text{ кг/м}; \quad q''_p = \frac{G''_p}{l''_p} \text{ кг/м};$$

$G'_p$  і  $G''_p$  – маса обертових частин верхніх і нижніх роликів, кг (додаток 2.);

$l'_p$  і  $l''_p$  – інтервал між ролюкооперами на верхній і нижній вітках конвеєра, м (додаток 2);

$\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічки (додаток 2);

$S_{нб}$  – натяг стрічки в точці набігання на барабан;

$S_{сб}$  – натяг стрічки в точці збігання із приводного барабана.

У виразах (5.1) і (5.2) знак «+» ставиться під час руху вітки нагору, а знак «-» під час руху донизу.

Погонна маса стрічки  $q_l$  ще не відома, оскільки, не знаючи максимального натягу тягового органу, не можна вибрати стрічку. Щоб визначити максимальний натяг конвеєрної стрічки, потрібно мати значення опору руху навантаженої і порожньої віток, у які одним з доданків входить величина  $q_l$ . Таким чином, виходить одне рівняння із двома невідомими. Щоб вийти із цього положення, зробимо таким чином.

Максимально можливий натяг стрічки для конвеєра, що ми вибираємо за фактором «експлуатаційна продуктивність і довжина» можна одержати, знаючи його встановлену потужність  $N_y$ , що зазначена в технічному паспорті. Думаючи, що  $N_y$  прийнято із запасом 20%, а ККД приводу  $\eta = 0,85$  знаходимо максимально можливе тягове зусилля, що може бути передане від двигуна до стрічки

$$W_{om} = 708 \frac{N_y}{v}, \text{ Н.}$$

**Примітка.** Дійсне тягове зусилля на приводному барабані конвеєра буде відрізнятися від величини  $W_{om}$ . Воно залежить від конкретного погонного навантаження на стрічку, довжини

конвеєра, кута нахилу виробки. Тому в цьому випадку, мова йде тільки про максимально можливе тягове зусилля для конкретного типу стрічкового конвеєра. Отже, використовуючи величину  $W_{от}$ , ми одержимо максимально можливі для обраного конвеєра натягу тягового органа  $S'_{\max}$ . Фактична величина  $q_L$  буде менше, ніж та, яка споконвічно використовується у формулах (5.1) і (5.2) для визначення опору руху навантаженої і порожньої віток стрічки. Однак, через те, що різниця між максимальною і фактичною погонною масою стрічки становить не більше 1-3% від погонної маси роликотопору і вантажу, то цією різницею в розрахунках можна зневажити.

Максимально можливий натяг стрічки  $S'_{\max}$

$$S'_{\max} = W_{от} \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н.}$$

**Примітка.** Для уклонного конвеєра, у якого  $W_n > 0$ , а  $W_{пор} < 0$  може виявитися, що  $S'_{\max}$  буде більше фактичного значення і отже  $q_L$  буде більше фактичного значення погонної маси стрічки.

де

$\alpha$  – кут обхвату приводних барабанів стрічкою, рад (зазначений у технічній характеристиці конвеєра);

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки і приводного барабана, що у першу чергу залежить від стану взаємодіючих між собою поверхонь (див. додаток 2).

За величиною  $S'_{\max}$  з технічних характеристик конвеєрних стрічок (див. додаток 2) спочатку обираємо тип стрічки і її погонну масу.

**Примітка.** Остаточний тип стрічки обирається після визначення максимального натягу тягового органу методом обходу за його контуром, що буде розглянутий нижче.

3. Тягове зусилля привода конвеєра

$$W'_0 = k(W_n + W_{пор}), \text{ Н,} \quad (5.3)$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує місцеві опори (див. додаток 2).

4. Мінімальний натяг стрічки на вантажній вітці за умовою припустимого її прогину

$$S'_{\max}, \text{ Н.} \quad (5.4)$$

5. Мінімальний натяг стрічки в точці її збігання із приводного барабана за умовою відсутності пробуксовки:  
для рухового режиму роботи конвеєра:

$$S_{\text{сб}}^{\min} \geq \frac{k_m W'_0}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н} \quad (5.5)$$

для генераторного режиму роботи конвеєра:

$$S_{\text{сб}}^{\min} \geq \frac{k_m |W'_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н} \quad (5.6)$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1, 1.1 \dots 1.3$

Для визначення повного опору руху на транспортному пристрої зручно користуватися так званим методом розрахунку «за контуром» або «за точками». Розбивши увесь контур, утворений тяговим органом, на послідовні прямолінійні і криволінійні ділянки, пронумеруємо точки сполучення цих ділянок. Нумерацію робимо в такий спосіб: за точку 1 приймаємо точку збігання стрічки із приводного барабана, а інші точки нумеруємо послідовно від т.1 за ходом руху тягового органу (див. рис. 5.1). При цьому величину первісного натягу обираємо за формулами (5.5) або (5.6) відповідно для рухового і генераторного режимів.

Для визначення натягу у всіх інших точках контуру використовуємо наступне правило розрахунку: натяг стрічки в кожній наступній за ходом її точці контуру дорівнює сумі натягу в попередній точці і опору на ділянці між цими точками:

$$S_i = S_{i-1} + W_{(i-1)-i},$$

де  $S_{i-1}$  і  $S_i$  – натяг у точках  $i-1$  та  $i$ ;

$W_{(i-1)-i}$  – опір на ділянці між цими точками.

Величина натягу стрічки на конвеєрі повинна бути такою, щоб були дотримані дві не зв'язані між собою умови:

- забезпечення передачі тягового зусилля стрічці на приводі без пробуксовки  $W_0$ ;

- підтримка припустимого значення прогину стрічки між роликами на навантаженій вітці в точці найменшого натягу цієї вітки (див. (5.4)).

Звичайно на горизонтальних і похилих установках з рухом вантажу нагору, якщо натяг визначений за першою умовою, буває дотримане і друге, а на похилих установках з рухом вантажу вниз, навпроти, якщо натяг визначений за другою умовою, буває дотримане і перше. Якщо одна з умов не дотримана, то натяг стрічки необхідно відповідним чином підвищити, виконавши перерахунок. Тому щоб уникнути необхідності перерахунків варто визначати потрібну величину натягу стрічки на установках з рухом вантажу горизонтально і нагору, виходячи з першої умови і перевіряти за другою, а на установках з рухом вантажу вниз - розраховувати за другою умовою і перевіряти за першою.

Тягове зусилля визначається за наступними формулами для рухового режиму

$$W_0 = S_{нб} - S_{сб} + k_{np}(S_{нб} + S_{сб});$$

для генераторного режиму

$$W_0 = S_{нб} - S_{сб} - k_{np}(S_{нб} + S_{сб}),$$

де  $S_{нб}$  – натяг стрічки в точці набігання на приводний барабан, Н;

$S_{сб}$  – натяг стрічки в точці збігання із приводного барабана, Н;

$k_{np}$  – коефіцієнт, що враховує додаткові опори руху стрічки на приводному барабані,  $k_{np} = 0,03 \dots 0,05$

#### 6. Вибір конвеєрної стрічки.

Визначивши в попередньому пункті дійсний максимальний натяг тягового органу  $S_{max_o}$ , можна розрахувати припустиме зусилля стрічки і число прокладок (для тканинних стрічок) за наступними формулами:

для гумовотканинної стрічки:

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{max_o} m}{B}, \text{ Н/см},$$

для гумовотросової стрічки:

$$\sigma' = \frac{S_{\max_o} \cdot m}{B}, \text{ Н/см},$$

де  $m$  – запас міцності стрічки (див. додаток 2);

$S_{\max_o}$  – максимальний натяг стрічки, отриманий методом обходу за контуром, Н;

$i$  – число тканинних прокладок;

$\sigma$  – розривне зусилля прокладки, Н/см;

$\sigma'$  – розривне зусилля 1 см ширини гумовотросової стрічки, Н/см.

Визначивши значення  $i \cdot \sigma$  та  $\sigma'$  за таблицями (див. додаток 2), визначаємо тип тканинної прокладки, їх число і розривне зусилля або тип гумовотросової стрічки.

**Примітка.** Під час вибору конвеєрних стрічок для дільничних напівстаціонарних конвеєрів варто віддавати перевагу гумовотканинним конвеєрним стрічкам, а для стаціонарних магистральних стрічкових конвеєрів – гумовотросовим.

7. Потрібна потужність на переміщення вантажу: для рухового режиму

$$N_{np} = \frac{k_3 W_0 v}{1000 \eta}, \text{ кВт};$$

для генераторного режиму

$$N_{ng} = \frac{k_3 |W_0| v \eta}{1000}, \text{ кВт},$$

де  $k_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_3 = 1,1 \dots 1,2$  (більше значення для бремсбергових конвеєрів, менше – для горизонтальних і похилих);

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,8 \dots 0,85$

Для генераторного режиму необхідно перевірити потужність холостого ходу конвеєра, тому що вона може виявитися більше, ніж при номінальному завантаженні.

Опір руху стрічки на вантажній вітці при холостому ході, тобто з ненавантаженою стрічкою

$$W_{n_x} = [(q_l + q'_p) \omega \cos \beta - q_l \sin \beta] L g, \text{ Н}.$$

Сумарний опір руху стрічки конвеєра при холостому ході

$$W_{0x} = k(W_{n_x} + W_{пор}), \text{ Н.}$$

Потрібна потужність двигуна при холостому ході

$$N_{nx} = \frac{k_3 W_{0x} v}{1000 \eta}$$

Якщо  $N_{n2} \geq N_{nx}$ , то приймаємо  $N_n = N_{n2}$ , у противному випадку  $N_n = N_{nx}$ .

**Примітка.** Під час холостого ходу  $W_{0x} > 0$  і конвеєрна установка працює в руховому режимі.

Якщо встановлена потужність двигуна стрічкового конвеєра  $N_y$ , обраного за фактором «припустима експлуатаційна продуктивність», більше потрібної  $N_n$ , то вибір конвеєра зроблений вірно. У противному випадку необхідно замість одного конвеєра установити дві однакові довжини, або вибрати інший тип стрічкового конвеєра з більшою встановленою потужністю і зробити перерахунок.

За умов установки 2-х конвеєрів замість одного навантаження на тяговий орган буде менше, отже можна вибрати менш міцну стрічку або зменшити число прокладок.

#### 8. Побудова діаграми натягу конвеєрної стрічки.

Побудова діаграми натягу розглянемо на прикладі спрощеної схеми уклонного конвеєра, у якого приводний барабан установлений угорі, а кут нахилу конвеєра більше  $5...6^\circ$ . У цьому конвеєрі опір руху навантаженої вітки  $W_n > 0$ , а порожньої  $W_{пор} < 0$  (див. рис. 5.1, 5.2).

Діаграма натягу тягового органу фактично являє собою залежність  $S = f(L)$  і будується в масштабі. Оскільки вісь відліку натягу нам ще не відома,

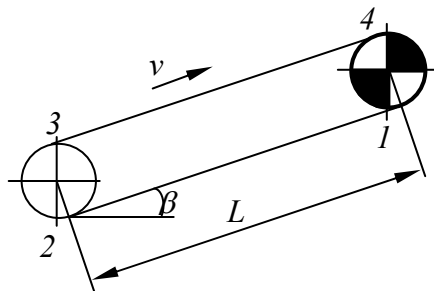


Рисунок 5.1. Спрощена схема конвеєра

робимо в такий спосіб.

На осі абсцис (вісь  $X$ ) відкладаємо довжини відрізків, на які розбитий контур тягового органу, а на осі ординат (вісь  $Y$ ) – опори руху тягового органу на відповідних відрізках, причому, якщо опір руху конвеєрної стрічки більше нуля – відкладаємо його нагору, а якщо менше нуля – униз.

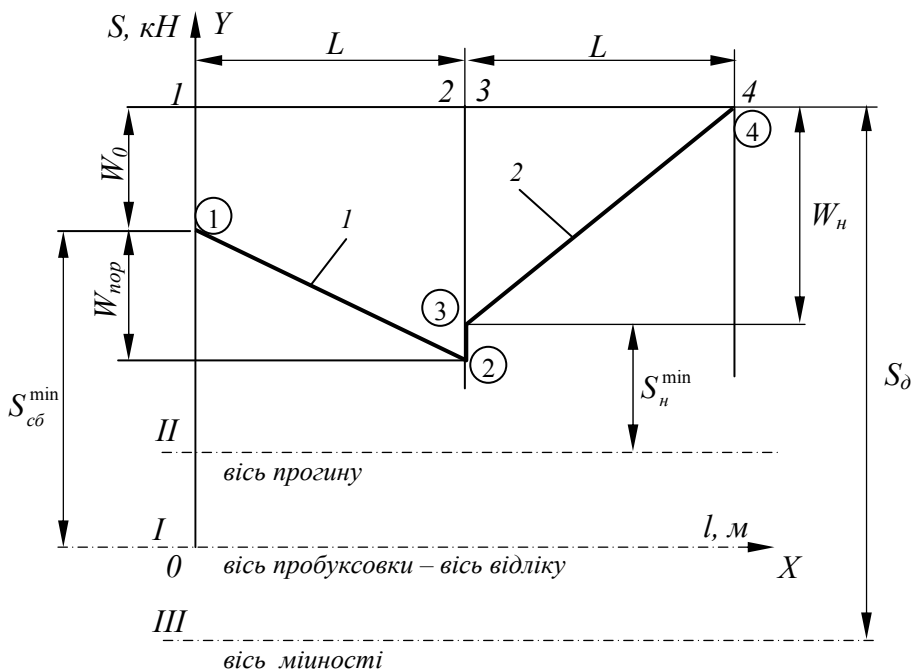
Виберемо масштаб побудови довжин ділянок на осі  $X$  і опорів на осі  $Y$ . Наприклад, 1 мм на осі  $X$  відповідає 50 м довжини конвеєрної стрічки, а 1 мм на осі  $Y$  відповідає 1 кН сил опорів (або натягу стрічки).

**Примітка.** Довжини криволінійних і прямолінійних ділянок відстані між граничними точками яких значно менше, ніж довжина конвеєра, допускається на діаграмі натягу не показувати або показувати умовно (поза масштабом) таким чином, щоб вони були візуально помітні на діаграмі (2-3 мм).

Проводимо у відповідному масштабі одна від іншої три перпендикуляри, що відповідають прямолінійним ділянкам контуру тягового органу. Позначимо ці вертикальні лінії відповідно до нумерації граничних точок ділянок, на які розбитий контур стрічки, 1, 2-3, 4 (див. рис. 5.2).

На перпендикулярі 1 відзначимо довільно точку ①. Оскільки в нас  $W_{\text{нор}} < 0$  від цієї точки вниз відкладемо величину  $W_{\text{нор}}$  у відповідному масштабі і зробимо оцінку на вертикалі. Через цю оцінку проведемо горизонтальну лінію до перетинання з віссю 2-3. Одержимо точку ②. Оскільки залежність  $W_{\text{нор}} = f(L)$  прямолінійна з'єднаємо точки ① і ② прямій 1 (див. рис. 5.2).

Відкладемо на середній вертикалі нагору від точки ② 2...3 мм і поставимо точку ③. Відстань між точками ② і ③ відповідає опору руху стрічки на відхиляючому барабані (ділянка 2-3 на рис. 5.2). Оскільки сила опору руху стрічки на барабані, що відхиляє, завжди позитивна то вона буде завжди на діаграмі відкладатися нагору. З'єднуємо точки ② і ③. Від точки ③ у відповідному масштабі відкладаємо нагору (тому що  $W_{\text{н}} > 0$  у нашій прикладі) величину  $W_{\text{н}}$  і робимо оцінку. Від цієї оцінки проводимо горизонталь до перетинання з перпендикуляром 4,



**Рисунок 5.2. Діаграма натягу тягового органу**

що відповідає точці набігання стрічки на приводний барабан, і ставимо на ній точку ④. З'єднуємо точки ③ і ④ відрізком 2.

Від точки ① униз у відповідному масштабі відкладемо величину  $S_{сб}^{\min}$ , проведемо горизонтальну вісь, що назовемо віссю пробуксовки, і позначимо цифрою I. Від точки з найменшим натягом на навантаженій галузі, у нашому прикладі це точка ③, у відповідному масштабі відкладемо величину  $S_{сб}^{\min}$ , проведемо горизонтальну вісь, назовемо її віссю прогину і позначимо цифрою II. Із двох осей I і II за вісь відліку натягу конвеєрної стрічки прийемо нижню (у нашій прикладі вісь I) (див. рис. 5.2).

**Примітка.** Якби ми в нашому прикладі за вісь відліку прийняли вісь II, то умова  $S_I \geq S_{сб}^{\min}$  не була б виконана.

У деяких випадках може вийти, що нижньою із двох осей I і II опиниться вісь II.

Від точки з найбільшим натягом тягового органу (у нашому випадку це точка ④) відкладемо вниз величину припустимого зусилля конвеєрної стрічки  $S_d$  у відповідному масштабі і через отриману точку проведемо горизонтальну вісь, що назвемо віссю міцності і позначимо цифрою III (див. рис. 5.2). Якщо вісь III опиниться вище осі відліку, то це означає, що стрічка не задовольняє умовам міцності. Умовою забезпечення достатньої міцності стрічки на розрив є розташування цієї осі на діаграмі натягу тягового органу нижче прийнятої осі відліку.

На діаграмі показана величина тягового зусилля  $W_0$ , що є різницею натягів віток, що набігають на приводний барабан і, що збігають із приводного барабана (відстань між точками ① і ④) (див. рис.5.2).

Діаграма натягу гнучкого тягового органу дозволяє визначити натяг стрічки в будь-якій точці на довжині тягового органу.

### 5.3. ТЯГОВИЙ РОЗРАХУНОК ГОРИЗОНТАЛЬНОГО СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Як приклад виконаємо тяговий розрахунок стрічкового конвеєра 2Л80У, що був обраний як транспортний пристрій на конвеєрному квершлагу пласту  $l_2$  шахти «Белицька» ВО «Красноармійськвугілля» (див. главу 4).

Вихідні дані для розрахунку:

$Q_e$  – експлуатаційна продуктивність,  $Q_e = 466$  т/година;

$L$  – довжина транспортування,  $L = 800$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 0^\circ$ .

Схема конвеєра наведена на рис. 5.3.

1. Погонна маса вантажу, що знаходиться на стрічці конвеєра:

$$q = \frac{Q}{3,6v} = \frac{466}{3,6 \cdot 2} = 64,7 \text{ кг/м},$$

де  $v$  - швидкість руху стрічки конвєсєра,  $v = 2,0$  м/с.

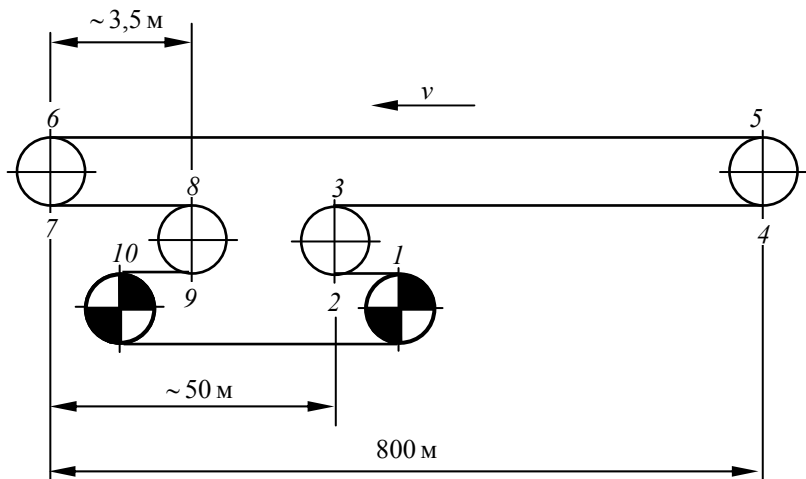


Рисунок 5.3. Схема конвєсєра 2Л80У

2. Погонна маса роликоопор:

– навантажєної вїтки

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p} = \frac{15,4}{1,3} = 11,8 \text{ кг/м};$$

– порожньої вїтки

$$q''_p = \frac{G''_p}{l''_p} = \frac{9,4}{2,6} = 3,6 \text{ кг/м},$$

де  $G'_p$  і  $G''_p$  – маса обєртєвих частин роликоопор, при дїаметрі роликів 89 мм

$$G'_p = 15,4 \text{ кг}, \quad G''_p = 9,4 \text{ кг}.$$

$l'_p$  і  $l''_p$  – відстань між роликоопорами на навантаженій і порожній вітках,  $l'_p = 1,3$  м,  $l''_p = 2,6$  м (див. додаток 2).

3. Орієнтовна погонна маса стрічки за встановленою потужністю двигуна конвеєра:

– максимально можливе тягове зусилля, що може розвинути привод конвеєра

$$W_{om} = 708 \frac{N_y}{v} = 708 \cdot \frac{110}{2} = 38940 \text{ Н},$$

де  $N_y$  – встановлена потужність двигуна,  $N_y = 110$  кВт.

Максимально можливий натяг конвеєрної стрічки

$$S'_{\max} = W_{om} \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = 38940 \cdot \frac{7,77}{7,77 - 1} = 44706 \text{ Н},$$

де  $\alpha$  – кут обхвату приводних барабанів,  $\alpha = 470^\circ$  або 8,2 рад;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки із приводним барабаном (вогнестійка обкладка, барабан без футеровки, виробка не примикає до очисного вибою) (див. додаток 2),  $\mu = 0,25$ ;

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 7,77$ .

За величиною  $S_{\max}$  обираємо тип конвеєрної стрічки (див. додаток 2)

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max} \cdot m}{B} = \frac{44706 \cdot 8,5}{80} = 4750 \text{ Н/см},$$

де  $i \cdot \sigma$  – сумарне розривне зусилля усіх прокладок конвеєрної стрічки, Н/см;

$i$  – число прокладок;

$\sigma$  – розривне зусилля однієї прокладки, Н/см;

$B$  – ширина стрічки,  $B = 80$  см;

$m$  – запас міцності конвеєрної стрічки,  $m = 8,5$  (див. додаток 2).

Приймаємо конвеєрну стрічку ТА-100 з п'ятьома прокладками, для якої  $\sigma = 980$  Н/см, а  $i \cdot \sigma = 5 \cdot 980 = 4900$  Н/см.

Погонна маса 1 метра конвеєрної стрічки з 5-ма прокладками ТА-100 становить:  $q_L = 10,8$  кг/м (див. додаток 2).

4. Опір руху навантаженої і порожньої віток конвеєрної стрічки:

$$W_n = (q_l + q'_p + q) \omega g L_n = (10,8 + 11,8 + 64,7) \cdot 0,04 \cdot 9,81 \cdot 800 = 27406 \text{ Н},$$

де  $\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічки (див. додаток 2),  $\omega = 0,04$ ;  
 $g$  – прискорення вільного падіння,  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ ;

$L_n$  – довжина навантаженої вітки стрічкового конвеєра,  
 $L_n = 800 \text{ м}$ .

$$W_{nop} = (q_l + q''_p) \omega g L_n = (10,8 + 9,4) \cdot 0,04 \cdot 9,81 \cdot 750 = 5945 \text{ Н},$$

де  $L_n$  – довжина порожньої вітки стрічкового конвеєра,  $L_n = 750 \text{ м}$ .

5. Наближене тягове зусилля на приводі конвеєра:

$$W'_0 = k(W_n + W_{nop}) = 1,2 (27406 + 5945) = 40021 \text{ Н},$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує місцеві опори руху стрічки (див. додаток 2),  $k = 1,2$ .

6. Мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці за умовою припустимого її прогину:

$$S_n^{\min} \geq 5(q + q_l) g l'_p = 5 (64,7 + 10,8) \cdot 9,81 \cdot 1,3 = 4814 \text{ Н}.$$

7. Мінімально необхідний натяг стрічки в точці її збігання із приводного барабана з умови відсутності пробуксовки:

$$S_{c\phi}^{\min} \geq \frac{k_m W'_0}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,2 \cdot 40021}{7,77 - 1} = 7094 \text{ Н},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,2$ .

8. Загальне тягове зусилля на приводі установки.

Спочатку визначимо натяг тягового органу в характерних точках за довжиною конвеєра методом обходу його за контуром.

Щоб запобігти прослизанню конвеєрної стрічки на приводному барабані, повинна бути виконана наступна умова:

$$S_1 \geq S_{c\phi}^{\min}.$$

У нашому прикладі  $S_{c\phi}^{\min} = 7094 \text{ Н}$ . Приймемо  $S_1 = 7100 \text{ Н}$ .

Через те, що відстань 1-2 мала в порівнянні з довжиною конвеєра, вважаємо, що

$$S_2 = S_1 = 7100 \text{ Н};$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = S_2 + 0,04 S_2 = 1,04 S_2 = 1,04 \cdot 7100 = 7384 \text{ Н}.$$

**Примітка.** Оскільки  $S_1 > S_n^{\min}$  і натяг конвеєрної стрічки постійно зростає від точки 1 до точки 10 у горизонтальному стрічковому конвеєрі, умову відсутності прогину стрічки на навантаженій вітті понад припустимої норми можна не перевіряти – вона виконана.

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = S_3 + W_{\text{нор}} = 7384 + 5945 = 13329 \text{ Н};$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = S_4 + 0,04 S_4 = 1,04 S_4 = 13862 \text{ Н};$$

$$S_6 = S_5 + W_{5-6} = S_5 + W_n = 13400 + 27406 = 41268 \text{ Н};$$

$$S_7 = S_6 + W_{6-7} = S_6 + 0,04 S_6 = 1,04 S_6 = 42919 \text{ Н}.$$

Оскільки довжини ділянок 7-8 і 9-10 малі в порівнянні з довжиною конвеєра, ними нехтуємо і вважаємо, що

$$S_8 = S_7 = 42919 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9;$$

$$S_9 = S_8 + W_{8-9} = S_8 + 0,04 S_8 = 1,04 S_8 = 44636 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9 = 44636 \text{ Н}.$$

Натяг стрічки в точці набігання на приводний барабан

$$S_{\text{нб}} = S_{10} = 44636 \text{ Н}.$$

9. Загальне тягове зусилля на приводі

$$\begin{aligned} W_0 &= S_{\text{нб}} - S_{\text{сб}} + k_{\text{нр}} (S_{\text{нб}} + S_{\text{сб}}) = \\ &= 44636 - 7100 + 0,03 \cdot (44636 + 7100) = 39088 \text{ Н}, \end{aligned}$$

де  $k_{\text{нр}}$  – коефіцієнт опору руху стрічки на приводному барабані,  
 $k_{\text{нр}} = 0,03$ .

**Примітки.** Розходження значень  $W'_0$  і  $W_0$  пояснюється завищеним або навпаки заниженим значенням коефіцієнта обліку

місцевих опорів  $k$ . Розрахунок  $W_0$  за формулою  $W_0 = S_{нб} - S_{сб} + k_{нр} (S_{нб} + S_{сб})$  більш точний, тому що з достатньою для інженерних розрахунків точністю враховує опори руху стрічки за контуром конвеєра на відміну від формули  $W'_0 = k(W_n + W_{пор})$ , де коефіцієнт урахування місцевих опорів  $k$  береться орієнтовно, залежно від довжини конвеєра.

Різниця  $\Delta = W_0 - W'_0$  при розрахунку  $S_{сб}^{\min}$  компенсується величиною  $k_m$ , тому у визначенні нового значення  $S_{сб}^{\min}$  за  $W_0$  і перерахунку натягу тягового органу методом «обходу за контуром» немає необхідності.

10. Уточнюємо тип конвеєрної стрічки.

Дійсний максимальний натяг конвеєрної стрічки за результатами розрахунку становить:

$$S_{\max_0} = S_{10} = 44636 \text{ Н.}$$

Припустиме зусилля конвеєрної стрічки  $S_0 \geq S_{\max_0}$ .

За таблицями (див. додаток 2) обираємо остаточно тип і число тканинних прокладок. Оскільки зменшення числа прокладок стрічки на одну знижує припустиме зусилля тягового органа до 36895 Н, то залишаємо раніше прийняту нами конвеєрну стрічку ТА-100 з п'ятьома прокладками.

11. Необхідна сумарна потужність двигунів привода стрічкового конвеєра:

$$N_n = \frac{k_3 W_0 v}{1000 \eta} = \frac{1,1 \cdot 39088 \cdot 2}{1000 \cdot 0,85} = 101 \text{ кВт,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_3 = 1,1$ ;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,85$ .

Установлена потужність двигунів конвеєра 2Л80У становить  $N_y = 110$  кВт. Оскільки  $N_y > N_n$ , то конвеєр буде нормально працювати на довжині транспортування 800 м з експлуатаційною продуктивністю  $Q_e = 466$  т/година.

12. Діаграма натягу стрічки з 5-ю прокладками ТА-100 конвеєра 2Л80У подана на рис. 5.4.

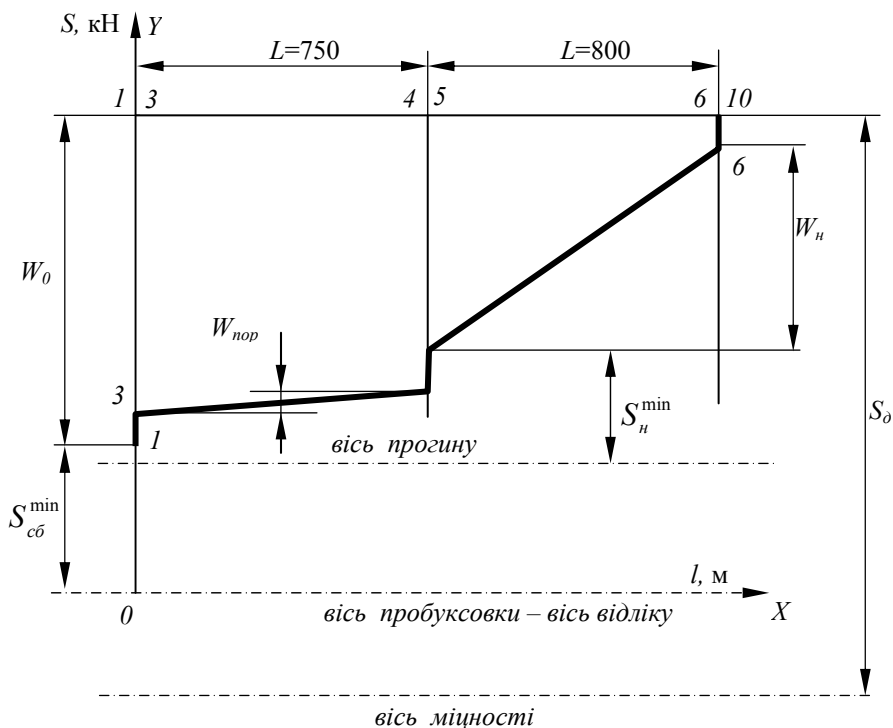


Рисунок 5.4 - Діаграма натягу тягового органу конвеєра 2Л80У

#### 5.4. ТЯГОВИЙ РОЗРАХУНОК БРЕМСБЕРГОВОГО СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Як приклад, виконаємо тяговий розрахунок стрічкового конвеєра 1ЛБ80, що був обраний як транспортний пристрій основного вантажопотоку на бремсбергу пласта  $m_2$  шахти «Белицька» ВО «Красноармійськвугілля» (див. вище).

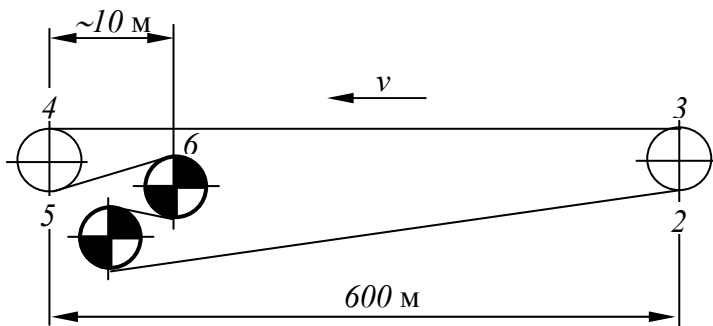
Вихідні дані для розрахунку:

$Q_e$  – експлуатаційна продуктивність,  $Q_e = 100,7$  т/година;

$L$  - довжина транспортування,  $L = 600$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = -7^\circ$ .

Кінематична схема конвеєра наведена на рис. 5.5.



**Рисунок 5.5. Схема конвеєра 1ЛБ80**

1. Погонна маса вантажу на стрічці конвеєра:

$$q = \frac{Q_e}{3,6v} = \frac{100,7}{3,6 \cdot 1,6} = 17,5 \text{ кг/м},$$

де  $v$  - швидкість руху стрічки конвеєра,  $v = 1,6$  м/с.

2. Погонна маса роликоопор:

– навантаженої вітки

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p} = \frac{15,4}{1,3} = 11,8 \text{ кг/м};$$

– порожньої вітки

$$q''_p = \frac{G''_p}{l''_p} = \frac{9,4}{2,6} = 3,6 \text{ кг/м},$$

де  $G'_p$  і  $G''_p$  – маса обертових частин роликоопор, при діаметрі роликів 89 мм

$$G'_p = 15,4 \text{ кг}, \quad G''_p = 9,4 \text{ кг};$$

$l'_p$  і  $l''_p$  – відстань між роликоопорами на навантаженій і порожній вітках,  $l'_p = 1,3$  м,  $l''_p = 2,6$  м (див. додаток 2).

3. Визначимо погонну вагу стрічки за встановленою потужністю двигуна конвеєра:

– максимально можливе тягове зусилля, що може розвинути привод конвеєра

$$W_{om} = 708 \frac{N_y}{v} = 708 \cdot \frac{55}{1,6} = 24338 \text{ Н},$$

де  $N_y$  – установлена потужність двигуна,  $N_y = 55$  кВт.

Максимально можливий натяг конвеєрної стрічки

$$S'_{\max} = W_{om} \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = 24338 \cdot \frac{6,86}{6,86 - 1} = 28491 \text{ Н},$$

де  $\alpha$  – кут обхвату приводних барабанів,  $\alpha = 440^\circ$  або 7,7 рад;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки із приводним барабаном (вогнестійка обкладка, барабан без футеровки, виробка не примикає до очисного вибою) (див. додаток 2),  $\mu = 0,25$ ;

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 6,86$ .

За величиною  $S_{\max}$  обираємо тип конвеєрної стрічки (див. додаток 2)

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max} \cdot m}{B} = \frac{28491 \cdot 8,5}{80} = 3027 \text{ Н/см},$$

де  $i \cdot \sigma$  – сумарне розривне зусилля всіх прокладок конвеєрної стрічки, Н/см;

$i$  – число прокладок;

$\sigma$  – розривне зусилля однієї прокладки, Н/см;

$B$  – ширина стрічки,  $B = 80$  см;

$m$  – запас міцності конвеєрної стрічки,  $m = 8,5$  (див. додаток 2).

Як тяговий орган конвеєра 1ЛБ80 попередньо приймаємо конвеєрну стрічку ТА-100 із чотирма тканинними прокладками, для якої  $\sigma = 980$  Н/см, а

$$i \cdot \sigma = 4 \cdot 980 = 3920 \text{ Н/см}.$$

Погонна маса обраної нами стрічки становить  $q_l = 9,84$  Н/см (див. додаток 2).

4. Опір руху навантаженої і порожньої віток конвеєрної стрічки:

$$W_n = [(q_{\lambda} + q'_p + q)\omega \cos \beta - (q_{\lambda} + q) \sin \beta] g L_n = \\ = [(9,84 + 11,8 + 17,5) \cdot 0,04 \cos 7^\circ - (9,84 + 17,5) \cdot \sin 7^\circ] \times \\ \times 9,81 \cdot 600 = -10465 \text{ Н},$$

де  $\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічки (див. додаток 2),  $\omega = 0,04$ ;  
 $L_n$  – довжина навантаженої вітки стрічкового конвеєра,  
 $L_n = 600$  м.

$$W_{nop} = [(q_{\lambda} + q''_p)\omega \cos \beta + q_{\lambda} \sin \beta] g L_n = \\ = [(9,84 + 3,6) \cdot 0,04 \cos 7^\circ + 9,84 \cdot \sin 7^\circ] \cdot 9,81 \cdot 590 = 10029 \text{ Н},$$

де  $L_n$  – довжина порожньої вітки стрічкового конвеєра (див. рис. 5.5),  $L_n = 590$  м.

5. Приблизне тягове зусилля на приводі конвеєра:

$$W'_0 = k(W_n + W_{nop}) = 1,3 \cdot (-10465 + 10029) = -567 \text{ Н},$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує місцеві опори руху стрічки (див. додаток 2),  $k = 1,3$ .

**Примітка.** Знак «-» позначає, що конвеєр працює в генераторному режимі.

6. Мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці за умовою припустимого її прогину:

$$S_n^{\min} \geq 5(q + q_{\lambda}) g l'_p = 5 \cdot (17,5 + 9,84) \cdot 9,81 \cdot 1,3 = 1743 \text{ Н}.$$

7. Мінімально необхідний натяг стрічки в точці її збігання із приводного барабана:

$$S_{сб}^{\min} \geq \frac{k_m |W'_0| e^{\mu \alpha}}{e^{\mu \alpha} - 1} = \frac{1,2 \cdot 567 \cdot 6,86}{6,86 - 1} = 797 \text{ Н},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,2$ .

8. Визначимо загальне тягове зусилля на приводі установки.

Спочатку визначимо натяг тягового органа в характерних точках за довжиною конвеєра методом обходу його за контуром.

Натяг конвеєрної стрічки в точці її збігання із приводного барабана –  $S_I$  (точка 1 на рис. 5.5). Щоб запобігти прослизанню

конвеєрної стрічки на приводному барабані, повинна бути виконана наступна умова:

$$S_l \geq S_{cб}^{\min}.$$

У нашому прикладі  $S_{cб}^{\min} = 797$  Н. Прийнемо  $S_l = 1750$  Н.

Через те, що відстань 5-6 мала в порівнянні з довжиною конвеєра, нею нехтуємо.

$$S_1 = 1750 \text{ Н};$$

$$S_2 = S_1 + W_{1-2} = S_1 + W_{nop} = 1750 + 10029 = 11779 \text{ Н};$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = S_2 + 0,04S_2 = 1,04 S_2 = 12250 \text{ Н};$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = S_3 + W_n = 12250 - 10465 = 1785 \text{ Н}.$$

Мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці має точка 4, тобто  $S_4 = 1785$  Н, а  $S_n^{\min} = 1743$  Н, і умова відсутності надмірного прогину стрічки на навантаженій вітці  $S_4 \geq S_n^{\min}$  виконується.

**Примітка.** Для бремсбергового конвеєра розрахунок натягу стрічки можна почати із точки з мінімальним натягом на навантаженій вітці, прийнявши його рівним величині  $S_n^{\min}$ , а потім перевірити умову  $S_l \geq S_{cб}^{\min}$ . Якщо умова відсутності пробуксовки стрічки на приводному барабані не виконується, то варто прийняти  $S_l = S_{cб}^{\min}$ . Умова надмірного прогину стрічки на навантаженій вітці в цьому пункті перевіряти немає необхідності - вона буде виконана. Але для побудови діаграми натягів тягового органа перерахунок методом обходу контуру за точками прийдеться виконати заново.

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = S_4 + 0,04S_4 = 1,04S_4 = 1846 \text{ Н};$$

$$S_6 = S_5 = 1846 \text{ Н}.$$

9. Загальне тягове зусилля привода конвеєра

$$\begin{aligned} W_0 &= S_{нб} - S_{cб} - k_{np}(S_{нб} + S_{cб}) = \\ &= 1846 - 1750 - 0,05(1846 + 1750) = -84 \text{ Н}, \end{aligned}$$

де  $k_{np}$  – коефіцієнт опору руху стрічки на приводному барабані,  
 $k_{np} = 0,05$ .

10. Уточнюємо тип конвеєрної стрічки.

Дійсний максимальний натяг конвеєрної стрічки за результатами розрахунку становить:

$$S_{\max_\partial} = S_3 = 12250 \text{ Н.}$$

Припустимо зусилля конвеєрної стрічки  $S_\partial \geq S_{\max_\partial}$ .

За таблицями (див. додаток 2) обираємо остаточно тип і число тканинних прокладок.

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max_\partial} \cdot m}{B} = \frac{12250 \cdot 8,5}{80} = 1302 \text{ Н.}$$

Обираємо конвеєрну стрічку із трьома тканинними прокладками ТА-100 припустима міцність якої

$$S_\partial = \frac{i \cdot \sigma \cdot B}{m} = \frac{3 \cdot 980 \cdot 80}{8,5} = 27670 \text{ Н.}$$

Погонна маса конвеєрної стрічки з 3-ма прокладками ТА-100 становить  $q_{л_\partial} = 8,9 \text{ кг/м}$ .

11. Необхідна сумарна потужність двигунів привода стрічкового конвеєра.

При транспортуванні конвеєром вантажу:

$$N_n = \frac{k_3 |W_0| v}{1000 \eta} = \frac{1,1 \cdot 84 \cdot 1,6}{1000 \cdot 0,8} = 0,2 \text{ кВт,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_3 = 1,1$ ;

$\eta$  – ККД приводу,  $\eta = 0,8$ .

Перевірка потужності двигуна при холостому ході.

Опір руху навантаженої вітки стрічки при холостому ході:

$$\begin{aligned} W_n &= [(q_{л} + q'_p) \omega \cos \beta - q_{л} \sin \beta] g L_n = \\ &= [(8,9 + 11,8) \cdot 0,04 \cos 7^\circ - 8,9 \cdot \sin 7^\circ] \cdot 9,81 \cdot 600 = -1547 \text{ Н,} \end{aligned}$$

Опір руху порожньої вітки (з урахуванням нової погонної маси стрічки):

$$W_{nop} = [(q_l + q_p'')\omega \cos \beta + q_l \sin \beta] g L_n = \\ = [(8,9 + 3,6) \cdot 0,04 \cos 7^\circ + 8,9 \cdot \sin 7^\circ] \cdot 9,81 \cdot 590 = 9150 \text{ Н},$$

Тягове зусилля при холостому ході

$$W_{0x} = k(W_n + W_{nop}) = 1,3 \cdot (-1547 + 9150) = 9884 \text{ Н}.$$

Оскільки  $W_{0x} > 0$ , то конвеєр працює в руховому режимі (привод переборює сили опору). У цьому випадку:

$$S_{c\delta_x}^{\min} \geq \frac{k_m W_{0x}}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,2 \cdot 9884}{6,86 - 1} = 2024 \text{ Н}.$$

Тому що  $S_{c\delta_x}^{\min} > S_{c\delta}^{\min}$ , то для розрахунку натягів конвеєрної стрічки при холостому ході прийемо:

$$S_1 = S_{c\delta_x}^{\min} = 2024 \text{ Н},$$

і умову відсутності пробуксовки стрічки на приводному барабані буде дотримано для обох режимів роботи транспортної установки.

**Примітка.** Якщо прийняти  $S_1 = S_{c\delta}^{\min}$ , то під час холостого ходу буде мати місце пробуксовка стрічки на приводному барабані, тому що умову  $S_1 \geq S_{c\delta_x}^{\min} = 2024 \text{ Н}$  не буде виконано. Перерахунок натягів конвеєрної стрічки за умов роботи транспортного пристрою під навантаженням можна не виконувати, тому що різниця значень  $S_{c\delta}^{\min}$  і  $S_{c\delta_x}^{\min}$  не велика.

$$S_1 = 2024 \text{ Н};$$

$$S_2 = S_1 + W_{1-2} = S_1 + W_{nop} = 2024 + 9150 = 11174 \text{ Н};$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = S_2 + 0,04 S_2 = 1,04 S_2 = 11621 \text{ Н};$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = S_3 + W_{H_x} = 11621 - 1547 = 10074 \text{ Н}.$$

Тому що умову  $S_4 \geq S_n^{\min}$  дотримано, то умову відсутності надмірного прогину стрічки на навантаженій вітці виконано.

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = S_4 + 0,04S_4 = 1,04S_4 = 10477 \text{ Н};$$

$$S_6 = S_5 = 10477 \text{ Н};$$

$$S_{н\delta_x} = 10477 \text{ Н}.$$

Загальне тягове зусилля на приводі під час холостого ходу конвеєра

$$\begin{aligned} W_{0x} &= S_{н\delta} - S_{с\delta} + k_{np} (S_{н\delta_x} + S_{с\delta}) = \\ &= 10477 - 2024 + 0,04 \cdot (10477 + 2024) = 8953 \text{ Н}. \end{aligned}$$

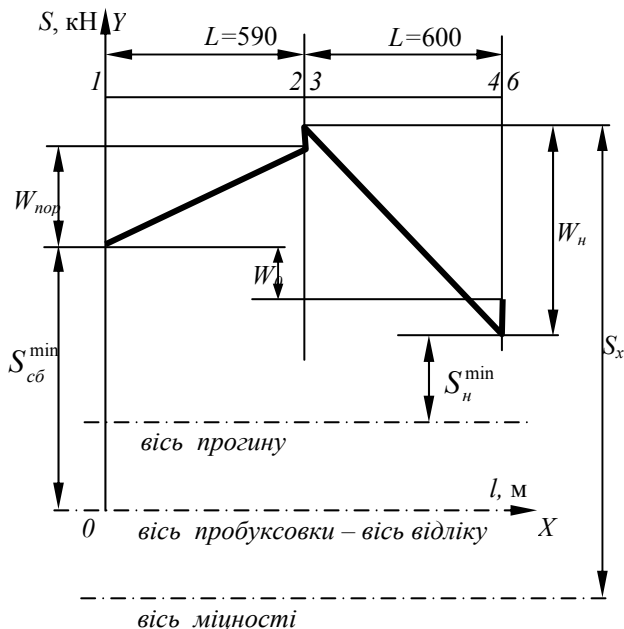
Уточнена потрібна потужність двигунів під час холостого ходу конвеєра становить (конвеєр у цьому випадку працює в руховому режимі):

$$N_{nx} = \frac{k_3 W_{0x} v}{1000 \eta} = \frac{1,1 \cdot 8953 \cdot 1,6}{1000 \cdot 0,8} = 19,7 \text{ кВт}.$$

Оскільки потрібна потужність двигунів під час холостого ходу більше, ніж при роботі конвеєра під навантаженням ( $N_{nx} > N_n$ ), для подальшого розрахунку приймаємо величину  $N_{nx}$ .

Установлена потужність двигунів конвеєра 1ЛБ80 становить  $N_y = 55$  кВт. Оскільки  $N_y > N_{nx}$ , то конвеєр буде працювати без перевантажень на довжині транспортування 600 м з експлуатаційною продуктивністю  $Q_e = 100,7$  т/година.

**Примітка.** Після перерахунку натягу конвеєрної стрічки методом обходу контуру за точками під час холостого режиму його роботи варто перевірити, чи витримає тяговий орган максимальне навантаження в цьому режимі. У даному прикладі максимальний натяг стрічки за умов холостого ходу  $S_{\max_x} = S_3 = 11621 \text{ Н}$ . Припустимо зусилля конвеєрної стрічки  $S_\delta = 27670 \text{ Н}$ . Отже, тяговий орган витримає максимальне навантаження за умов холостого режиму роботи конвеєра.



**Рисунок 5.6.** Діаграма натягу тягового органу конвеєра 1ЛБ80

Діаграма натягу стрічки з 3-ма прокладками ТА-100 конвеєра 1ЛБ80 працюючого під навантаженням наведена на рис. 5.6.

## 5.5. ТЯГОВИЙ РОЗРАХУНОК ПОХИЛОГО СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Як приклад, виконаємо тяговий розрахунок стрічкового конвеєра 2Л100У, що використовується як транспортний пристрій на ухилі блоку №5 шахти «Красноармійська–Західна №1». Розрахунок вантажопотоків за даними гірничо-геологічних умов був зроблений вище. Схема транспорту аналогічна наведеної на рис 2.24.

Вихідні дані для розрахунку:

$Q_e$  – експлуатаційна продуктивність,  $Q_e = 290$  т/година;

$L$  - довжина транспортування,  $L = 550$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 6^\circ$ ;

$N_y$  – установлена потужність двигунів,  $N = 220$  кВт .  
Кінематична схема конвеєра наведена на рис. 5.7.

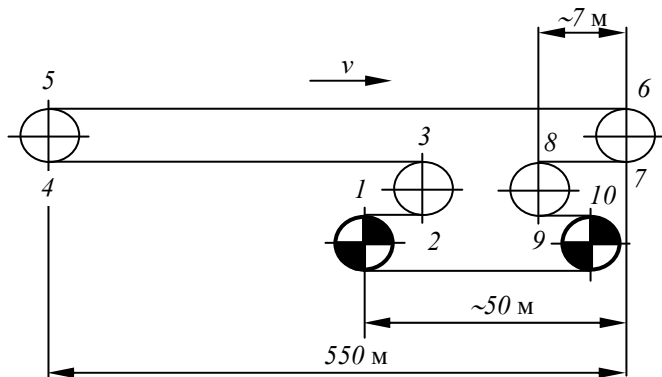


Рисунок 5.7. Схема конвеєра 2Л100У

1. Погонна маса вантажу на стрічці конвеєра:

$$q = \frac{Q}{3,6v} = \frac{290}{3,6 \cdot 2,5} = 32,2 \text{ кг/м},$$

де  $v$  - швидкість руху стрічки конвеєра,  $v = 2,5$  м/с.

2. Погонна вага роликоопор:

– навантаженої вітки

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p} = \frac{25}{1,2} = 20,8 \text{ кг/м};$$

– порожньої вітки

$$q''_p = \frac{G''_p}{l''_p} = \frac{21,5}{2,4} = 8,9 \text{ кг/м},$$

де

$G'_p$  і  $G''_p$  – маса обертових частин роликоопор, при діаметрі роликів 127 мм (див. додаток 2)

$$G'_p = 25 \text{ кг}, \quad G''_p = 21,5 \text{ кг}.$$

$l'_p$  і  $l''_p$  – відстань між роликоопорами на навантажений і порожній вітках,  $l'_p = 1,2$  м,  $l''_p = 2,4$  м.

3. Визначимо орієнтовно погонну вагу стрічки за встановленою потужністю двигуна конвеєра:

- максимально можливе тягове зусилля, що може розвинути привод конвеєра

$$W_{om} = 708 \frac{N_y}{v} = 708 \cdot \frac{220}{2,5} = 62304 \text{ Н},$$

де  $N_y$  – встановлена потужність двигуна,  $N_y = 220$  кВт.

- максимально можливий натяг конвеєрної стрічки

$$S'_{\max} = W_{om} \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = 62304 \cdot \frac{10,1}{10,1 - 1} = 69150 \text{ Н},$$

де  $\alpha$  – кут обхвату приводних барабанів,  $\alpha = 440^\circ$  або  $7,7$  рад;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки із приводним барабаном (вогнестійка обкладка, футерований гумою барабан, виробка не примикає до очисного вибою) (див. додаток 2),  $\mu = 0,3$ ;

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 10,1$ .

За величиною  $S_{\max}$  обираємо тип конвеєрної стрічки (див. додаток 2)

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max} \cdot m}{B} = \frac{69150 \cdot 8,5}{100} = 5878 \text{ Н/см},$$

де

$i \cdot \sigma$  – сумарне розривне зусилля всіх прокладок конвеєрної стрічки, Н/см;

$i$  – число прокладок;

$\sigma$  – розривне зусилля однієї прокладки, Н/см;

$B$  – ширина стрічки,  $B = 100$  см;

$m$  – запас міцності конвеєрної стрічки,  $m = 8,5$  (див. додаток 2).

Попередньо приймаємо конвеєрну стрічку 2РШТЛК-200 із трьома тканинними прокладками ТК-200, для якої  $\sigma = 1960$  Н/см, а

$$i \cdot \sigma = 3 \cdot 1960 = 5880 \text{ Н/см}.$$

Погонна маса 1 метра конвеєрної стрічки 2РШТЛК-200 становить:  $q_n = 13,4$  кг/м (див. додаток 2).

4. Опір руху навантаженої і порожньої галузей конвеєрної стрічки:

$$W_n = [(q_{\text{л}} + q'_p + q)\omega \cos \beta - (q_{\text{л}} + q)\sin \beta] g L_n = \\ = [(13,4 + 20,8 + 32,2) \cdot 0,035 \cos 6^\circ + (13,4 + 32,2) \cdot \sin 6^\circ] \times \\ \times 9,81 \cdot 550 = 38188 \text{ Н},$$

де  $\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічки (див. додаток 2),  $\omega = 0,035$ ;

$L_n$  – довжина навантаженої вітки стрічкового конвеєра

$$L_n = 550 \text{ м}.$$

$$W_{\text{nop}} = [(q_{\text{л}} + q''_p)\omega \cos \beta - q_{\text{л}} \sin \beta] g L_n = \\ = [(13,4 + 8,9) \cdot 0,035 \cdot \cos 6^\circ - 13,4 \cdot \sin 6^\circ] \cdot 9,81 \cdot 500 = -3063 \text{ Н},$$

де  $L_n$  – довжина порожньої вітки стрічкового конвеєра,  $L_n = 500 \text{ м}$ .

5. Наближене тягове зусилля привода конвеєра:

$$W'_0 = k (W_n + W_{\text{nop}}) = 1,3 (38188 - 3063) = 45663 \text{ Н},$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує місцеві опори руху стрічки (див. додаток 2),  $k = 1,3$ .

6. Мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці за умовою припустимого її прогину:

$$S_n^{\min} \geq 5 (q + q_{\text{л}}) g l'_p = 5 (32,2 + 13,4) 9,81 \cdot 1,2 = 2684 \text{ Н}.$$

7. Мінімально необхідний натяг стрічки в точці її збігання із приводного барабана:

$$S_{\text{сб}}^{\min} \geq \frac{k_m W'_0}{e^{\mu \alpha} - 1} = \frac{1,2 \cdot 45663}{10,1 - 1} = 6021 \text{ Н},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,2$ .

8. Загальне тягове зусилля на приводі установки.

Щоб уникнути прослизання конвеєрної стрічки на приводному барабані повинна бути виконана наступна умова:

$$S_l \geq S_{\text{сб}}^{\min}.$$

У нашому прикладі  $S_{\text{сб}}^{\min} = 6021 \text{ Н}$ . Приймемо  $S_l = 6050 \text{ Н}$ .

Через те, що довжина ділянки 1-2 мала в порівнянні з довжиною конвеєра, вважаємо, що

$$S_2 = S_1 = 6050 \text{ Н};$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = S_2 + 0,05 S_2 = 1,05 S_2 = 1,05 \cdot 6050 = 6353 \text{ Н};$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = S_3 + W_{\text{нор}} = 6353 - 3063 = 3290 \text{ Н};$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = S_4 + 0,05 S_4 = 1,05 S_4 = 3455 \text{ Н}.$$

Точка 5 має мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці тому що  $S_5 = 3455 \text{ Н}$ , а  $S_H^{\min} = 2684 \text{ Н}$ , і умова відсутності надмірного прогину стрічки на навантаженій вітці  $S_5 \geq S_H^{\min}$  виконується.

$$S_6 = S_5 + W_{5-6} = S_5 + W_H = 3455 + 38188 = 41633 \text{ Н};$$

$$S_7 = S_6 + W_{6-7} = S_6 + 0,05 S_6 = 1,05 S_6 = 43725 \text{ Н}.$$

Оскільки довжини ділянок 7-8 і 9-10 малі в порівнянні з довжиною конвеєра, ними нехтуємо і вважаємо, що

$$S_8 = S_7 = 43725 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9;$$

$$S_9 = S_8 + W_{8-9} = S_8 + 0,05 S_8 = 1,05 S_8 = 45911 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9 = 45911 \text{ Н}.$$

Натяг стрічки в точці набігання на приводний барабан

$$S_{\text{нб}} = S_{10} = 45911 \text{ Н}.$$

Загальне тягове зусилля приводу.

$$\begin{aligned} W_{0x} &= S_{\text{нб}} - S_{\text{сб}} + k_{\text{нр}} (S_{\text{нб}_x} + S_{\text{сб}}) = \\ &= 45911 - 6050 + 0,04 \cdot (45911 + 6050) = 41939 \text{ Н}. \end{aligned}$$

де  $k_{\text{нр}}$  – коефіцієнт опору руху стрічки на приводному барабані,  
 $k_{\text{нр}} = 0,04$ .

9. Уточнюємо тип конвеєрної стрічки.

Дійсний максимальний натяг конвеєрної стрічки за результатами розрахунку становить:

$$S_{\max_{\delta}} = S_{10} = 45911 \text{ Н.}$$

Необхідне припустиме зусилля конвеєрної стрічки

$$S_{\delta} \geq S_{\max_{\delta}}.$$

За таблицями (див. додаток 2) обираємо остаточно тип і число тканинних прокладок.

**Примітка.** У пункті 3 тягового розрахунку ми вибрали конвеєрну стрічку за максимальним натягом  $S_{\max} = 69150 \text{ Н}$ , що більше, ніж  $S_{\max_{\delta}} = 45911 \text{ Н}$ . У зв'язку із цим є можливість зменшити число прокладок стрічки або підібрати прокладки меншої міцності, що зменшить вартість стрічки, її вагу, товщину і жорсткість.

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max_{\delta}} m}{B} = \frac{45911 \cdot 8,5}{100} = 3902 \text{ Н.}$$

Остаточно обираємо конвеєрну стрічку 2ШТК-150 із трьома тканинними прокладками ТК-150, розривна міцність якої

$$S_{\delta} = \frac{i \cdot \sigma \cdot B}{m} = \frac{3 \cdot 1470 \cdot 100}{8,5} = 51882 \text{ Н.}$$

**Примітка.** Погонна маса конвеєрної стрічки з 3-ма прокладками ТК-150 становить  $q_{\delta} = 11,7 \text{ кг/м}$ , що на  $1,7 \text{ кг/м}$  менше розрахункової  $q_{\text{л}} = 13,4 \text{ кг/м}$ . Тому що різниця між  $q_{\text{л}}$  і  $q_{\delta}$  становить менш 2% від погонного навантаження роликів і матеріалу, що транспортується, перерахунок  $W_{\text{н}}$  і  $W_{\text{пор}}$  можна не робити і уважати точність отриманих результатів достатньою для інженерних розрахунків.

10. Необхідна сумарна потужність двигунів привода стрічкового конвеєра:

$$N_{\text{н}} = \frac{k_3 W_0 v}{1000 \eta} = \frac{1,2 \cdot 41939 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,8} = 157 \text{ кВт,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_3 = 1,2$ ;

$\eta$  – ККД приводу,  $\eta = 0,8$ .

Установлена потужність двигунів конвеєра 2Л100У становить  $N_y = 220$  кВт. Оскільки  $N_y > N_n$ , то конвеєр буде нормально працювати на довжині транспортування 550 м з експлуатаційною продуктивністю  $Q_e = 290$  т/година.

11. Діаграма натягу стрічки з 3-ма прокладками ТК-150 конвеєра 2Л100У представлена на рис. 5.8.

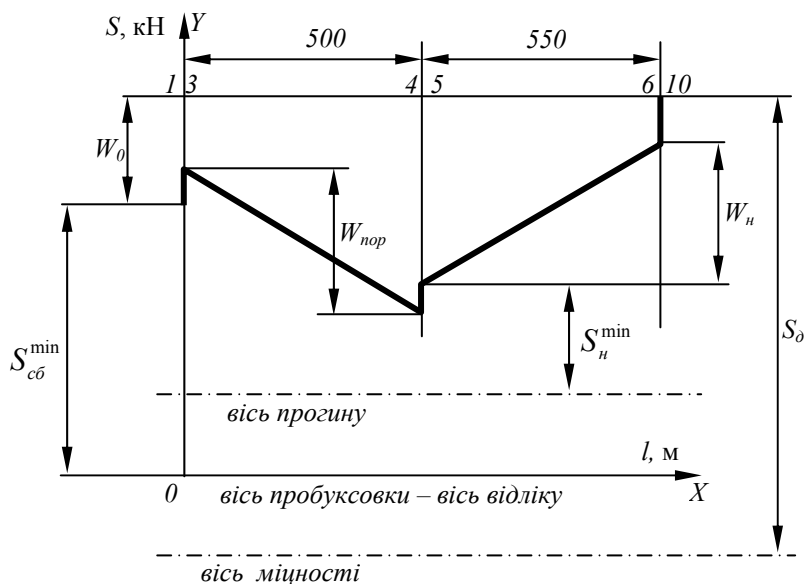


Рисунок 5.8. Діаграма натягу тягового органу конвеєра 2Л100У

## 5.6. ВИЗНАЧЕННЯ РЕЗЕРВІВ ПРОПУСКНОЇ ЗДАТНОСТІ ТРАНСПОРТНИХ СИСТЕМ, ЯКІ ВИКОРИСТОВУЮТЬ КОНВЕЄРИ

Однією з найважливіших завдань оперативного керування шахтним транспортом є оцінка резервів його пропускної здатності, що дозволяє визначити потенційні можливості забезпечення вантажоперевезень корисної копалини від вибою до поверхні.

Рішення подібного завдання ускладнене тим, що аналіз резервів необхідно проводити в суворій відповідності до умов технологічного процесу, що змінюються, парку транспортного обладнання і розвитку структури транспортної системи. Тільки в

умовах функціонування автоматизованої системи керування (АСУ) з'являється можливість здійснювати збір, обробку і видачу інформації про резерви системи підземного транспорту і використовувати її для оперативного керування.

Уся аналогова, дискретна і нормативно-довідкова інформація, що в умовах функціонування АСУ передається за допомогою датчиків через різні канали зв'язку і зберігається в пам'яті ЕОМ, характеризує певну технологічну ситуацію під час транспортування гірничої маси в підземних умовах.

Проведені дослідження, огляд робіт з удосконалення технології, організації систем транспорту діючих шахт дозволяє зробити вивід про відповідність пропускних здатностей суміжних транспортних ланцюгів різних ієрархічних рівнів від виїмкової ділянки, блоку або крила шахти, магістральних капітальних виробок, що примикають до пристовбурного двору і скіпового підйому, і наявності у системі «вузьких» місць у транспортуванні. Виконані роботи дають можливість представити алгоритм установаження резервів пропускної здатності систем.

Завдання вирішується мережним методом, що дозволяє відтворити і проаналізувати структуру транспортного процесу. Науковою основою мережних методів є теорія графів.

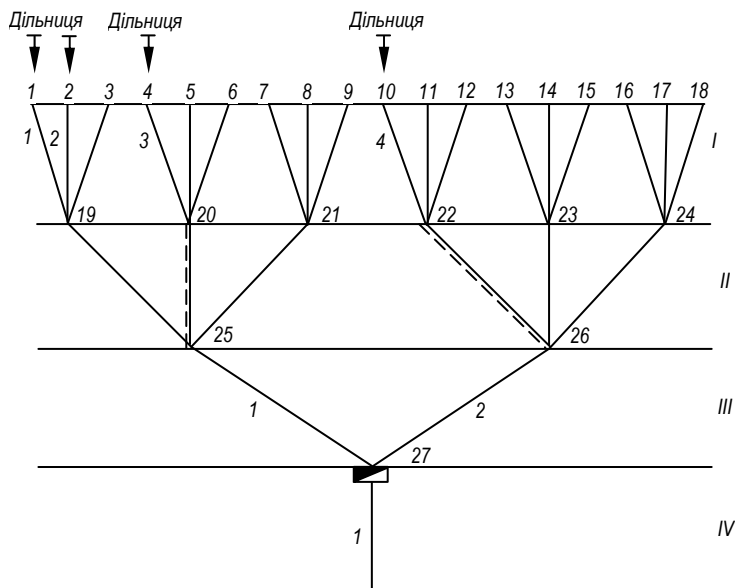
Як математичну модель задачі приймають послідовний (багаторівневий) деревоподібний граф, що має кілька рівнів, на яких розташовуються вершини.

На початковому етапі на основі універсальної математичної моделі визначення пропускної здатності підземного транспорту будують реальну розрахункову схему транспорту.

Для створення універсальної математичної моделі визначення резервів пропускної здатності підземного транспорту варто виходити з наявності генеральної ієрархічної транспортної схеми деревоподібної структури.

На наведеній на рис.5.9 генеральній схемі є 18 вершин, що відповідають можливим 18 очисним і підготовчим вибоєм, і 9 схемних вузлів, що відповідають дев'яти вузлам стикування конвеєрів (навантажувальним, перевантажувальним пунктам і ін.). При необхідності кількість вершин – вибоїв і вузлів – нава-

нтажувальних пунктів може бути збільшене або скорочено відповідно до технологічної схеми транспорту шахти. На розрахунковій схемі транспорту доцільно показати не тільки номери вибоїв ділянок, але і позначити назви виробок. Діючі транспортні лінії - ланцюги варто виділяти на розрахунковій схемі жирними лініями. Будь-яка реальна розрахункова схема виходить із генеральної шляхом проставлення ознак наявності вершин на першому (I) рівні ієрархії і вузлів дерева за всіма іншими рівнями,



**Рисунок 5.9. Генеральна і реальна розрахункові схеми транспорту**

що лежать нижче, відповідно до технологічної схеми підземного транспорту.

На першому рівні (I) ієрархії відмічаються усі дільничні транспортні лінії (1-1, 1-2, 1-3, ..., 1-K). Їхня кількість  $K$  повинна відповідати кількості очисних вибоїв, що обслуговуються транспортною системою.

Другому рівню (II) ієрархії відповідають проміжні збірні лінії, що знаходяться у межах виїмкової ділянки і призначені для транспортування вугілля більш ніж з одного очисного вибою (одночасно працюючі або з послідовним відпрацьовуванням).

На третьому рівні (III) - збірні транспортні лінії, призначені для транспортування видобутку від блоку або крила шахти.

Четвертий рівень (IV) являє собою конвеєрний підйом або транспортні лінії, що примикають до скіпового підйому. При цьому, якщо в реальній схемі транспорту шахти на четвертому рівні є більше однієї транспортної лінії, кожний район схеми транспорту, що примикає до своєї транспортної лінії четвертого рівня, повинен бути розглянутий окремо.

Якщо в технологічній схемі підземного транспорту шахти відсутні транспортні лінії, тобто якщо транспортні лінії якого-небудь рівня примикають безпосередньо до ліній більш високих рівнів, мінаючи при цьому один проміжний рівень або декілька, то ці фіктивні транспортні лінії відмічаються пунктирними лініями. На складену в такий спосіб розрахункову схему транспорту наносяться існуючі проміжні ємності.

Якщо ємність перебуває не у вузлі транспортної схеми, то її положення фіксується в проміжку транспортної лінії.

Розрахунок резервів ведеться для кожної транспортної лінії (вітки дерева) і потім підсумується на кожному рівні ієрархії.

Резерви пропускної здатності для транспортної системи в цілому визначаються з умови

$$R_j = \min_y \{R_j^y\},$$

де  $R_j$  і  $R_j^y$  – резерви  $j$ -го виду за системою в цілому і за рівнем

$$1 \leq y \leq 4.$$

Для визначення будь-якого  $j$ -го резерву для транспортної лінії необхідно знати гірничотехнічні умови експлуатації, технічні дані засобів транспорту, а також організаційні умови і технологічні параметри системи конвеєрного транспорту. Крім того, необхідно визначити:

- величини інтенсивності вантажопотоків (забійних і тих, що підсумовуються), що надходять на кожну транспортну лінію системи;
- технічні можливості кожної конвеєрної установки і лінії (експлуатаційну продуктивність конвеєрів і час роботи) і експлуатаційну продуктивність кожної конвеєрної установки виходячи з характеру вантажопотоку, що надходить, довжини конвеєра і кута їхньої установки.

Технічно можлива продуктивність конвеєрів у заданих умовах експлуатації визначається залежно від припустимого погонного навантаження вантажонесучого органа за формулою

$$Q_m = q_{don} v, \text{ т/хв},$$

де  $q_{don}$  – припустиме погонне масове навантаження вантажонесучого полотна конвеєра, т/м;

$v$  – швидкість руху стрічки конвеєра, м/хв.

Її мінімальне значення встановлюється за трьома факторами:

- несучої здатності тягового органу;
- тяговому зусиллю привода;
- міцності тягового органу.

Величина припустимого погонного навантаження за несучою здатністю тягового органу  $q_1$  визначається за формулами:

- для стрічкових конвеєрів

$$q_1 = C C_1 B^2 \gamma, \text{ т/м},$$

де  $C$  – коефіцієнт продуктивності конвеєра залежно від кута нахилу роликів;

$C_1$  – коефіцієнт продуктивності, що враховує кут установки конвеєра;

$B$  – ширина стрічки;

$\gamma$  – насипна щільність матеріалу, що транспортується, т/м<sup>3</sup>;

- для скребкових і пластинчастих конвеєрів

$$q_1 = C_2 B_1^2 \gamma, \text{ т/м},$$

де  $B_1$  – ширина вантажонесучого органу, м;

$C_2$  – коефіцієнт, що враховує відношення ширини вантажонесучого органу до висоти бортів (для скребкових конвеєрів  $C_2 = 0,25$  і для пластинчастих  $C_2 = 0,30$ ).

Величина припустимого погонного масового навантаження  $q_2$  за тяговим зусиллям привода встановлюється:

– для стрічкових конвеєрів:

$$q_2 = \frac{W_0 - k_m g (2q_l + q'_p + q''_p) \omega L \cos \beta}{1000 k_m L g (\omega \cos \beta \pm \sin \beta)}, \text{ т/м}, \quad (5.7)$$

де  $W_0$  – тягове зусилля створюване приводом конвеєра, Н;

$q_l$  – маса 1м стрічки, кг/м;

$q'_p$  – маса 1м обертових частин роликів навантаженої вітки, кг/м;

$q''_p$  – маса 1 м обертових частин роликів порожньої вітки, кг/м;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічок конвеєрів;

$L$  – довжина конвеєра, м;

$\beta$  – кут установки конвеєра, град;

$k_m$  – коефіцієнт запасу сил тертя.

Величина  $W_0$  залежить від потужності двигунів конвеєра і розраховується:

– під час доставки вантажу нагору:

$$W_0 = \frac{1000 N_{\partial \theta} \eta}{k_3 v}, \text{ Н},$$

де  $N$  – потужність двигунів конвеєра, кВт;

$\eta$  – ККД передавального механізму привода;

$k_3$  – коефіцієнт запасу потужності;

$v$  – швидкість руху вантажонесучого полотна, м/с;

– під час доставки вантажу вниз:

$$W_0 = \frac{1000 N_{\partial \theta}}{k_3 v \eta}, \text{ Н},$$

– для скребкових конвеєрів:

$$q_2 = \frac{W_0 - 2k_1 q_0 g f L \cos \beta + S_0}{1000k_1 L g (f' \cos \beta \pm \sin \beta)}, \text{ т/м} \quad (5.8)$$

де  $f$  – коефіцієнт опору руху скребкового тягового органу конвеєра;

$f'$  – коефіцієнт опору руху вантажу;

$q_0$  – маса одного метра тягового органу, кг/м;

$k_1$  – коефіцієнт урахування місцевих опорів руху,  
 $k_1=1,05...1,10$ ;

$S_0$  – первісний натяг ланцюга,  $S_0 = 500...1000$  Н;

– для пластинчастих конвеєрів:

$$q_2 = \frac{W_0 - 2k_2 q_0 g \omega'' L \cos \beta + S_0}{1000k_2 L g (\omega'' \cos \beta \pm \sin \beta)}, \text{ т/м}, \quad (5.9)$$

де  $\omega''$  – загальний коефіцієнт опору руху ходових кареток за напрямними;

$k_2$  – коефіцієнт обліку місцевих опорів руху,  $k_2=1,03... 1,08$ .

Величина припустимого погонного навантаження з умови міцності тягового органу  $q_3$  визначається за формулами (5.7, 5.8, 5.9) тільки замість величини  $W_0$  приймається значення  $W_0''$  – можливе окружне зусилля з умови припустимого натягу тягового органу. Величина останнього залежить від місця розташування привода і напрямку транспортування вантажу:

- для стрічкових конвеєрів при будь-якому місці розташування привода і напрямку транспортування вантажу, якщо  $W_n > 0$ :

$$W_0'' = S_{np} \left( \frac{e^{\mu\alpha} - 1}{e^{\mu\alpha}} \right), \text{ Н.}$$

Якщо привод розташований унизу і доставка вантажу здійснюється вгору, то

$$W_0'' = (S_{np} - |W_{nop}|)(e^{\mu\alpha} = 1), \text{ Н.}$$

Якщо привод розташований угорі, доставка вантажу здійснюється вниз, і  $W_n < 0$ , то

$$W_0'' = S_{np} \left( \frac{e^{\mu\alpha} - 1}{e^{\mu\alpha}} \right),$$

а за  $|W_n| > W_{пор}$ :

$$W_0'' = S_{np} (e^{\mu\alpha} - 1), \text{ Н,}$$

де  $\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки з барабаном;

$\alpha$  – кут обхвату стрічкою барабана, град;

$S_0$  – припустимий натяг тягового органу, Н,

$$S_0 = \frac{S_p}{m}, \text{ Н,}$$

де  $S_p$  – розривне зусилля тягового органу, Н;

$m$  – коефіцієнт запасу міцності;

– для скребкових і пластинчастих конвеєрів:

$$W_0'' = S_0 = \frac{S_p k_u}{m}, \text{ Н,}$$

де  $k_u$  – коефіцієнт нерівномірності завантаження тягових ланцюгів (для одноланцюгового конвеєра  $k_u = 1$ , для дволанцюгового  $k_u = 0,6$ ).

Після визначення величин  $q_1$ ,  $q_2$  і  $q_3$  для кожного конвеєра обирається найменше значення  $q_{дон} = \min\{q_1, q_2, q_3\}$ , на підставі якого розраховується припустима продуктивність кожного конвеєра і проводиться розрахунок резервів пропускної здатності. Оцінюються наступні види резервів транспортних ліній і всієї системи: продуктивність, час, пропускна здатність і технологічні ємності. Оцінка величини резервів пропускної здатності здійснюється шляхом розрахунку коефіцієнтів кожного виду резерву.

Резерв продуктивності конвеєрної лінії розділяють на технологічний і технічний. Попередньо розраховуються величини відповідних резервів для кожної конвеєрної установки, а вели-

чина резерву всієї транспортної лінії приймається за мінімальним значенням з отриманих.

Технологічний резерв продуктивності конвеєрної лінії обумовлений нерівномірністю вантажопотоку, що надходить на конвеєр, і величина його коефіцієнта розраховується за формулою

$$r_1 = 1 - \frac{60a_{1(n)}}{Q_e},$$

де  $Q_e$  – експлуатаційне навантаження, т/година.

Технічний резерв продуктивності цієї лінії залежить від можливостей засобів транспорту в заданих умовах експлуатації і встановлюється за формулою

$$r_2 = 1 - \frac{Q_e}{60Q_m},$$

де  $Q_m$  – технічно можлива продуктивність, т/хв.

Величина резерву продуктивності конвеєра визначається сукупністю технологічного і технічного резервів, а величина коефіцієнта резерву продуктивності – залежністю

$$r_3 = 1 - \frac{60a_{1(n)}}{Q_m} = 1 - (1 - r_1)(1 - r_2).$$

За умов завантаження конвеєра з усереднюючої ємності величина технологічного резерву продуктивності дорівнює нулю ( $r_1=0$ ). При цьому величина резерву продуктивності визначається тільки технічними можливостями конвеєрів

$$r_3 = r_2 = 1 - \frac{Q_\delta}{60Q_m},$$

де  $Q_\delta$  – продуктивність розвантаження бункера, т/година.

У випадку завантаження конвеєра рівномірним вантажопотоком з ємності і нерівномірним з одного очисного вибою величини коефіцієнтів резерву продуктивності визначаються за формулами:

$$r_1 = 1 - \frac{60a_{1(n)\Sigma}}{Q_{\delta} + Q_e},$$

$$r_2 = 1 - \frac{Q_{\delta} + Q_e}{60Q_m}.$$

Величина загального резерву продуктивності в цьому випадку встановлюється за формулою

$$r_3 = 1 - \frac{a_{1(n)\Sigma}}{Q_m}.$$

За умов завантаження конвеєра декількома вантажопотоками, розподіленими за довжиною конвеєра, визначається величина інтенсивності середньозваженого середнього хвилинного вантажопотоку за формулами

$$a_{1(n)c} = \frac{a_{1(n)1} + a_{1(n)2} + \dots + a_{1(n)n}}{L}, \text{ Т/ХВ.}$$

У цьому випадку коефіцієнти резервів продуктивності:

$$r_1 = 1 - \frac{60 \cdot a_{1(n)c}}{Q_{e.c}};$$

$$r_2 = 1 - \frac{Q_{e.c}}{60Q_m};$$

$$r_3 = 1 - \frac{a_{1(n)c}}{Q_m}.$$

Коефіцієнти показують наявність наступних резервів: технологічних, технічних і продуктивності кожної конвеєрної установки.

Знак «-» кожного з видів резерву свідчить про наявність «вузького» місця в даній точці транспортної системи.

Резерв продуктивності конвеєра в абсолютних величинах (т/хв.) визначається за формулами:

$$R_1 = \frac{r_1 Q_e}{60};$$

$$R_2 = r_2 Q_m;$$

$$R_3 = r_3 Q_m.$$

Резерв часу роботи конвеєрної лінії обумовлений відмовами (кінцевою надійністю) власне транспортних установок і характером надходження вантажопотоків з очисних вибоїв (наявність проміжків безперервного надходження і відсутність вантажопотоку).

Величина коефіцієнта резерву часу транспортної лінії встановлюється за формулою

$$r_4 = 1 - K_{ов.} \cdot ПК_{zi},$$

де  $K_{ов.}$  – коефіцієнт надходження вантажу з очисного вибою;

$ПК_{zi}$  – добуток коефіцієнтів готовності конвеєра транспортного маршруту вибою.

Коефіцієнт готовності - основний комплексний показник надійності:

$$K_z = T_0 / (T_0 + T_e),$$

де  $T_0$  – наробіток на відмову, що характеризує безвідмовність, годин;

$T_e$  – середній час відновлення, що характеризує ремонтпридатність машини в розглянутий період часу, годин.

Нормативні мінімальні значення коефіцієнта готовності і термінів служби конвеєрів різних типів, обумовлені відповідними стандартами, наведені в таблиці 5.1. Практично, в окремих випадках конвеєри можуть працювати при коефіцієнті готовності  $K_z = 0,98 \dots 0,99$

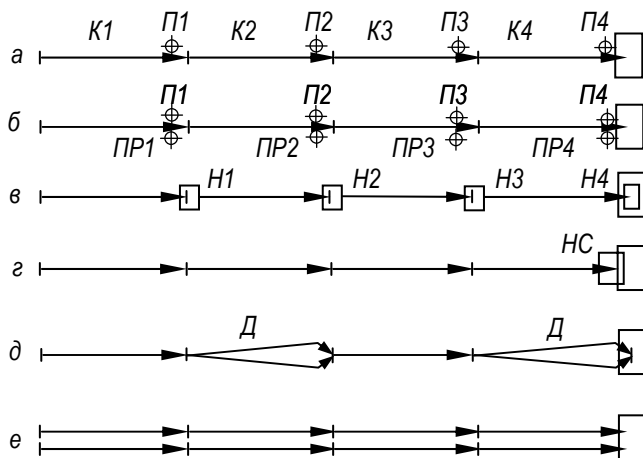
Таблиця 5.1.

| Тип конвеєра                                 | $K_z$ | Термін служби, рік | Ресурс до першого капітального ремонту, тис. годин |
|----------------------------------------------|-------|--------------------|----------------------------------------------------|
| Стрічковий: стаціонарний і напівстаціонарний | 0,96  | 8                  | 8000 – 1000                                        |

Більші значення коефіцієнта готовності досягаються шляхом підвищення технічного рівня конструкції конвеєра або збільшення трудовитрат на обслуговування і ремонт.

Значення кожного показника надійності повинне бути погоджене зі співвідношеннями паспортних і фактичних даних машини – режимом її завантаження і умовами роботи. Очевидно, що за умов недовантаження і перевантаження машини, при меншій або більшій швидкості руху стрічки показники надійності будуть різними. Цю дуже важливу обставину необхідно брати до уваги під час аналізу тих або інших абсолютних значень показників, отриманих на основі обробки статистичних даних.

У схемах комплексної механізації транспортно-технологічних ліній можливе послідовне (що має найбільше поширення), паралельне і комбіноване розташування окремих конвеєрів, що становлять загальну систему.



**Рисунок 5.10. Схеми послідовного розташування окремих конвеєрів  $K_1, K_2, \dots, K_n$  у загальній системі:**

*а* – без резервних пристроїв (*П1, П2* – приводи конвеєрів 1, 2, ...); *б* – з резервними пристроями *ПР1, ПР2* ...; *в* – з накопичувачами *Н* у кожного конвеєра; *г* – із загальним накопичувачем *НС*; *д* – з дублюючими лініями *Д* у окремих конвеєрів; *е* – з дублюванням усієї системи конвеєрів

Послідовна система конвеєрів може не мати (рис. 5.10а,б) або мати накопичувальні пристрої в кожному окремому конвеєрі (рис. 5.10в) або у всієї системи (рис. 5.10г), мати дублюючу лінію для окремих складових частинах (рис. 5.10д) або усієї системи в цілому (рис. 5.10е). За умов відсутності накопичувальних пристроїв зупинка будь-якого окремого послідовно розташованого конвеєра викликає зупинку (відмова) усієї системи. У цьому випадку імовірність безвідмовної роботи системи  $P_c$  із  $i$ -го числа конвеєрів визначають як добуток імовірностей  $P_i$  безвідмовної роботи кожного окремого конвеєра:

$$P_c = \prod_{i=1}^n P_i .$$

Загальний коефіцієнт готовності системи

$$K_{c.c} = \prod_{i=1}^n K_{c.i} ,$$

де  $K_{c.i}$  – коефіцієнт готовності кожного конвеєра системи.

Якщо в системі є накопичувачі, то безперервність потоку вантажів зберігається у всьому робочому періоді при  $t_n \geq t_{ei \max}$ .

При  $t_n < t_{ei \max}$  система зупиняється на час  $t_{e.c} = t_{ei \max} - t_n$  (тут  $t_n$  – час дії (сумарний запас за часом) накопичувача, година;  $t_{ei \max}$  – максимальний час ліквідації відмови на конвеєрах системи, година).

За умов наявності повної резервної (дублюючої) лінії час зупинки системи складе лише проміжок часу, необхідний для передачі сигналу і включення дублюючої лінії. Останню мають стрічкові, пластинчасті, вібраційні і інші конвеєри в системах особливого призначення, наприклад, у цехах паливоподачі електростанцій.

Під час визначення імовірності безвідмовної роботи  $P(t)$  складної системи необхідно розчленувати її на окремі елементи, для кожного з яких окремо визначають імовірність безвідмовної роботи. Для цього широко використовують структурні схеми, у яких кожний елемент характеризується своїм значенням імовірності безвідмовної роботи протягом заданого періоду часу.

Найбільш характерний випадок, коли відмова одного елемента виводить із ладу всю систему. Звичайно це має місце за умов послідовного з'єднання елементів (рис.5.11а).

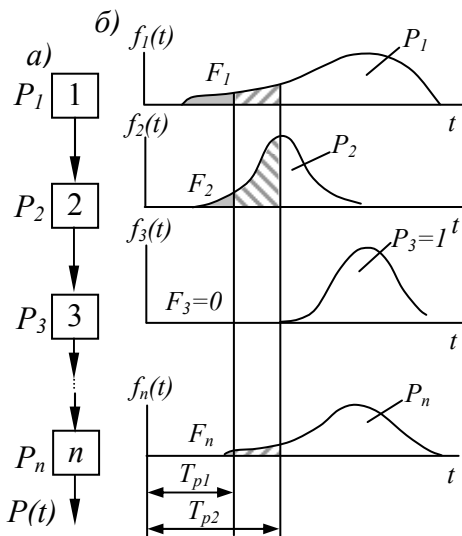
На рис. 5.11б показані криві розподілу термінів служби  $f(t)$  для кожного елемента, які можуть бути отримані на основі аналізу відмов роботи. Площа  $F = \int_0^{T_p} f(t)dt$  характеризує імовір-

ність відмови в заданому інтервалі часу, а імовірність безвідмовної роботи буде дорівнювати  $P(t) = 1 - F(t)$ . З рисунка 5.11 видно, що при збільшенні періоду  $T_p$  імовірність безвідмовної роботи ряду елементів, а отже, і усієї системи зменшиться, тому що вона дорівнює

$$P(t) = \prod_{i=1}^n P_i(t).$$

За умов однакових значень  $P_i$  надійність системи буде дорівнювати

$$P(t) = P_i^n.$$



**Рисунок 5.11. Послідовне з'єднання елементів складної системи:**

*а* – схема з'єднання; *б* – закони розподілу термінів служби елементів

З наведених формул виходить, що складна система, укладена з великої кількості елементів, з'єднаних послідовно, буде мати малу надійність. Так при числі елементів  $n = 10$  з однаковою імовірністю, рівною 0,97, імовірність безвідмовної роботи системи буде дорівнювати  $P(t) = 0,97^{10} = 0,74$ .

Теорія ймовірностей дає ряд законів розподілу випадкових величин, які використовуються для вирішення завдань надійності. Нормальний закон розподілу (Гаусса) у ряді випадків можна застосовувати при зношуванні і інших поступових відмовах. При асиметричних законах розподілу  $f(t)$  можуть бути використані закони Вейбулла, Релея: логарифмічно нормальний, експоненціальний або гамма-розподілу. Підставою для вибору закону служать дані випробувань або відомості про аналоги.

Наприклад, якщо вихід з ладу елементів системи пов'язаний з раптовими відмовами, що підкоряються експонентному закону, то імовірність безвідмовної роботи таких елементів визначають за формулами:

$$P_1 = e^{-\lambda_1 t}; P_2 = e^{-\lambda_2 t}; P_3 = e^{-\lambda_3 t}; P_n = e^{-\lambda_n t},$$

де  $\lambda = 1/T_{cp}$  – інтенсивність відмов, які є зворотною величиною середнього наробітку на відмову.

Імовірність безвідмовної роботи такої системи буде дорівнювати

$$P(t) = \prod_{i=1}^n e^{-\lambda_i t}.$$

Для підвищення надійності складних систем застосовують дублювання навантажених елементів. У цьому випадку імовірність спільної появи всіх відмов  $F(t)$  знаходять відповідно до теорему множення

$$F(t) = \prod_{i=1}^n F_i.$$

Наприклад, якщо імовірність безвідмовної роботи кожного елемента системи  $P_i = 0,90$ , а число паралельних елементів  $n=3$ , то  $P(t) = 1 - (0,1)^3 = 0,999$ . Таким чином, імовірність безвідмовної роботи такої системи значно підвищується.

Під час завантаження конвеєрів з ємності з інтенсивністю  $Q_6$  коефіцієнт резерву часу визначається за формулою:

$$r_4 = 1 - \zeta K_{o.3} PK_{z.i},$$

де  $\zeta = \frac{60a_{1(n)}}{Q_6}$  – відношення величини середнього вантажопотоку,

що надходить у ємність, до продуктивності її вивантаження.

В абсолютних величинах резерв часу транспортної лінії протягом базового проміжку часу встановлюється за формулою:

$$R_4 = r_4 TK_{z.l}, \text{ хв.},$$

де  $K_{z.l}$  – коефіцієнт готовності лінії;

$T$  – тривалість зміни, хв.

Коефіцієнт резерву пропускної здатності конвеєрної лінії розраховується за формулою:

$$r_5 = 1 - (1 - r_3)(1 - r_4),$$

а в абсолютних величинах (т/доба) – за формулою:

$$R_5 = r_5 K_{z.l} T Q_m n_{zm},$$

де  $n_{zm}$  – число видобувних змін у добу.

Резерв технологічних ємностей дає можливість судити про наявність потенційних можливостей транспорту для спорудження в його системі додаткових бункерів.

Величини коефіцієнтів резервів ємностей системи, що акумулює і усереднює, визначаються за формулами:

$$r_6 = 1 - \frac{\sum E_{ai}}{\sum E_{amax i}} \text{ та } r_7 = 1 - \frac{\sum E_{yi}}{\sum E_{ymax i}}$$

де  $E_{ai}$ ,  $E_{yi}$  – фактичні величини ємностей, що акумулюють і усереднюють, установлених у системі транспорту;

$E_{amax i}$ ,  $E_{ymax i}$  – максимальні необхідні величини ємностей, що акумулюють і усереднюють.

Перед установленням величини  $r_7$  необхідно перевірити відповідність установлених у конкретних місцях транспортної системи величин ємностей, що акумулюють, і необхідних для компенсації заданого обсягу простоїв. Для цього визначаються величини  $E_{a \max}$  точки транспортної системи, у якій фактично перебуває ємність. При цьому обсяг компенсації простоїв  $Z$  повинен бути скоректований на величину добутку коефіцієнта готовності всіх конвеєрів до ємності, що розглядається:

$$Z' = Z \prod_{i=1}^R K_{ei},$$

де  $i = 1, 2, \dots, R$  – кількість конвеєрів у лінії, що передуює ємності.

У подальших розрахунках приймається мінімальна величина ємності з отриманої розрахунком і фактично наявної в системі транспорту.

Величини  $E_{y \max}$  визначаються для кожної транспортної лінії, що транспортує вантажопотік зі своїм коефіцієнтом нерівномірності, за формулою

$$E_{y \max} = 0,48 \cdot (a_{l(\max)} - a_{l(n)}) \cdot G_1,$$

де  $G_1$  – середній час одного проміжку безперервного надходження вантажопотоку, приймається за хронометражним спостереженням, хв.

Величини наявних ємностей, що усереднюють,  $E_y$  перед розрахунком резерву усереднюючої ємності також необхідно зрівняти з максимальної необхідної, і в розрахунку величини коефіцієнта резерву приймається найменше з отриманих значень. Одержання значень величин  $r_7$  або  $r_6$  зі знаком мінус означає відсутність резервів відповідних видів технологічних ємностей у системі і приймається  $r_7 = 0$  або  $r_6 = 0$ .

Величини коефіцієнтів резервів ємності  $r_6$  і  $r_7$ , рівні 1, указують на відсутність ємностей у розглянутих пунктах транспортної системи, а величини  $R_6$  і  $R_7$  являють собою ті значення ємностей бункерів, що акумулюють і усереднюють, які повинні перебувати в цих пунктах. Негативні значення коефіцієнтів  $r_7$  і

$r_6$  і величин  $R_6$  і  $R_7$  свідчать про надлишкову ємність у розглянутій точці системи і показують її величину.

Величини резервів пропускної здатності системи розраховуються на основі величин резервів окремих конвеєрних ліній, що входять у систему транспорту.

Величина кожного виду резерву для рівня ієрархії системи визначається за формулою

$$R_{nj}^y = \sum_{i=1}^R R_{ij} ,$$

де  $R_{nj}^y$  – резерв пропускної здатності  $n$ -го рівня ієрархії системи;

$R$  – кількість конвеєрних ліній в  $n$ -му рівні ієрархії системи;

$R_{ij}$  – резерв пропускної здатності  $i$ -ї транспортної лінії  $j$ -го виду резерву.

Оцінка величини резервів пропускної здатності транспортної системи в цілому розраховується за формулою.

$$R_j^c = \min \{ R_{nj}^y \}.$$

Наведений алгоритм установлення пропускної здатності систем конвеєрного транспорту діючих шахт може бути використаний для керування різних рівнів із застосуванням персональних ЕОМ. Методи можуть бути застосовні і під час використання інших видів транспорту.

Приведені у відповідність пропускні здатності різних транспортних ланок забезпечують ефективне транспортування корисної копалини і створюють передумови для підвищення виробничої потужності шахти.

## **ГЛАВА 6**

### **РОЗРАХУНОК ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ**

#### **6.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ**

Основними транспортними засобами для допоміжних матеріалів і людей на горизонтальних відкаточних виробках вугільних шахт є електровози. Вони перевозять 94% усього вантажообігу.

На шахтах найбільше поширення одержали акумуляторні і контактні електровози постійного струму.

Відстані, на які перевозяться будь-які вантажі і люди, досягають 5-10 км. Радіуси кривих 10...20 м. Профіль шляхів витримується з ухилом 0,003...0,005(3...5‰). Продуктивність практично не обмежена і регулюється числом працюючих електровозів.

На вугільних шахтах близько 80% парку становлять акумуляторні і 20% контактні електровози.

Відповідно до вимог ПБ, відкочування контактними електровозами дозволяється виробками шахт, безпечних з газу або пилу, а при наявності спеціального дозволу також у шахтах I і II категорій з газу і небезпечних з пилу – головними відкаточними виробками, омиваних свіжим струменем повітря. У шахтах III категорії і більш категорійних дозволяється застосовувати акумуляторні електровози у виконанні РП, а під час відпрацьовування пластів небезпечних щодо раптових викидів вугілля (породи) і газу – тільки РВ виконання.

Електровозний транспорт шахт у цей час залишається головним видом транспорту горизонтальними відкаточними виробками. У випадках, коли головний вантажопотік забезпечується конвеєрами, електровозний транспорт необхідний для перевезення людей, матеріалів і обладнання.

Вибір локомотива проводиться на підставі техніко-економічного розрахунку за умовою мінімуму наведених витрат на відкочування. Виробнича потужність шахти і відстань транспортування є основними факторами, що впливають на вибір ма-

си локомотива, а також типу і вантажопідйомності відкаточної посудини.

Основними типами відкаточних посудин для транспортування основного вантажопотоку підземними гірничими виробками на найближчу перспективу розвитку гірничодобувної промисловості варто вважати:

- для відкочування вугілля головними горизонтальними виробками - секційні поїзди з донним завантаженням;
- породи з підготовчих вибоїв – вагонетки з донним розвантаженням типу ВДК, які можуть застосовуватися також для транспортування основного вантажопотоку магистральними виробками при малих навантаженнях на навантажувальні пункти, і для перевезення закладних і баластових матеріалів;
- при малих вантажопотоках – вагонетки із глухим кузовом типу ВГ.

Для перевезення людей горизонтальними виробками використовуються вагонетки типу ВПП. Для перевезення вибухових матеріалів використовують вагонетки виготовлені на базі стандартних. Технічна характеристика вагонеток ВВ для перевезення вибухових матеріалів, а також вагонеток ВЛ для доставки лісу наведена в додатку 4. Для доставки в шахту мастильних матеріалів і робочої рідини механічних кріплень використовуються вагонетки ВСМ 1,4.

У загальному вигляді розрахунок параметрів електровозного відкочування залежно від розміру вантажопотоку, довжини і призначення гірничої виробки зводиться до визначення:

- типу і зчпної ваги локомотива;
- типу і місткості вагонетки або секції;
- величини состава поїзда і числа вагонеток у складі;
- числа і продуктивності електровозів;
- числа акумуляторних батарей і зарядних столів (при відкочуванні акумуляторними електровозами);
- параметрів зарядної і тягової підстанцій (обирається тип устаткування і його потужність);

- параметрів контактної мережі (для контактних електро-  
возів);
- витрати електроенергії на електровозне відкочування.

Під час проектування нових шахт або горизонтів рейковим шляхам прагнуть додати ухил рівного опору, при якому сила тяги під час руху поїздів з вантажем і з порожняком буде однакова. Значення цього ухилу становить близько 0,002 (2‰). Це трохи менше ухилу, необхідного для стоку води, тому для нових шахт і горизонтів середній ухил шляхів приймають звичайно рівним 0,003...0,005.

Локомотивний транспорт здійснює перевезення як основного, так і допоміжного вантажопотоку, тому рух завантаженого локомотива буде здійснюватися як убік пристовбурного двору, так і від нього.

Звідси випливає, що транспортування вантажопотоку буде проводитися у напрямку руху як на ухил, так і під ухил, що необхідно враховувати під час розрахунку локомотивного відкочування.

## **6.2. ПОРЯДОК РОЗРАХУНКУ ЕЛЕКТРОВОЗНОГО ВІДКОЧУВАННЯ**

Для проведення розрахунку необхідно мати наступні вихідні дані:

1. Категорійність шахти щодо газу і пилу.
2. Проектну потужність шахти.
3. План і профіль колії усіх відкаточних виробок.
4. Число, продуктивність і місця розташування навантажувальних пунктів.
5. Змінний вантажопотік породи з видобувних і підготовчих вибоїв.
6. Спосіб організації відкочування (одноланкова, дволанкова із закріпленням або без закріплення електровозів за поїздами і електровозів за маршрутами).

Відповідно до пунктів 1 і 2 виконується вибір типу електровоза (Додаток 4).

Середньозважена довжина відкочування (якщо локомотиви не закріплені за маршрутами або поїздами)

$$l_{cz} = \frac{l_1 Q_1 + l_2 Q_2 + \dots + l_n Q_n}{\sum_{m=1}^n Q_m},$$

де  $l_1; l_2; l_n$  – довжини маршрутів, м;

$Q_1; Q_2; Q_n$  – продуктивність навантажувальних пунктів, т/година.

Величина середнього ухилу визначається за формулою:

$$L_c = \frac{H_2 - H_1}{L},$$

де

$L$  – довжина відкочування, м;

$H_1$  і  $H_2$  – початкова і кінцева відмітка шляху, м.

Середній ухил приймається як розрахунковий. Якщо відомо середній ухил на кожній ділянці, то можна знайти середньозважений ухил на горизонті

$$i_{cz} = \frac{i_{c1} l_1 + i_{c2} l_2 + \dots + i_{cn} l_n}{\sum_{m=1}^n l_m},$$

де  $l_1; l_2; l_n$  – довжини ділянок переміщення вантажів, м;

$i_{c1}; i_{c2}; i_{cn}$  – середній ухил на ділянці.

У деяких випадках необхідно враховувати переважний (керівний) ухил. Переважним вважається найбільший ухил довжиною не менш довжини поїзда і довжини гальмового шляху, установлені ПБ.

Визначивши ці значення переходять безпосередньо до розрахунку локомотивного відкочування.

1. Визначення величини поїзда.

Завдання визначення припустимої маси поїзда зводиться до аналізу розв'язання рівняння руху поїзда, а саме:

$$Q \leq P \left( \frac{1000 \psi}{\omega \pm i + 100a} - 1 \right).$$

Для вугільних шахт характерним є рух навантаженого поїзда **під ухил**, а порожнього поїзда **на підйом**. Крім того, в умовах підземного відкочування бувають випадки, коли відбувається рух навантаженого поїзда на підйом (наприклад, підвіз матеріалів і допоміжного устаткування до вантажних ходок ухилу або бремсберга або доставка людей).

У зв'язку із цим установлено, що існує **3** найбільш важкі моменти роботи електровоза, для яких варто розглянути розв'язання зазначеного рівняння.

- максимально припустима вага поїзда за умовою зчеплення коліс із рейками при зрушуванні навантаженого поїзда на мінімальному ухилі

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n - i_{\min} + 100a} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $P$  – зчіпна вага електровоза, кН;

$\omega'_n$  – пусковий опір руху навантаженої вагонетки (при зрушуванні з місця),  $\omega'_n = 1,4\omega_n$ ;

$i_{\min}$  – мінімальний ухил, у розрахунках приймається  $i_{\min} = 2\text{‰}$ ;

$a$  – прискорення пускове, орієнтовно можна прийняти  $a = 0,03 \dots 0,05 \text{ м/с}^2$ ;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення коліс електровоза з рейками при пуску.

- максимально припустима вага поїзда при зрушуванні порожнього поїзда на переважний підйом

$$Q_{\text{пор}} \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_{\text{пор}} - i_p + 100a} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $i_p$  – переважний ухил, ‰;

$\omega'_{\text{пор}}$  – пусковий опір руху порожньої вагонетки (при рушанні з місця),  $\omega'_{\text{пор}} = 1,4\omega_{\text{пор}}$ ;

$\omega_n$  – опір руху навантажених вагонеток;

$\omega_{\text{пор}}$  – опір руху порожніх вагонеток.

**Примітка.** Якщо на шахті відкочування електровозами застосовується тільки для транспортування допоміжних матеріалів і людей, то необхідно визначити максимально припустиму вагу поїзда за умовою зчеплення при зрушуванні навантаженого поїзда на переважний підйом.

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n + i_p + 100a} - 1 \right) \text{ кН.}$$

2. Перевірка величини максимально припустимого поїзда за умовою гальмування.

Рудничні електровози контактного типу мають високі швидкості руху тривалого режиму, що перевищують 4 м/с. Тому для них великого значення набуває виконання умови: гальмовий шлях поїзда на переважному ухилі не повинен перевищувати 40 м. Дійсно, у ряді випадків поїзди, обрані за силою тяги і зчіпною масою електровоза виявляються за умовами гальмування надмірно більшими. Тому необхідно визначати величину максимально припустимої ваги поїзда за умовою гальмування навантаженого поїзда під час руху на переважному ухилі.

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_m}{110a_m - \omega_n + i_{cp}} - 1 \right), \text{ кН,}$$

де  $a_m$  – прискорення гальмування,  $\text{м/с}^2$

$$a_m = \frac{v_m^2}{2l_m};$$

$v_m$  – швидкість початку гальмування,  $\text{м/с}$ ; можна приймати рівною тривалій швидкості руху електровоза  $v_{\text{дл}}$  (вибирається з характеристики електровоза);

$l_m$  – гальмовий шлях; відповідно до правил техніки безпеки  $l_m=40\text{м}$  для вантажних перевезень і  $l_m=20\text{м}$  для пасажирських перевезень.

3. Визначення величини максимально припустимого поїзда за умовами нагрівання тягових двигунів.

**Примітка.** Цей пункт виконується тільки за умов деталь-ного розрахунку у випадку транспортування електровозами ос-новного вантажопотоку.

Величина поїзда обмежується, з одного боку, потужністю тягових двигунів, а з іншого, – зчіпною масою електровоза.

Для визначення величини максимально припустимого поїзда за умовами нагрівання тягових двигунів можна скористати-ся методом середньоквадратичної сили тяги. Сутність його по-лягає в тому, що припустимий поїзд визначається за силою тяги електровоза, що, у свою чергу, приймається прямо пропорцій-ною току тягових двигунів. Такий підхід до вирішення зазначе-ного питання є цілком припустимим, тому що сталь сучасних тягових двигунів береться з більшим магнітним насиченням, а звичайно тягові двигуни працюють у прямолінійній частині ха-рактеристики сили тяги.

Відповідно до викладеного за основу розрахунку поїзда за силою тяги приймається положення, що середньоквадратичне (еквівалентне) значення сили тяги на ободі коліс електровоза не повинне перевищувати тривалої сили тяги електровоза:

$$F_{ек} \leq F_{мп}.$$

Розрахунок виконується для нормальних умов рудничного електровозного відкочування в припущенні ухилу рівного опо-ру. На практиці дійсні ухили відкаточних шляхів значно відріз-няються від ухилу рівного опору, однак, як показали досліджен-ня і розрахунок, величина поїзда, припустимого за нагріванням тягових двигунів, піддається незначним коливанням при зміні ухилу від 0 до величини ухилу рівноваги. Цими коливаннями при виборі поїзда можна зневажити і приймати як шуканий той поїзд, що виходить при ухилі рівного опору ( $i_{pc} \approx 2\%$ ).

Сила тяги (Н), що встановлена, при ухилі рівного опору може бути визначена за кожною з наступних формул:

$$F_{уст} = (P + Q_n)(\omega_n - i_{pc}); \quad (6.1)$$

$$F_{уст} = (P + Q_{nop})(\omega_{nop} + i_{pc}).$$

Для уніфікації розрахункових операцій за вибору поїзда скористаємося формулою (6.1) для навантаженого поїзда.

Тривала сила тяги  $F_{mp}$  (Н) не повинна бути менше середньоквадратичного значення сили тяги, отже, можна написати:

$$F_{ек} \leq F_{mp}$$

$$F_{\partial л} = \alpha \sqrt{\frac{F_{yсм}^2 \cdot T_p}{T_p + \theta}}.$$

Позначимо величину  $\frac{T_p}{T_p + \theta}$  через  $\zeta$  і назвемо її відносною тривалістю руху, тоді:

$$F_{mp} = \alpha \sqrt{\frac{T_p}{T_p + \theta}} F_{yсм} = \alpha \sqrt{\zeta} F_{yсм}, \text{ або}$$

$$F_{yсм} = \frac{F_{mp}}{\alpha \sqrt{\zeta}}.$$

Відносна тривалість руху  $\zeta$  для заданих умов відкочування визначиться в такий спосіб.

Приймаємо середню ходову швидкість руху поїздів на відкаточних шляхах  $v_x$  (м/с) трохи меншою, чим тривала швидкість електровоза  $v_{\partial л}$  (вказується в характеристиці локомотива), а саме:

$$v_x = 0,75 v_{\partial л}.$$

Коефіцієнт 0,75 урахує зниження ходової швидкості пуску і зупинок під час проходження закруглень і стрілок, під час руху на підйомах і т.п.

Тривалість руху електровоза протягом одного рейсу  $T_p$  буде дорівнювати:

$$T_p = \frac{2 \cdot 1000 L}{60 v_x} \text{ хв},$$

де  $L$  - довжина відкочування, км;

$v_x$  - ходова швидкість руху, м/с.

Знаючи тривалість  $\theta$  (хв) маневрових операцій протягом одного рейса, ми можемо знайти:

$$\zeta = \frac{T_p}{T_p + \theta}.$$

Для визначення состава поїзда одержимо вираження:

$$P + Q_n \leq \frac{F_{mp}}{\alpha \sqrt{\zeta} (\omega_n - i_{pc})}; \quad (6.2)$$

$$P + Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{\alpha \sqrt{\zeta} \cdot (\omega_{nop} + i_{pc})},$$

де  $P + Q_n$  - маса навантаженого поїзда, кН;

$P + Q_{nop}$  - маса порожнього поїзда, кН.

Знаючи масу електровоза  $P$ , легко можна знайти масу поїзда  $Q_n$  а тим самим і число вагонеток. Величину ухилу рівного опору  $i_{pc}$  можна приймати рівною 2‰ при відкочуванні вагонетками з роликowymi підшипниками.

Тому що в остаточному підсумку  $\zeta$  залежить від довжини відкочування  $L$  і тривалості маневрів  $\theta$ , то наведена формула (6.2) дає можливість знайти для кожного значення  $L$  і  $\theta$  один певний поїзд, максимально припустимий за нагріванням двигунів.

Для орієнтовного вибору поїзда може бути запропонована більш проста формула, чим формула (6.2). Дійсно, величина  $\alpha \sqrt{\zeta}$  в більшості випадків близька до одиниці, отже, з достатньою для практичних цілей точністю для практичних розрахунків можна вважати, що  $\alpha \sqrt{\zeta} = 1$ , тоді:

$$P + Q_n \leq \frac{F_{mp}}{10^{-3} \cdot (\omega_n - i_{pc})};$$

$$P + Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{10^{-3} \cdot (\omega_{nop} + i_{pc})}.$$

**Примітка:** цими формулами користуватися, якщо  $i_{cp} \leq i_{pc} \approx 2 \text{ ‰}$ .

Якщо середня величина ухилу відкаточного шляху дорівнює або більше ухилу рівноваги  $i_{cp} \geq i_{pc}$ , то максимально припустимий поїзд для цих умов може бути визначений трохи іншим шляхом.

Швидкість руху порожнякового поїзда буде становити приблизно 60% швидкості тривалого режиму, а швидкість руху навантаженого поїзда буде на 10% більше тривалої швидкості. Тривалість руху протягом одного рейса буде визначатися наступним вираженням:

$$T_p = \frac{2,6 \cdot 1000L}{0,75 \cdot 60v_{mp}}.$$

Як показують підрахунки, час руху з навантаженням поїздом буде становити 1/3, а час руху з порожняком 2/3 загальної тривалості руху протягом одного рейса. Тому що при ухилі, рівному або більшому ухилу рівноваги, споживання струму двигунами електровоза можливо лише під час руху з порожняковим поїздом, то формула для визначення состава в цьому випадку прийме вид:

$$P + Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{0,6 \cdot \alpha \sqrt{\zeta} \cdot (\omega_{nop} + i_{cp}) \cdot 10^{-3}},$$

де  $i_{cp}$  – середній ухил відкаточного шляху.

Або, якщо прийняти  $\alpha \sqrt{\zeta} = 1$ , то остаточно для випадку  $i_{cp} \geq i_{pc}$  одержимо

$$Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{0,6 \alpha \sqrt{\zeta} (\omega_{nop} + i_{cp}) \cdot 10^{-3}} - P, \text{ кН.}$$

#### 4. Визначення числа вагонеток у складі.

Із всіх отриманих значень  $Q$  береться найменше, причому число вагонеток для навантаженого і порожнього поїздів приймається однаковим.

$$n_n = \frac{Q_n}{G_n + G_0};$$

$$n_{пор} = \frac{Q_{пор}}{G_0},$$

де  $G$  - вага вантажу у вагонетці, кН;

$G_0$  – вага вагонетки, кН.

Хоча запропоновані вище формули для вибору поїзда і є досить точними, однак при детальному розрахунку електровозного відкочування звичайно роблять додаткову перевірку потужності тягових двигунів за нагріванням (з еквівалентного струму) при остаточно обраному поїзді.

5. Перевірка тягових двигунів на припустиме нагрівання.

Тому що тип двигуна визначений, необхідно перевірити його на нагрівання, виходячи з вибору припустимого для електровоза поїзда, а також із профілю колії.

В умовах підземного електровозного відкочування в переважній більшості випадків важкі підйоми не мають місця. Крім того, для рудничних електровозів застосовують двигуни винятково закритого типу (з великою постійною часу і великою теплоємністю), у яких зміна температури витікає за зміною навантаження значно повільніше, ніж у вентилязованих двигунах. Тому при перевірці нагрівання тягових двигунів рудничних електровозів застосовується метод еквівалентного струму.

Завдання зводиться до визначення за навантажувальними струмами середньоквадратичного струму і порівняння його із тривалим

$$I_{ек} \leq I_{тр}.$$

У випадку, якщо довжина відкочування  $L > 1000$ м, використовується для тягового розрахунку триперіодна тахограма швидкості:

$$I_{ек} = \alpha \sqrt{\frac{I_{нyc}^2 (t_1 + t_1') + I_n^2 T_n + I_{пор}^2 T_{пор}}{T_p + \theta}}.$$

У випадку, якщо довжина відкочування  $L > 1000\text{м}$ , використовується метод сталих швидкостей:

$$I_{ек} = \alpha \sqrt{\frac{I_n^2 T_n + I_{пор}^2 T_{пор}}{T_p + \theta}},$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує погіршення охолодження двигуна під час зупинок, а також роботу двигуна під час маневрів:

- для акумуляторного електровоза  $\alpha = 1,05...1,15$ ;
- для контактного електровоза  $\alpha = 1,15...1,4$ ;

$t_l$  і  $t'_l$  – тривалість періоду прискорення під час руху навантаженого і порожнього поїздів:

$$t_l = t'_l = \frac{v_{yct}}{a_l};$$

$$a = \frac{\frac{F_{пуск}}{P+Q} - (\omega \pm i)}{110},$$

$a$  – пускове прискорення,  $\text{м/с}^2$ ;

$I_{пуск}$  – пусковий струм електровоза, А; при виконанні проекту можна прийняти  $I_{пуск} = (0,8...1,0) I_2$ ;

$F_{пуск}$  – тягове зусилля під час пуску, кН (визначається за електромеханічною характеристикою двигуна залежно від  $I_{пуск}$ );

$I_2$  – годинний струм електровоза, А (даний у характеристиці локомотива);

$I_n$  і  $I_{пор}$  – струм, споживаний електровозом при усталеному русі відповідно з вантажем і порожняком, А.

Для визначення сталих струмів  $I_n$  і  $I_{пор}$  попередньо необхідно, користуючись формулою (6.3), знайти сталі значення сили тяги для випадку руху з вантажем і порожняком, тобто величини  $F_n$  і  $F_{пор}$ .

$$F_{yct} = (P+Q)(\omega \pm i_{cp}). \quad (6.3)$$

Після цього за тяговими характеристиками двигунів знаходять відповідно струми  $I_n$  і  $I_{пор}$ .

**Примітка.** При використанні характеристик потрібно мати на увазі, що формула (6.3) дає величину сили тяги для електровоза, тобто сумарне тягове зусилля всіх електровозних двигунів.

$i_{min}$  – середній ухил, у розрахунках приймається  $i_{min} = 2 \text{ ‰}$ ;

$T_n$  і  $T_{пор}$  – тривалість періоду руху навантаженого і порожнього поїздів:

$$T_n = \frac{60 \cdot l_{св}}{0,75 \cdot v_n}, \text{ хв.}; \quad T_{пор} = \frac{60 \cdot l_{св}}{0,75 \cdot v_{пор}}, \text{ хв.},$$

$T_{дв}$  – час рейсу, хв;

$$T_{дв} = T_n + T_{пор};$$

$\theta$  – тривалість маневрів, хв;

$$\theta = \theta_1 + \theta_2 + \theta_3;$$

$\theta_1$  – тривалість знаходження електровозів у пристовбурному дворі:

$\theta_1 = 15 \text{ хв}$  – для вагонеток із глухим кузовом;

$\theta_1 = 10 \text{ хв}$  – з донним завантаженням;

$\theta_2$  – тривалість знаходження електровоза в пункті навантаження,  $\theta_2 = 10 \text{ хв}$ ;

$\theta_3$  – тривалість додаткових зупинок у місцях перетинання транспортних магістралей,  $\theta_3 = 5 \dots 10 \text{ хв}$ ;

$v_n$  і  $v_{пор}$  – стала швидкість руху поїздів у вантажному і порожняковому напрямках, км/година, визначається за електромеханічною характеристикою двигуна електровоза. Для визначення швидкостей потрібно знати тягове зусилля, що доводиться на один двигун у сталому режимі його роботи у вантажному і порожняковому напрямку.

При визначенні  $v_n$  варто врахувати, що ця величина обмежена швидкістю гальмування поїзда на переважному ухилі  $v_{доп.н}$ , що може бути визначена за наступною формулою:

$$v_{доп.н} \leq 2,7 \sqrt{\frac{1000 \psi_m P}{P + n(G + G_0)}} + \omega_n - i_{\max}.$$

**Примітка.** У ряді випадків максимально припустимий за умовами гальмування состав поїзда для контактних електровозів буде менше, ніж поїзд, припустимий за умовами нагрівання двигунів або умовам зчеплення. Тому що при ухилах, що перевищують ухил рівного опору, ця різниця у величині поїздів може досягати більших значень, треба в таких випадках не зменшувати величину поїзда, а знижувати швидкість початку гальмування. У цих цілях можна рекомендувати короточасне вимикання тягових двигунів під час руху під ухил.

Якщо виявиться, що за електромеханічною характеристикою швидкість руху поїзда більше, ніж конструктивна швидкість руху локомотива  $v_k = (1,2 \dots 1,3)v_{ол}$ , то до подальшого розрахунку варто приймати  $v_k$ .

Якщо виявиться, що за електромеханічною характеристикою один зі сталих струмів  $I_n$  і  $I_{нор}$  буде менше, ніж тривалий струм локомотива  $I_{ол}$ , то до подальшого розрахунку в цьому напрямку варто приймати  $I_{ол}$ .

#### 6. Інвентарне число електровозів:

$$N_u = N_p + N_{рез},$$

де  $N_p$  – число робочих електровозів;  
 $N_{рез}$  – число резервних електровозів

$$N_p = \frac{\tau_n}{\tau};$$

$\tau$  – число можливих рейсів одного електровоза в зміну

$$\tau = \frac{60T_0}{T_p + \theta};$$

$T_0$  – чистий час роботи електровозного відкочування в змінну, прийняте на 0,5 годин менше тривалості зміни;

$\tau_n$  – повне число рейсів у змінну

$$\tau_n = \tau_{n2} + \tau_n ;$$

$\tau_{n2}$  – необхідне число рейсів для виводу вантажу

$$\tau_{n2} = \frac{k_n Q_{\Sigma}}{n R_3 G} ;$$

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  
 $k_n = 1, 2 \dots 1 \dots 1, 5$ ;

$Q_{\Sigma}$  – змінний сумарний вантажопотік, т/зміна;

$R_3$  – коефіцієнт заповнення вагонетки,  $R_3 = 1$ ;

$\tau_n$  – необхідне число рейсів для перевезення людей,  $\tau_n = 2$  для кожного крила шахти;

$n$  – кількість вагонеток.

Число резервних електровозів приймають:

$$N_{рез} = 0 \text{ коли } N_p \leq 3;$$

$$N_{рез} = 1 \text{ коли } N_p \leq 6;$$

$$N_{рез} = 2 \text{ коли } N_p = 7 \dots 12;$$

$$N_{рез} = 3 \text{ коли } N_p \geq 13.$$

7. Визначається змінна продуктивність одного локомотива з вивезення вантажу

$$Q_{ел} = \tau n Q, \text{ т/зміна.}$$

8. Розрахунок параметрів електропостачання.

Для контактних електровозів.

Потужність тягової перетворювальної підстанції:

$$P = k_{cp} U \sum_{i=1}^n N_i k_{0i} I_{cp.i} ,$$

де  $k_{ep}$  – коефіцієнт одночасності роботи груп електровозів,  
 $k_{ep}=0,8...0,9$  (при роботі електровозів одного типу  $k_{ep}=1$ );

$U$  – напруга на шинах тягової підстанції, В;

$N_i$  – число однотипних за потужністю електровозів;

$k_{oi}$  – коефіцієнт одночасності роботи електровозів у групі

$k_{oi} = 1$  при  $N_i \leq 2$ ;  $k_{oi} = 0,55 + \frac{1}{N_{pi}}$  при  $N_i \geq 3$ ;

$I_{cp.i}$  – середній струм двигуна електровоза

$$I_{cp.i} = \frac{\sum I_{os} \cdot t}{\sum t}.$$

За загальною потужністю обирають тип і число перетворювальних агрегатів, а також захисну і комутаційну апаратуру, випрямні агрегати.

Число агрегатів, встановлюваних на тяговій підстанції:

$$\chi = \frac{P}{P_a} - 1,$$

де  $P_a$  – розрахункова потужність одного перетворювального агрегату, кВт.

Прийнята установка перевіряється за перевантажувальною здатністю

$$R_n I_{cp} \leq R_{n.y.} I_n,$$

де  $R_{n.y.}$  – додатковий коефіцієнт перевантаження перетворювальної установки;

$R_n$  – коефіцієнт перевантаження перетворювальної установки, що залежить від числа робочих електровозів  $N_p$ .

Таблиця 6.1.

|       |     |     |     |     |      |          |
|-------|-----|-----|-----|-----|------|----------|
| $N_p$ | 1   | 2   | 3   | 4   | 5    | і більше |
| $R_n$ | 1,6 | 1,5 | 1,4 | 1,3 | 1,25 | 1,2      |

Середнє значення спадання напруги за умов відсутності фідера, який підживлює:

$$\Delta U_{cp} = 0,5 I_{cp} N_p (R_{cp} L_y + R_{n.o}),$$

де  $R_{cp}$  – середній опір 1 км. тягової мережі Ом/км;

$L_y$  – довжина ділянки з одного боку від тягової підстанції, км;

$R_{n.o.}$  – загальний опір фідера, що живить і відсмоктує, Ом.

$$R_{cp} = R_{\kappa} + R_p,$$

де  $R_{\kappa}$  – опір 1 км мережі, Ом/км;

$R_p$  – опір 1 км рейкового шляху, Ом/км.

Максимально припустима довжина ділянки з одного боку тягової підстанції за умовами спадання напруги:

$$L_{don} = \frac{\Delta U_{cp.don} - 0,5 R_{n.o} I_{cp} N_p}{0,5 I_{cp} R_{cp} N_p}.$$

Число тягових підстанцій:

$$\Pi = \frac{L_y}{L_{don}} + 1.$$

За умов наявності фідера, який підживлює:

$$\Delta U_{cp} = 0,5 N_p I_{cp} \left[ R_{cp} (L_y - x) + \frac{1000}{S 7 g_{\kappa}} x + R_{n.o} \right],$$

де  $x$  – відстань від місця приєднання фідера, який підживлює, до тягової підстанції, км;

$g_{\kappa}$  – сумарний перетин кабелю, який підживлює, і контакт-ного привода,  $\text{мм}^2$ .

Витрата енергії під час відкочування контактними електровозами.

**за рейс:**

$$W_{p.\kappa} = \frac{\alpha U I_{cp} T_p}{6 \cdot 10^4 \eta_{\kappa} \eta_n},$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує витрату енергії під час маневрів (при реостатних системах керування  $\alpha = 1,15 \dots 1,4$ , при тиристорних  $\alpha = 0,7 \dots 0,9$ );

$\eta_c$  – ККД мережі,  $\eta_c = 0,9...0,95$ ;

$\eta_n$  – ККД тягової підстанції,  $\eta_n = 0,8...0,86$ ;

**за зміну:**

$$W_{ck} = W_p \tau.$$

Витрата електроенергії на шинах ЦПП:

$$W'_{ck} = \frac{W_{ck}}{\eta_{cn}},$$

де  $\eta_{cn}$  – ККД мережі від тягової підстанції до ЦПП.

Питома витрата електроенергії

$$a = \frac{W_{ck}}{Q_{зм.\Sigma} L}.$$

**Для акумуляторних електровозів.**

Витрата електроенергії на шинах зарядного пристрою:

$$W_a = \frac{\alpha U_{cp} I_{cp} T_p}{6 \cdot 10^4 \eta_{\sigma} \eta_{3.n}},$$

де  $\eta_{\sigma}$  – ККД акумуляторної батареї,

$\eta_{3.n}$  – ККД зарядного пристрою.

Витрата електроенергії на шинах ЦПП за зміну

$$W_{c.a} = W_a \tau.$$

Питома витрата електроенергії

$$a = \frac{W_{c.a}}{Q_{зм.\Sigma} \eta_{\sigma} \eta_c L},$$

де  $\eta_c$  – ККД мережі.

Енергоємність батареї, необхідна для роботи електровоза протягом зміни

$$A_s = \frac{\alpha n_{\text{дв}} U_p (I_n T_n + I_{\text{нор}} T_{\text{нор}})}{60 \cdot 10^3},$$

де  $n_{\text{дв}}$  – число двигунів електровоза;

$U_p$  – середня розрядна напруга батареї, В.

Необхідне число робочих батарей на один електровоз:

$$m_{p.б} = \frac{A_s}{A'},$$

де  $A'$  – енергоємність батареї, кВт/година.

Загальне число батарей на один електровоз:

$$m_0 = m_{p.б} + m_3,$$

де  $m_3$  – число батарей під зарядкою.

Загальне число батарей

$$m = m_0 N_u + m_p,$$

де  $m_p$  – резервне число батарей (1 батарея на 10 працюючих).

Інвентарне число зарядних столів

$$m_{з.с.и} = N_u + n_{рем},$$

де  $n_{рем}$  – додаткове число зарядних столів для обміну і ремонту батарей (при  $N_p > 10$   $n_{рем} = 4$ ).

Викладений спосіб визначення витрати енергії на рух поїзда в багатьох випадках може бути замінений більш простим, відповідно до якого

– питома витрата енергії

$$a = 5\alpha [\omega_n + \lambda(\omega_{пор} + \omega_n) - i_{ср}] \text{ Вт} \cdot \text{година} / \text{т} \cdot \text{км}; \quad (6.4)$$

– абсолютна витрата енергії

$$A = a Q_n L, \text{ Вт} \cdot \text{година},$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт тари;

$Q_n$  – кількість перевезеного вантажу за рейс, зміну, т;

$L$  – довжина відкочування, км.

Варто мати на увазі, що у формулі (6.4) не враховані втрати енергії в контактній мережі (або в акумуляторній батареї), у перетворювальних установках і мережі змінного струму. Ці втрати збільшують питому витрату енергії на 5...40 %.

Середні величини питомої витрати енергії для підземного відкочування звичайно перебувають у межах 75...200 Вт·година/т·км.

### 6.3. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ ПІД ЧАС ТРАНСПОРТУВАННЯ ОСНОВНОГО ВАНТАЖОПОТОКУ

Розрахунок локомотивного відкочування під час транспортування основного вантажопотоку розглянемо на прикладі шахти «Родинська», де внаслідок гірничо-геологічних умов головний відкаточний штрек має багато вигинів і тому застосування конвеєрного транспорту неможливе.

Відповідно до хронометричних спостережень вантажопотік із двох лав і двох підготовчих вибоїв становить 718 т/зм. Далі він попадає на ухил, з нього в бункер, звідки локомотивами транспортується в пристовбурний двір. Локомотиви закріплені за маршрутами.

Вихідні дані до розрахунку.

Категорійність шахти з газу і пилу – зверхкатегорійна.

Сумарний змінний вантажопотік  $Q_{зм} = 718$  т/змін.

Число навантажувальних пунктів - 1.

Довжина відкочування  $L = 2000$  м.

Середній ухил рейкового шляху  $i_{cp} = 4$  ‰.

Максимальний ухил рейкового шляху  $i_{max} = 5$  ‰.

Схема відкочування подана на рис. 7.1.



Рисунок 6.1. Схема шляху електровозного відкочування

З урахуванням категорійності шахти, довжини транспортування, змінного вантажопотоку приймаємо для переміщення вантажу акумуляторний електровоз АМ8Д - 900.

Технічні характеристики електровоза.

Зчіпна маса - 8 т.

Сила тяги:

годинна - 11500 Н;

тривала - 3250 Н.

Швидкість:

годинна - 7,2 км/година;

тривала - 12,0 км/година.

Тип двигуна - ДПТР-12.

Струм:

годинний - 113 А;

тривалий - 50 А.

Сумарна годинна потужність двигунів -  $2 \times 12$  (кВт).

Батареї 112 ТНЖШ-500.

Енергоємність батареї 65 кВт·година.

Для шахт, що реконструюються, для перевезення основного вантажопотоку рекомендується використовувати вагонетки з донним розвантаженням типу ВДК. До подальшого розрахунку приймемо вагонетки ВДК 2,5-900 з наступними технічними характеристиками:

довжина за буферами - 2,9 м;

місткість кузова -  $2,5 \text{ м}^3$ ;

маса вагонетки - 1,36 т.

1. Визначення величини состава поїзда.

**За умовою зчеплення коліс електровоза з рейками.**

Максимально припустима вага поїзда під час зрушення навантаженого поїзда під мінімальний ухил за умовою зчеплення коліс із рейками

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n + i_{\min} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{11,2 - 2 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 1200 \text{ кН},$$

де  $P$  – зчіпна вага електровоза,  $P = 80 \text{ кН}$ ;

$\omega'_n$  – пусковий опір руху вагонетки (під час зрушення з місця) – приймається в 1,3...1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_n$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_n = 8$  Н/кН для вагонеток ВДК – 2,5;

$$\omega'_n = 1,4 \cdot 8 = 11,2 \text{ Н/кН};$$

$a$  – пускове прискорення, приймаємо  $a = 0,03$  м/с<sup>2</sup>;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_n = 0,2$  – з підсипанням піску на вологі рейки (див. додаток 4).

Максимально припустима вага поїзда під час зрушення порожнього поїзда на максимальний підйом

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000\psi_n}{\omega'_{nop} + i_{\max} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_{nop} \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{14 + 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 637 \text{ кН},$$

де  $\omega'_{nop}$  – пусковий опір руху вагонетки (при рушанні з місця) – приймається в 1,3...1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_{nop}$  – питомий опір навантажених вагонеток,

$\omega_{nop} = 10$  Н/кН для вагонеток ВДК – 2,5;

$$\omega'_{nop} = 1,4 \cdot 10 = 14 \text{ Н/кН}.$$

**За умовою гальмування електровоза, що рухається під максимальний ухил**

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000\psi_n}{110a_m - \omega_n + i_p} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $a_m$  – уповільнення, м/с<sup>2</sup>

$$a_m = \frac{v_m^2}{2l_m} = \frac{3,33^2}{2 \cdot 40} = 0,14 \text{ м/с}^2,$$

$v_m$  – швидкість початку гальмування,  $v_m = 3,33 \text{ м/с}$ ;

$l_m$  – гальмовий шлях, згідно ПБ  $l_m = 40 \text{ м}$ ;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_n = 0,17$  – з підсипанням піску на вологі рейки (див. додаток 4);

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,17}{110 \cdot 0,14 - 8 + 5} - 1 \right) = 1017 \text{ кН}.$$

**За потужністю тягових двигунів** (наведений у методичних цілях)

$$Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{0,6\alpha\sqrt{\zeta}(\omega_{nop} + i_{cp})} - P, \text{ кН},$$

$$Q_{nop} = \frac{3,25}{0,6 \cdot 1(10 + 4) \cdot 10^{-3}} - 80 = 307 \text{ кН},$$

де  $F_{mp}$  – тягове зусилля в тривалому режимі, визначається за технічною характеристикою локомотива; для АМ8Д  $F_{mp} = 3,25 \text{ кН}$ ;

$\alpha\sqrt{\zeta}$  в більшості випадків можна вважати, що  $\alpha\sqrt{\zeta} = 1$ .

З визначених  $Q_n$  і  $Q_{nop}$  обираємо мінімальне. У цьому випадку мінімальним буде вага порожнього поїзда визначена за умовою нагрівання тягових двигунів  $Q_{nop} = 307 \text{ кН}$ .

Визначаємо число вагонеток у поїзді

$$n_{nop} = \frac{Q_{nop}}{G_0} = \frac{307}{13,6} = 22 \text{ вагонетки},$$

де  $G_0$  – вага порожньої вагонетки, для ВДК – 2,5 приймаємо за її технічною характеристикою  $G_0 = 13,6 \text{ кН}$ .

Уточнюємо вагу навантаженого і порожнього поїзда за прийнятим числом вагонеток.

- Вага навантаженого поїзда (уважаємо, що коефіцієнт заповнення вагонетки дорівнює 1)

$$Q_n = n(G + G_0) = n(\gamma Vg + G_0) = 22 \cdot (0,85 \cdot 2,5 \cdot 9,81 + 13,6) = 758 \text{ кН.}$$

- Вага порожнього поїзда

$$Q_{nop} = nG_0 = 22 \cdot 13,6 = 299 \text{ кН,}$$

## 2. Перевірка тягових двигунів на нагрівання.

Оскільки довжина відкочування перевищує 1000м для визначення еквівалентного струму використовуємо метод сталих швидкостей.

Визначаємо силу тяги в сталому режимі, що припадає на один двигун

$$F_n = \frac{1}{n_{\partial\partial}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_n)(\omega_n - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 758)(8 - 4) = 1,7 \text{ кН;}$$

$$F_{nop} = \frac{1}{n_{\partial\partial}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_{nop})(\omega_{nop} - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 299)(10 + 4) = 2,7 \text{ кН,}$$

де  $n_{\partial\partial}$  – число двигунів електровоза,  $n_{\partial\partial} = 2$ .

Визначаємо струми і швидкості в сталому режимі роботи двигуна ДПТР-12 (див. Додаток 5) за його електромеханічними характеристиками.

$I_n$  і  $I_{nop}$  – струм, споживаний електровозом за умов усталеного руху відповідно з вантажем і порожняком

$$I_n = 50 \text{ А; } I_{nop} = 70 \text{ А;}$$

$v_n$  і  $v_{nop}$  – сталу швидкість руху поїздів у вантажному і порожньому напрямку

$$v_n = 14,4 \text{ км/година; } v_{nop} = 9,5 \text{ км/година.}$$

Визначаємо припустиму швидкість руху навантаженого поїзда під ухил за фактором гальмування.

$$v_{\text{доп.н}} \leq 2,7 \sqrt{\frac{1000 \psi_m P}{P + n(G + G_0)}} + \omega_n - i_{\text{max}} =$$

$$= 2,7 \sqrt{\frac{1000 \cdot 0,17 \cdot 80}{80 + 758}} + 8 - 4 = 12,1 \text{ км/година.}$$

Відповідно до отриманого результату швидкість поїзда у вантажному напрямку не повинна перевищувати 12,1 км/година.

Визначаємо еквівалентний (середньоквадратичний) струм

$$I_{\text{ек}} = \alpha \sqrt{\frac{I_n^2 T_n + I_{\text{пор}}^2 T_{\text{пор}}}{T_{\text{об}} + \theta}} = 1,05 \sqrt{\frac{50^2 \cdot 13 + 70^2 \cdot 17}{30 + 25}} = 48 \text{ А,}$$

де  $T_n$  та  $T_{\text{пор}}$  – час руху навантаженого і порожнього поїздів:

$$T_n = \frac{L \cdot 60}{0,75 v_n} = \frac{2 \cdot 60}{0,75 \cdot 12,1} = 13 \text{ хв.};$$

$$T_{\text{пор}} = \frac{L \cdot 60}{0,75 v_{\text{пор}}} = \frac{2 \cdot 60}{0,75 \cdot 9,5} = 17 \text{ хв.};$$

$T_p$  – тривалість рейсу:

$$T_p = T_n + T_{\text{пор}} = 13 + 17 = 30 \text{ хв};$$

$\theta$  – тривалість маневрових робіт:

$$\theta = \theta_1 + \theta_2 + \theta_3 = 10 + 10 + 5 = 25 \text{ хв.},$$

$\theta_1$  – тривалість маневрів електровоза в пристовбурному дворі,  $\theta_1 = 10$  хв.;

$\theta_2$  – тривалість маневрів електровоза в пункті навантаження,  $\theta_2 = 10$  хв.;

$\theta_3$  – тривалість додаткових зупинок у місцях перетинання транспортних магістралей,  $\theta_3 = 5$  хв.;

$\alpha$  – коефіцієнт, що враховує погіршення охолодження двигуна під час зупинок, а також роботу двигуна під час маневрів,  $\alpha = 1,05$ .

Оскільки умова  $I_{ек} \leq I_{\partial л}$  виконується ( $I_{\partial л} = 50$  А), двигун локомотива буде працювати без перегріву.

### 3. Інвентарне число електровозів

$$N_u = N_p + N_{рез} = 4 + 1 = 5,$$

де  $N_p$  – число робочих електровозів;

$N_{рез}$  – число резервних електровозів,

$$N_p = \frac{\tau_n}{\tau} = \frac{22}{6} = 4.$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$\tau$  – число можливих рейсів одного електровоза,

$$\tau = \frac{60T_0}{T_{\partial в} + \theta} = \frac{60 \cdot 5,5}{30 + 25} = 6 \text{ рейсів.}$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого меншого цілого числа;

$T_0$  – чистий час роботи електровозного відкочування в змінну, прийняте на 0,5 годин менше тривалості зміни;

$\tau_n$  – повне число рейсів у змінну,

$$\tau_n = \tau_{n2} + \tau_l = 20 + 2 = 22 \text{ рейси;}$$

$\tau_{n2}$  – необхідне число рейсів для виводу вантажу,

$$\tau_{n2} = \frac{k_n Q_{зм. \Sigma}}{n R_3 G} = \frac{1,3 \cdot 718}{22 \cdot 1 \cdot 2,1} = 20 \text{ рейсів.}$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  $k_n = 1,3$ ;

$Q_{зм. \Sigma}$  – змінний сумарний вантажопотік;

$R_3$  – коефіцієнт заповнення вагонетки,  $R_3 = 1$ ;

$\tau_l$  – необхідне число рейсів для перевезення людей,  $\tau_l = 2$  для кожного крила шахти;

$n$  – кількість вагонеток у складі.

Число резервних електровозів приймають:

$$N_{рез} = 1 \text{ при } N_p = 3 \dots 6$$

4. Змінна продуктивність одного локомотива з вивезення вантажу

$$Q_{ел} = \tau n G = 6 \cdot 22 \cdot 2,1 = 272,2 \text{ т/зміна.}$$

5. Розрахунок параметрів електропостачання.

Енергоємність батарей, необхідна для роботи електровоза в плинні зміни

$$\begin{aligned} A_s &= \frac{\alpha n_{ов} U_p (I_n T_n + I_{ноп} T_{ноп})}{60 \cdot 10^3} = \\ &= \frac{1,05 \cdot 2 \cdot 129(50 \cdot 13 + 70 \cdot 17)}{60 \cdot 1000} \cdot 6 = 49,8 \text{ кВт} \cdot \text{година,} \end{aligned}$$

де  $U_p$  – середня розрядна напруга батарей,  $U_p = 129\text{В}$ .

Необхідне число робочих батарей на один електровоз у зміну:

$$m_{p.б} = \frac{A_s}{A'} = \frac{49,8}{65} = 0,77 \text{ батарей,}$$

де  $A'$  – енергоємність батарей,  $A' = 65 \text{ кВт} \cdot \text{година}$ .

Загальне число батарей на один електровоз:

$$m_0 = m_{p.б} + m_z = 1 + 1 = 2 \text{ батарей,}$$

де  $m_z$  – число батарей під зарядкою,  $m_z = 1$ .

Загальне число батарей

$$m = m_0 N_u + m_p = 2 \cdot 5 + 1 = 11 \text{ батарей,}$$

де  $m_p$  – резервне число батарей (1 батарея на 10 працюючих).

Інвентарне число зарядних столів

$$m_{з.с.и} = N_u + n_{рем} = 5 + 2 = 7 \text{ столів,}$$

де  $n_{рем}$  – додаткове число зарядних столів для обміну і ремонту батарей (коли  $N_p > 10$   $n_{рем}=4$ ).

Питома витрата енергії

$$a = 5\alpha[\omega_n + \lambda(\omega_{nop} + \omega_n) - i_{cp}] = 5 \cdot 1,05[8 + 0,64(10 + 8) - 4] = 81,48$$

Вт·година/т·км;

Абсолютна витрата енергії

$$A = aQ_{зм}L = 81,48 \cdot 718 \cdot 2 = 117005 \text{ Вт} \cdot \text{година},$$

де  $\lambda$  - коефіцієнт тари,  $\lambda=0,64$ .

#### 6.4. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ ПІД ЧАС ТРАНСПОРТУВАННЯ ДОПОМІЖНОГО ВАНТАЖОПОТОКУ

Як приклад, розглянемо шахту «Красноармійська-Західна №1» блок 6 польовий відкаточний штрек, де локомотивний транспорт застосовується для відкочування допоміжних матеріалів. Схема гірничих виробок шахти показана на рис.4.17. Локомотив закріплений за ділянкою. Розглядається транспорт від пристовбурного двору до заїзду на 3 північний вентиляційний штрек. Особливістю цього розрахунку є те, що локомотивним відкочуванням виконується транспортування допоміжних матеріалів на підйом, а порожній поїзд рухається під ухил.

Вихідні дані до розрахунку.

Категорійність шахти з газі і пилу - зверхкатегорійна.

Сумарний змінний вантажопотік допоміжних матеріалів  $Q_{зм} = 90$  т/зміну.

Число навантажувальних пунктів - 1.

Довжина відкочування  $L = 800$  м.

Мінімальний ухил рейкового шляху  $i_{\min} = 2$  ‰.

Середній ухил рейкового шляху  $i_{cp} = 4$  ‰.

Максимальний ухил рейкового шляху  $i_{\max} = 5$  ‰.

Схема відкочування дана на рис. 6.2.

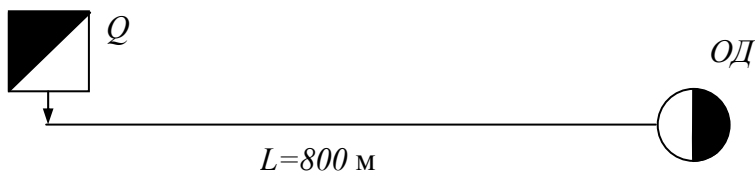


Рисунок 6.2. Схема електровозного відкочування

З урахуванням категорійності шахти, довжини транспортування, змінного вантажопотоку приймаємо для переміщення вантажу акумуляторний електровоз АМ8Д - 900.

Технічні характеристики електровоза.

Зчіпна маса - 8 т.

Сила тяги:

годинна - 11500 Н;

тривала - 3250 Н.

Швидкість:

годинна - 7,2 км/година;

тривала - 12,0 км/година.

Тип двигуна - ДПТР-12.

Струм:

годинний - 113 А;

тривалий - 50 А.

Сумарна годинна потужність двигунів -  $2 \times 12$  (кВт).

Батареї 112 ТНЖШ-500.

Енергоємність батареї 65 кВт·година.

Вибір транспортного засобу.

Як транспортну посудину приймемо наявні на шахті вагонеточні платформи ПВГ2,5 з наступними технічними характеристиками:

довжина за буферами - 2,76 м;

вантажопідйомність - 6,0 т;

маса платформи - 0,66 т.

**Примітка.** При визначенні ваги вантажу на платформі будемо вважати, що вона, у середньому, завантажена масою 40 кН.

1. Визначення величини поїзда.

**За умовою зчеплення коліс електровоза з рейками.**

Максимально припустима вага поїзда за умовою зчеплення коліс із рейками під час зрушення навантаженого поїзда на максимальний підйом

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n + i_{\max} + 110a} - 1 \right) \text{ кН};$$

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{8,4 + 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 878 \text{ кН},$$

де  $P$  – зчіпна вага електровоза,  $P = 80$  кН;

$\omega'_n$  – пусковий опір руху вагонетки (при рушанні з місця) –  
приймається в 1,3...1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_n$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_n = 6$  Н/кН для  
платформ ПВГ2,5

$$\omega'_n = 1,4 \cdot 6 = 8,4 \text{ Н/кН};$$

$a$  – пускове прискорення, приймаємо  $a = 0,03$  м/с<sup>2</sup>;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_n = 0,2$  – з підсианням піску  
на вологі рейки (див. додаток 4).

Максимально припустима вага поїзда під час зрушування  
порожнього поїзда під мінімальний ухил

$$Q_{\text{пор}} \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_{\text{пор}} - i_{\min} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_{\text{пор}} \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{14 - 2 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 966 \text{ кН},$$

де  $\omega'_{\text{пор}}$  – пусковий опір руху вагонетки (при рушанні з місця)–  
приймається в 1,3...1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_{\text{пор}}$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_{\text{пор}} = 10$  Н/кН  
для платформ ПВГ2,5

$$\omega'_{\text{пор}} = 1,4 \cdot 10 = 14 \text{ Н/кН}.$$

**За умовою гальмування електровоза, який рухається під  
максимальний ухил**

**Примітка.** У розглянутому прикладі під максимальний  
ухил рухається порожній поїзд.

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{110 a_m - \omega_{nop} + i_{\max}} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $a_m$  – уповільнення,  $\text{м/с}^2$

$$a_m = \frac{v_m^2}{2l_m} = \frac{3,33^2}{2 \cdot 40} = 0,14 \text{ м/с}^2,$$

$v_m$  – швидкість початку гальмування,  $v_m = 3,33 \text{ м/с}$ ;

$l_m$  – гальмовий шлях, згідно ПБ  $l_m = 40 \text{ м}$ ;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_m = 0,17$  – з підсипанням піску на вологі рейки (див. додаток 4);

$$Q_{nop} \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,17}{110 \cdot 0,14 - 10 + 5} - 1 \right) = 1308 \text{ кН}.$$

З визначених  $Q_n$  і  $Q_{nop}$  вибираємо мінімальні. У цьому випадку  $Q_{nop} = 966 \text{ кН}$ ;  $Q_n = 878 \text{ кН}$ .

Визначаємо можливе число платформ у складі.

$$n_{nop} = \frac{Q_{nop}}{G_0} = \frac{966}{6,6} = 143 \text{ платформи};$$

$$n_n = \frac{Q_n}{G + G_0} = \frac{878}{46,6} = 18 \text{ платформ},$$

де  $G_0$  – вага порожньої вагонетки, для ПВГ 2,5 приймаємо за її технічною характеристикою  $G_0 = 6,6 \text{ кН}$ .

До подальшого розрахунку прийемо число платформ  $n = 18$ .

Уточнюємо вагу навантаженого і порожнього поїзда за прийнятим числом платформ.

– Вага навантаженого поїзда

$$Q_n = n(G + G_0) = 18 \cdot (40 + 6,6) = 839 \text{ кН}.$$

– Вага порожнього поїзда

$$Q_{пор} = nG_0 = 18 \cdot 6,6 = 119 \text{ кН},$$

## 2. Перевірка тягових двигунів на нагрівання

Розглянемо найбільш важкий випадок для роботи двигуна, коли навантажений поїзд рухається на підйом, а порожній – під ухил.

Оскільки довжина відкочування не перевищує 1000 м для визначення еквівалентного струму використаємо трапецієподібну діаграму швидкості.

Визначаємо силу тяги в сталому режимі, що припадає на один двигун

$$F_n = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_n) (\omega_n - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 839)(6 + 4) = 4,5 \text{ кН};$$

$$F_{пор} = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_{пор}) (\omega_{пор} - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 119)(10 - 4) = 0,6 \text{ кН},$$

де  $n_{\text{дв}}$  – число двигунів електровоза,  $n_{\text{дв}} = 2$ .

Визначаємо струми і швидкості в сталому режимі роботи двигуна.

За електромеханічними характеристиками двигуна ДПТР-12 (див. додаток 5) визначаємо

$I_n$  і  $I_{пор}$  – струм, споживаний електровозом під час усталеного руху відповідно з вантажем і порожняком:

$$I_n = 100 \text{ А}; \quad I_{пор} = 20 \text{ А};$$

$v_n$  і  $v_{пор}$  – сталу швидкість руху составів у вантажному і порожньому напрямку:

$$v_n = 6,5 \text{ км/година}; \quad v_{пор} = v_k = 14,4 \text{ км/година}.$$

Визначаємо струми і час руху поїзда під час пуску.

Вважаємо, що пусковий струм дорівнює годинному  $I_c = 125 \text{ А}$ .

За електромеханічною характеристикою двигуна визначаємо силу тяги під час пуску  $F_{пуск} = 6,2 \text{ кН}$ .

Уточнюємо пускові прискорення.

Під час руху навантаженого поїзда:

$$a_n = \frac{\frac{n_{\text{об}} F_{\text{пуск}} \cdot 10^3}{P + Q_n} - (\omega'_n + i_{cp})}{110} = \frac{\frac{2 \cdot 6,2 \cdot 1000}{80 + 839} - (8,4 + 4)}{110} = 0,01 \text{ м/с}^2.$$

Під час руху порожнього поїзда

$$a_{\text{нор}} = \frac{\frac{n_{\text{об}} F_{\text{пуск}} \cdot 10^3}{P + Q_{\text{нор}}} - (\omega'_{\text{нор}} + i_{cp})}{110} = \frac{\frac{2 \cdot 6,2 \cdot 1000}{80 + 119} - (14 - 4)}{110} = 0,47 \text{ м/с}^2.$$

Визначаємо тривалість періоду прискорення під час руху навантаженого і порожнього поїздів.

Під час руху навантаженого поїзда:

$$t_{n_n} = \frac{v_{\text{уст}}}{60 \cdot a_n} = \frac{3,33}{60 \cdot 0,01} = 5,6 \text{ хв.}$$

Під час руху порожнього поїзда

$$t_{\text{нор}_a} = \frac{v_{\text{уст}}}{60 \cdot a_{\text{нор}}} = \frac{3,33}{60 \cdot 0,47} = 0,12 \text{ хв.}$$

Визначаємо припустиму швидкість руху порожнього поїзда під ухил за фактором гальмування.

$$\begin{aligned} v_{\text{доп.нор}} &\leq 2,7 \sqrt{\frac{1000 \psi_m P}{P + n G_0} + \omega_{\text{нор}} - i_{\text{max}}} = \\ &= 2,7 \sqrt{\frac{1000 \cdot 0,17 \cdot 80}{80 + 119} + 10 - 5} = 23 \text{ км/година.} \end{aligned}$$

де  $\psi_m$  – коефіцієнт зчеплення при гальмуванні,  $\psi_m = 0,17$ .

Відповідно до отриманого результату швидкість поїзда в порожньому стані під час його руху під ухил не обмежена у всьому інтервалі швидкостей руху електровоза. Для подальшого розрахунку приймаємо  $v_{\text{нор}} = v_k = 14,4 \text{ км/година}$ .

Визначаємо еквівалентний (середньоквадратичний) струм

$$I_{ек} = \alpha \sqrt{\frac{I_{нус}^2 (t_{нн} + t_{норн}) + I_n^2 T_n + I_{нор}^2 T_{нор}}{T_{об} + \theta}} =$$

$$= 1,05 \sqrt{\frac{125^2 (5,6 + 0,12) + 100^2 \cdot 9,8 + 20^2 \cdot 4,4}{14,2 + 30}} = 68,7 \text{ А},$$

де  $T_n$  і  $T_{нор}$  – час руху навантаженого і порожнього поїздів:

$$T_n = \frac{60L}{0,75v_n} = \frac{0,8 \cdot 60}{0,75 \cdot 6,5} = 9,8 \text{ хв.};$$

$$T_{нор} = \frac{60L}{0,75v_{нор}} = \frac{0,8 \cdot 60}{0,75 \cdot 14,4} = 4,4 \text{ хв.};$$

$T_p$  – тривалість руху:

$$T_p = T_n + T_{нор} = 9,8 + 4,4 = 14,2 \text{ хв};$$

$\theta$  – тривалість пауз:

$$\theta = \theta_1 + \theta_2 + \theta_3 = 10 + 10 + 10 = 30 \text{ хв.},$$

$\theta_1$  – тривалість маневрів електровоза в пристовбурному дворі,  $\theta_1 = 10$  хв;

$\theta_2$  – тривалість маневрів електровоза в пункті навантаження,  $\theta_2 = 10$  хв;

$\theta_3$  – тривалість додаткових зупинок у місцях перетинання транспортних магістралей,  $\theta_3 = 10$  хв;

$\alpha$  – коефіцієнт, що враховує погіршення охолодження двигуна під час зупинок, а також роботу двигуна під час маневрів,  $\alpha = 1,05$ .

Оскільки умова  $I_{ек} \leq I_{\partial л}$  не виконується послідовно зменшуємо число платформ доти, поки тривалий струм не стане більше еквівалентного. Опускаємо проміжні розрахунки і в остаточному підсумку одержимо число платформ у складі  $n=14$ . При цьому:

$$Q_{нор} = 92 \text{ кН}; Q_n = 652 \text{ кН}; I_n = 90 \text{ А}; I_{нор} = 18 \text{ А};$$

$$T_n=9,1 \text{ хв}; T_{nop}=4,4 \text{ хв}; I_{ek}=49,8 \text{ А}; T_{об}=13,5 \text{ хв} .$$

### 3. Інвентарне число електровозів

$$N_u = N_p + N_{рез} = 1 + 0 = 1;$$

де  $N_p$  – число робочих електровозів;

$N_{рез}$  – число резервних електровозів,

$$N_p = \frac{\tau_n}{\tau} = \frac{3}{7} = 1 .$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$\tau$  – число можливих рейсів одного електровоза,

$$\tau = \frac{60T_0}{T_{об} + \theta} = \frac{60 \cdot 5,5}{13,5 + 30} = 7 \text{ рейсів};$$

$T_0$  – „чистий час” роботи електровозного відкочування в зміні, прийнятий на 0,5 годин менше тривалості зміни;

$\tau_n$  – повне число рейсів у зміні,

$$\tau_n = \tau_{n2} + \tau_l = 2 + 1 = 3 \text{ рейси};$$

$\tau_{n2}$  – необхідне число рейсів для виведення вантажу,

$$\tau_{n2} = \frac{k_n Q_{зм}}{nG} = \frac{1,3 \cdot 90}{14 \cdot 4} = 2 \text{ рейси}.$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  $k_n = 1,3$ ;

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік;

$\tau_l$  – необхідне число рейсів для перевезення людей,  $\tau_l = 1$ ;

$n$  – кількість платформ.

Число резервних електровозів приймаємо  $N_{рез} = 0$ .

### 4. Можлива змінна продуктивність одного локомотива з вивезення вантажу

$$Q_{ел} = \tau n G = 7 \cdot 14 \cdot 4 = 392 \text{ т/зміна}.$$

## 5. Розрахунок параметрів електропостачання.

Енергоємність батареї необхідна для роботи електровоза протягом зміни

$$A_s = \frac{\alpha n_{\text{дв}} U_p (I_n t_n + I_{\text{нор}} t_{\text{нор}})}{60 \cdot 10^3} \tau =$$

$$= \frac{1,05 \cdot 2 \cdot 129 \cdot (90 \cdot 9,1 + 18 \cdot 4,4)}{60 \cdot 1000} \cdot 7 = 28 \text{ кВт} \cdot \text{година},$$

де  $U_p$  – середня розрядна напруга батареї,  $U_p = 129\text{В}$ ;

Необхідне число робочих батарей на один електровоз:

$$m_{p.\text{б}} = \frac{A_s}{A'} = \frac{28}{65} = 0,4 \text{ батареї},$$

де  $A'$  – енергоємність батареї,  $A' = 65\text{кВт} \cdot \text{година}$ .

Загальне число батарей на один електровоз:

$$m_0 = m_{p.\text{б}} + m_3 = 1 + 1 = 2 \text{ батареї},$$

де  $m_3$  – число батарей під зарядкою,  $m_3 = 1$ .

Загальне число батарей

$$m = m_0 N_{\kappa} + m_p = 2 \cdot 1 + 1 = 3 \text{ батареї},$$

де  $m_p$  – резервне число батарей (1 батарея на 10 працюючих).

Інвентарне число зарядних столів

$$m_{3.c.u} = N_u + n_{\text{рем}} = 1 + 1 = 2 \text{ столи},$$

де  $n_{\text{рем}}$  – додаткове число зарядних столів для обміну і ремонту батарей.

Питома витрата енергії

$$a = 5\alpha [\omega_n + \lambda(\omega_{\text{нор}} + \omega_n) - i_{\text{ср}}] = 5 \cdot 1,05 \cdot [6 + 0,17(10 + 6) - 4] = 24,8 \frac{\text{Вт} \cdot \text{година}}{\text{Т} \cdot \text{км}}.$$

Абсолютна витрата енергії

$$A = a Q_{\text{зм}} L = 24,8 \cdot 90 \cdot 0,8 = 1784,2 \text{ Вт} \cdot \text{година},$$

де  $\lambda$  - коефіцієнт тари,  $\lambda = 0,17$ .

## 6.5. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ КОНТАКТНИМ ЕЛЕКТРОВОЗОМ

Проведемо розрахунок стосовно шахти «Росія» ВО «Селі-діввугілля». Шахта не є газовою і пилонебезпечною, тому на ній є можливість застосовувати контактні електровози.

У даному прикладі локомотив використовується для транспортування основного вантажопотоку і людей корінним відкаточним штреком.

Вихідні дані до розрахунку:

Категорійність шахти з газу і пилу - безпечна.

Сумарний змінний вантажопотік  $Q_{зм} = 750$  т/зміна.

Число навантажувальних пунктів - 1.

Довжина відкочування  $L = 1400$  м.

Середній ухил рейкового шляху  $i_{cp} = 4$  ‰.

Схема відкочування наведена на малюнку 6.3.

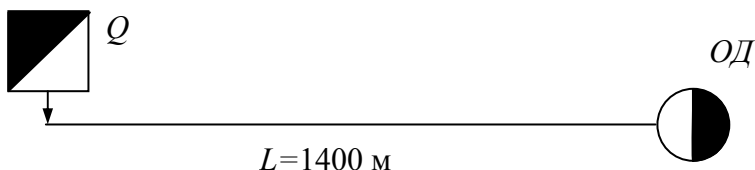


Рисунок 6.3. Схема електровозного відкочування

З урахуванням категорійності шахти, довжини транспортування, змінного вантажопотоку приймаємо для переміщення вантажу контактний електровоз К10.

Технічні характеристики електровоза:

Зчіпна маса - 10 т.

Сила тяги:

годинна - 18000 Н;

тривала - 4800 Н.

Швидкість:

годинна - 12,2 км/година;

тривала - 18,0 км/година.

Тип двигуна - ЭТ-31.

Струм:

годинний - 142 А;

тривалий - 62 А.

Сумарна годинна потужність двигунів -  $2 \times 31$  (кВт).

Як транспортні посудини приймемо наявні на шахті вагонетки ВГ2,5-900 місткістю –  $2,5 \text{ м}^3$  і масою – 11,3 кН.

1. Визначення величини поїзда.

**За умовою зчеплення коліс електровоза з рейками.**

Максимально припустима вага поїзда під час зрушення навантаженого поїзда під мінімальний ухил за умовою зчеплення коліс із рейками

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n - i_{\min} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$
$$Q_n \leq 100 \left( \frac{1000 \cdot 0,24}{11,2 - 2 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 1820 \text{ кН},$$

де  $P$  – зчіпна вага електровоза,  $P = 100 \text{ кН}$ ;

$\omega'_n$  – пусковий опір руху вагонетки;

$\omega_n$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_n = 8 \text{ Н/кН}$ ;

$$\omega'_n = 1,4 \cdot 8 = 11,2 \text{ Н/кН.};$$

$a$  – пускове прискорення, приймаємо  $a = 0,03 \text{ м/с}^2$ ;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_n = 0,24$  – з підсипанням піску на чисті сухі рейки (див. додаток 4).

Максимально припустима вага поїзда під час зрушування порожнього поїзда на максимальний підйом

$$Q_{\text{пор}} \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_{\text{пор}} + i_{\max} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_{nop} \leq 100 \left( \frac{1000 \cdot 0,24}{14 + 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 976 \text{ кН},$$

де  $\omega'_{nop}$  – пусковий опір руху вагонетки;

$\omega_{nop}$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_{nop} = 10 \text{ Н/кН}$

$$\omega'_{nop} = 1,4 \cdot 10 = 14 \text{ Н/кН}.$$

**За умовою гальмування електровоза, що рухається під максимальний ухил**

$$Q_u \leq P \left( \frac{1000 \psi_m}{110 a_m - \omega_u + i_{\max}} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $a_m$  – уповільнення,  $\text{м/с}^2$

$$a_m = \frac{v_m^2}{2l_m} = \frac{5^2}{2 \cdot 40} = 0,3 \text{ м/с}^2,$$

$v_m$  – швидкість початку гальмування,  $v_m = 5 \text{ м/с}$ ;

$l_m$  – гальмовий шлях, згідно ТБ  $l_m = 40 \text{ м}$ ;

$\psi_m$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_m = 0,24$  – з підсипанням піску на чисті сухі рейки (див. додаток 4).

$$Q_u \leq 100 \left( \frac{1000 \cdot 0,24}{110 \cdot 0,3 - 8 + 5} - 1 \right) = 700 \text{ кН}.$$

**За потужністю тягових двигунів**

$$Q_{nop} \leq \frac{F_{mp}}{0,6 \alpha \sqrt{\zeta} (\omega_{nop} + i_{cp}) \cdot 10^{-3}} - P, \text{ кН},$$

$$Q_{nop} = \frac{4,8}{0,6 \cdot 1 (10 + 4) \cdot 10^{-3}} - 100 = 471 \text{ кН},$$

де  $F_{mp}$  – тягове зусилля в тривалому режимі, визначається за технічною характеристикою локомотива. Для К10

$$F_{mp} = 4,8 \text{ кН};$$

$\alpha \sqrt{\zeta}$  у більшості випадків можна вважати, що  $\alpha \sqrt{\zeta} = 1$ .

З визначених  $Q_n$  і  $Q_{nop}$  обираємо мінімальне. У розглянутому прикладі  $Q_{nop} = 471$  кН і  $Q_n = 700$  кН.

Визначаємо число вагонеток у поїзді

$$n_{nop} = \frac{Q_{nop}}{G_0} = \frac{471}{11,3} = 41 \text{ вагонетка,}$$

$$n_n = \frac{Q_n}{G + G_0} = \frac{700}{20,8 + 11,3} = 22 \text{ вагонетки,}$$

де  $G_0$  – вага порожньої вагонетки, для ВГ2,5-900  $G_0 = 11,3$  кН;

$G$  – вага вантажу у вагонетці,  $G = 20,8$  кН (вважаємо, що коефіцієнт заповнення вагонетки дорівнює 1).

До подальшого розрахунку приймемо число вагонеток  $n = 22$ .

Уточнюємо вагу навантаженого і порожнього поїзда за прийнятим числом вагонеток.

- Вага навантаженого поїзда

$$Q_n = n(G + G_0) = 22 \cdot (20,8 + 11,3) = 706 \text{ кН.}$$

- Вага порожнього поїзда

$$Q_{nop} = nG_0 = 22 \cdot 11,3 = 249 \text{ кН.}$$

## 2. Перевірка тягових двигунів на нагрівання.

Сила тяги в сталому режимі, що припадає на один двигун

$$F_n = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_n)(\omega_n - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (100 + 706)(8 - 4) = 1,6 \text{ кН;}$$

$$F_{nop} = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_{nop})(\omega_{nop} - i_{cp}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (100 + 249)(10 - 4) = 2,4 \text{ кН,}$$

де  $n_{\text{дв}}$  – число двигунів електровоза,  $n_{\text{дв}} = 2$ .

Визначаємо струми і швидкості в сталому режимі роботи двигуна.

За електромеханічними характеристиками двигуна ЭТ-31 (див. Додаток 5) визначаємо:

$I_n$  і  $I_{nop}$  – струм, споживаний електровозом під час сталого руху відповідно з вантажем і порожняком:

$$I_n = 45 \text{ A}; \quad I_{nop} = 65 \text{ A};$$

$v_n$  і  $v_{nop}$  – сталу швидкість руху поїздів у вантажному і порожньому напрямку:

$$v_n = 22,0 \text{ км/година}; \quad v_{nop} = 17,0 \text{ км/година}.$$

Визначаємо припустиму швидкість руху навантаженого поїзда під ухил за фактором гальмування

$$\begin{aligned} v_{доп.н} &\leq 2,7 \sqrt{\frac{1000 \psi_m P}{P + n(G + G_0)}} + \omega_n - i_{cp} = \\ &= 2,7 \sqrt{\frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 100}{100 + 706}} + 8 - 5 = 15,5 \text{ км/година}. \end{aligned}$$

Відповідно до отриманого результату швидкість поїзда у вантажному напрямку варто обмежити величиною 15,5 км/година.

Визначаємо еквівалентний (середньоквадратичний) струм

$$I_{ек} = \alpha \sqrt{\frac{I_n^2 T_n + I_{nop}^2 T_{nop}}{T_{дог} + \theta}} = 1,25 \sqrt{\frac{45^2 \cdot 7,2 + 65^2 \cdot 5,1}{12,3 + 30}} = 37 \text{ A},$$

де  $T_n$  і  $T_{nop}$  – час руху навантаженого і порожнього составів:

$$T_n = \frac{L \cdot 60}{0,75 v_n} = \frac{1,4 \cdot 60}{0,75 \cdot 15,5} = 7,2 \text{ хв};$$

$$T_{nop} = \frac{L \cdot 60}{0,75 v_{nop}} = \frac{1,4 \cdot 60}{0,75 \cdot 22} = 5,1 \text{ хв};$$

$T_p$  – тривалість руху:

$$T_p = T_n + T_{nop} = 7,2 + 5,1 = 12,3 \text{ хв};$$

$\theta$  – тривалість пауз:

$$\theta = \theta_1 + \theta_2 + \theta_3 = 15 + 10 + 5 = 30 \text{ хв},$$

$\theta_1$  – тривалість маневрів електровоза в пристовбурному дворі,  $\theta_1 = 15 \text{ хв}$ ;

$\theta_2$  – тривалість маневрів електровоза в пункті навантаження,  $\theta_2=10$  хв;

$\theta_3$  – тривалість додаткових зупинок у місцях перетинання транспортних магістралей,  $\theta_3=5$  хв;

$\alpha$  – коефіцієнт, що враховує погіршення охолодження двигуна під час зупинок, а також роботу двигуна під час маневрів,  $\alpha=1,25$ .

Оскільки умова  $I_{ек} \leq I_{дл}$  виконується двигун локомотива буде працювати без перегріву.

3. Знаходимо інвентарне число електровозів

$$N_u = N_p + N_{рез} = 2 + 0 = 2;$$

де  $N_p$  – число робочих електровозів;

$N_{рез}$  – число резервних електровозів,

$$N_p = \frac{\tau_n}{\tau} = \frac{22}{7} = 4$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$\tau$  – число можливих рейсів одного електровоза,

$$\tau = \frac{60T_0}{T_p + \theta} = \frac{60 \cdot 5,5}{12,3 + 30} = 7 \text{ рейсів.}$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого меншого цілого числа;

$T_0$  – „чистий час” роботи електровозного відкочування в зміну, прийнятий на 0,5 годин менше тривалості зміни;

$\tau_n$  – повне число рейсів у зміну,

$$\tau_n = \tau_{n2} + \tau_n = 20 + 2 = 22 \text{ рейси;}$$

$\tau_{n2}$  – необхідне число рейсів для вивезення вантажу,

$$\tau_{n2} = \frac{k_n Q_{зм}}{nG} = \frac{1,2 \cdot 750}{22 \cdot 2,08} = 20 \text{ рейсів.}$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  $k_n = 1,2$ ;

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік;

$\tau_d$  – необхідне число рейсів для перевезення людей,  $\tau_d = 2$ ;

$n$  – кількість вагонеток.

Число резервних електровозів  $N_{рез} = 1$ .

4. Змінна продуктивність одного локомотива з вивезення (привезення) вантажу

$$Q_{el} = \tau n G = 7 \cdot 22 \cdot 2,08 = 320,3 \text{ т/зміна.}$$

5. Розрахунок параметрів електропостачання.

Потужність тягової підстанції:

$$P = k_{ep} U N_i k_{oi} I_{cp.i} \cdot 10^{-3} = 275 \cdot 53 \cdot 10^{-3} = 14,6 \text{ кВт},$$

де  $k_{ep}$  – коефіцієнт одночасності роботи груп електровозів,

$$k_{ep} = 1;$$

$U$  – напруга на шинах тягової підстанції,  $U = 275 \text{ В}$ ;

$N_i$  – число однотипних електровозів,  $N_i = 1$ ;

$k_{oi}$  – коефіцієнт одночасності роботи електровозів, при  $N_i = 1$

$$k_{oi} = 1;$$

$I_{cp.i}$  – середній струм електровоза

$$I_{cp.i} = \frac{\sum T_p \cdot t}{\sum t} = \frac{I_n T_n + I_{nop} T_{nop}}{T_p} = \frac{45 \cdot 7,2 + 65 \cdot 5,1}{12,3} = 53 \text{ А.}$$

Число агрегатів на тяговій підстанції

$$\chi = \frac{P}{P_a} + 1 = \frac{14,6}{137,5} + 1 = 1,$$

де  $P_a$  – потужність перетворювального агрегату (АТП500/275М),

$$P_a = 137,5 \text{ кВт.}$$

Питома витрата енергії

$$\begin{aligned} a &= 5\alpha [\omega_n + \lambda(\omega_{nop} + \omega_n) - i_{cp}] = \\ &= 5 \cdot 1,25 \cdot [10 + 0,54 \cdot (10 + 8) - 4] = 98,2 \text{ Вт} \cdot \text{година} / \text{т} \cdot \text{км}. \end{aligned}$$

Абсолютна витрата енергії

$$A = a \cdot Q_{зм} \cdot L = 98,2 \cdot 750 \cdot 1,4 = 103162,5 \text{ Вт} \cdot \text{година.}$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт тари,  $\lambda = 0,64$ .

## **ГЛАВА 7**

### **РОЗРАХУНОК ВІДКОЧУВАННЯ КІНЦЕВИМИ КАНАТАМИ**

#### **7.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО КІНЦЕВІ КАНАТНІ ВІДКОЧУВАННЯ**

Принцип дії – переміщення вагонеток рейковими шляхами за допомогою каната, що навивається на барабан підйомної машини.

Довжина відкочувань кінцевими канатами визначається канатосмністю барабана і становить звичайно 800...1000 м. При застосуванні малих підйомних машин досягає 2000...2300м. Максимальний кут нахилу для вагонеток –  $30^\circ$ . При кутах більше  $25^\circ$  вагонетки постачають щитками, що перешкоджають опаданню вантажу. Профіль може бути хвилястим.

Достоїнства: можливість застосування при великих кутах нахилу, при хвилястому профілі і скривленому в плані шляху, порівняльна простота пристрою і мала вартість установки, можливість перевезення людей і обладнання, відсутність вузлів перевантаження копалини в кінцевих пунктах при відкочуванні у вагонетках.

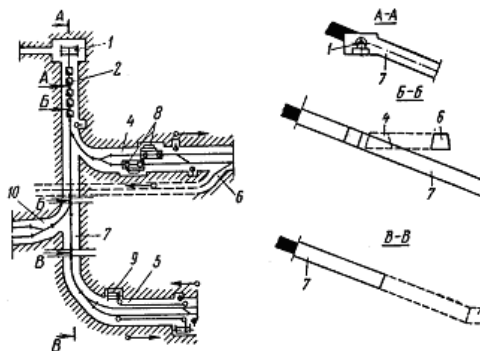
Недоліки: мала продуктивність, особливо при великих довжинах відкочування, трудомісткість причеплення і відчеплення вагонеток, інтенсивне зношування каната, неможливість автоматизації при відкочуванні у вагонах, великі розміри лебідок і камер для них при відкочуванні довгими похилими виробками, необхідність пристрою спеціальних станцій відправлення–прийому поїздів вагонеток, порівняно високий травматизм.

Відкочування виконують за схемою з похилими заїздами (рис. 7.1), з горизонтальними заїздами (рис. 7.2) і комбінованій схемі (різні заїзди вгорі і унизу).

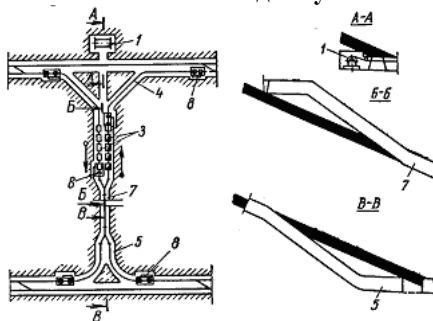
На рисунках 7.1 і 7.2 позначені: 1 – підйомна машина однобарабанна; 2 – поїзд вагонів на ділянці перепідйому; 3 – поїзди на горизонтальному майданчику; 4, 5 – верхня і нижня приймально-відправні майданчики; 6 – обхідна виробка; 7 – похила

(по пласту) виробка; 8 – штовхач; 9 – маневрова лебідка; 10 – заїзд на проміжний горизонт.

При відкочуванні за схемою з похилими заїздами у випадку, наприклад, ухилу (рис. 7.1) навантажений поїзд, залишений локомотивом на нижній приймально-відправній площадці, підтягують маневровою лебідкою на верхній шлях. Канат переріплюють від порожнього поїзда, що прийшов зверху на нижній шлях, до навантаженого. Маневровою лебідкою порожняк подають до локомотива. Навантажений поїзд піднімають лебідкою похилою виробкою нагору на ділянку перепідйому, а потім самокатом опускають на верхній шлях верхнього заїзду. Канат переріплюють до порожняку, що стоїть на нижньому шляху, а навантажений поїзд штовхачем подають до локомотива. Порожняк закругленням подають на ділянку перепідйому і опускають самокатом похилою виробкою на нижній заїзд. Потім цикл повторюється.



**Рисунок 7.1. Схема канатного відкочування з похилими заїздами**



**Рисунок 7.2. Схема канатного відкочування з горизонтальними заїздами**

Відкочування за схемою з горизонтальними заїздами у випадку, наприклад, ухилу (рис.7.2) виконують у такий спосіб. Навантажений поїзд локомотивом, а потім штовхачем подають на один зі шляхів нижньої приймально-відправного майданчика. До нього причіпляють канат від опущеного зверху на інший шлях порожнього поїзда, що потім штовхачем подають до локомотива. Навантажений поїзд підйомною машиною піднімають на правий шлях верхнього заїзду. Канат перечіпляють до пода-ного локомотивом і штовхачем на лівий шлях порожняку, а на-вантажений поїзд штовхачами виштовхують на відкаточний штрек, звідки його відвозять локомотивом. Порожняк зіштов-хують штовхачем із майданчика на похилу ділянку шляху і далі самокатом його подають на нижній заїзд. Потім цикл повторю-ється. Запобігання мимовільного скочування вагонеток з верх-ньої площадки шляху здійснюють за допомогою бар'єрів, уста-новлених перед похилою ділянкою шляху, і керованих за допо-могою механізмів або вручну.

Якщо довжина відкочування змінюється згодом, то основ-ний горизонт може мати будь-який заїзд, а проміжний заїзд – тільки похилий, тому що через горизонтальний майданчик, що залишився від горизонтального заїзду, поїзд униз пройти не змо-же.

Похилий заїзд може залишитися як проміжний горизонт (рис. 7.1).

## **7.2. РОЗРАХУНОК КАНАТНИХ ВІДКОЧУВАНЬ**

### **7.2.1.Методика розрахунку відкочування одним кінцевим канатом**

Продуктивність відкочування залежить від числа вагонеток у поїзді, їхньої вантажопідйомності  $G$ , і тривалості рейсу  $T_p$ , що складається із часу руху поїзда  $T_{рей}$  і часу зупинок у кінцевих пунктах  $\theta$ .

Порядок розрахунку відкочування кінцевими канатами складається з наступних етапів.

1. За заданою продуктивністю орієнтовно приймається величина швидкості і визначається необхідне число вагонеток в поїзді.
2. Проводиться визначення числа вагонеток у поїзді, припустимого за умовою міцності зчіпки.
3. Визначається погонна вага тягового каната і проводиться вибір каната.
4. Проводиться перевірка можливості спуска поїзда.
5. Визначається необхідна потужність двигуна підйомної машини.
6. За величиною встановленої потужності виконується вибір двигуна.
7. Обраний двигун перевіряється на перевантаження.
8. Виконується вибір підйомної машини.

**Примітка.** Якщо кінцевим канатним відкочуванням транспортуються тільки допоміжні матеріали і люди, то методика розрахунку не залежить від того, на якій саме виробці воно встановлено (ухил або бремсберг), тому що в кожному разі необхідно робити перевірку умови спуску порожнього поїзда, натягу канатів і зусиль під час руху навантаженого поїзда як на підйом так і під ухил.

Розрахункова схема відкочування одним кінцевим канатом похилим заїздом показана на рис. 7.3.

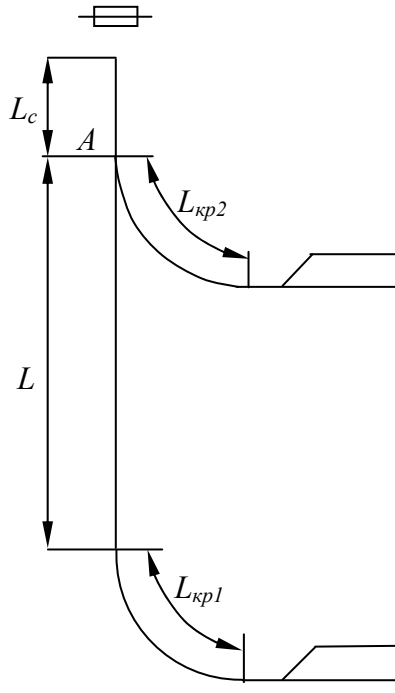
Поїзд двічі за цикл (туди і назад) проходить похилу виробку  $L$ , нижній похилий заїзд  $L_{кр1}$  і верхній похилий заїзд  $L_{кр2}$  із ділянкою перепідйому за стрілкою А, довжина якої дорівнює довжині поїзда  $L_c$ .

Тривалість руху при похилих заїздах:

$$T_p = \frac{2L + 2cL_{дон} + 4cL_c}{v_{cp}}, \text{ с,}$$

де  $v_{cp}$  – середня швидкість руху поїзда шляхом  $L$ , приймається на 10-20% менше номінальній швидкості руху каната (за характеристикою підйомної машини), м/с. Варто мати на увазі, що коли  $L \leq 300$  м,  $v \leq 3$  м/с, а коли  $L > 300$  м,  $v \leq 5$  м/с;

$c$  – коефіцієнт, що враховує зниження швидкості руху на заїздах,  $c = 1,5 \dots 2,0$ ;  
 $L$  – довжина відкочування (відстань між горизонтами), м;  
 $L_{\text{дон}}$  – довжина заїздів  $L_{\text{дон}} = L_{\text{кр}1} + L_{\text{кр}2}$ , м.



**Рисунок 7.3. Схема відкочування однокінцевими канатами похилими заїздами**

Орієнтовно приймають  $L_{\text{дон}} = 30 \dots 70$  м;

$L_c$  – довжина поїзда,  $L_c = z \cdot l_{\text{в}}$  м;

$l_{\text{в}}$  – довжина вагонетки з розтягнутими зчіпками, м;

$z$  – число вагонеток у поїзді.

Тривалість руху при горизонтальних заїздах:

$$T_p = \frac{2L}{v_{cp}}, \text{с.}$$

Тривалість руху при двокінцевих відкочуваннях:

$$T_p = \frac{L}{v_{cp}}, \text{с.}$$

Тривалість рейсу

$$T_{рей} = T_p + \theta \text{ с,}$$

де  $\theta$  – сумарна тривалість пауз у кінцевих пунктах при похилих заїздах  $\theta = 90$  с; при горизонтальних заїздах  $\theta = 50$  с; при відкочуванні двома кінцевими канатами похилими виробками  $\theta = 50$  с.

Годинна продуктивність відкочування:

$$Q = \frac{3600zG}{T_{рей}}, \text{ т/година;}$$

де  $G$  - вантажопідйомність вагонетки, т.

Із цієї формули при заданій годинній продуктивності відкочування одержуємо число вагонів:

$$z = \frac{2(L + cL_{дон}) + \theta v_{cp}}{\frac{3600Gv_{cp}}{Q_{зм}} - 4cl_{\epsilon}}.$$

Для вантажного підйому:

$z \leq 15$  при довжині вагонетки  $L_{\epsilon} \leq 2700$  мм;

$z \leq 10$  при довжині вагонетки  $L_{\epsilon} \geq 2800$  мм.

Число пасажирських вагонеток залежно від кута нахилу виробки і типу вагонеток наведено в таблиці 7.1.

Число вагонеток в поїзді повинно бути перевірене за умови міцності зчіпки:

- для вантажного поїзда

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})};$$

- для пасажирського поїзда

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(900n_{л} + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})},$$

де  $S_{зч}$  – припустиме зусилля на зчіпці, Н,  $S_{зч} = 60000\text{Н}$ ;

$G$  і  $G_0$  – вага вантажу і вагонетки, Н;

90 – середня вага одного пасажера, Н;

$n_{л}$  – число пасажирських місць в одній вагонетці;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонеток, приймається за таблицею 7.2.

Таблиця 7.1.

| Кут нахилу, град | Рекомендоване число пасажирських вагонеток |       |       |
|------------------|--------------------------------------------|-------|-------|
|                  | ВЛН-1                                      | ВЛН-2 | ВЛН-3 |
| до 19            | 5                                          | 5     | -     |
| 22               | 4                                          | 4     | -     |
| 30               | 3                                          | 3     | -     |
| 35               | -                                          | 3     | -     |
| до 40            | -                                          | 2     | 2     |
| 45               | -                                          | 2     | 2     |
| 50               | -                                          | 2     | 2     |
| 80               | -                                          | 2     | 2     |

Таблиця 7.2.

| Вантажопід-<br>йомність ва-<br>гонетки, т | Коефіцієнт опору руху состава вагонеток при швидкості<br>руху, м/с |       |                  |       |       |                  |
|-------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|-------|------------------|-------|-------|------------------|
|                                           | до 3                                                               |       |                  | 3 – 5 |       |                  |
|                                           | Число вагонів у партії                                             |       |                  |       |       |                  |
|                                           | 1 – 5                                                              | 6 – 9 | 10 і бі-<br>льше | 1 – 5 | 6 – 9 | 10 і бі-<br>льше |
| до 1                                      | 0,026                                                              | 0,036 | 0,040            | 0,039 | 0,054 | 0,060            |
| 1 - 2                                     | 0,020                                                              | 0,026 | 0,033            | 0,030 | 0,042 | 0,050            |
| 2 - 3                                     | 0,016                                                              | 0,022 | 0,027            | 0,024 | 0,033 | 0,040            |
| більше 3                                  | 0,015                                                              | 0,020 | 0,024            | 0,022 | 0,030 | 0,030            |

$\beta_{\max}$  – максимальний кут нахилу рейкових шляхів. Для по-  
хилих заїздів  $\beta = \beta_{\max}$ , для горизонтальних  $\beta_{\max} = \beta_{\max} + (5...7)$ .

Отримане число вагонеток округляють до найближчого  
меншого.

Визначаємо погонну вагу каната за максимальним статичним натягом, що складається з опорів, подоланих при пересуванні поїзда і каната:

$$F_{\max} = z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max}) + q_{\kappa} L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta) \quad (7.1)$$

Величина ваги 1 м довжини каната  $q_{\kappa}$  (Н/м) невідома, тому спочатку визначимо максимально припустиму силу натягу каната (Н):

$$S_{\max} = \frac{\sigma \Omega}{m}, \quad (7.2)$$

де  $m$  – запас міцності каната; для вантажних перевезень  $m=6,5$ , для пасажирських  $m = 9$ ;

$\sigma$  – опір розриву дроту, дорівнює  $1400 \dots 1800 \cdot 10^6$  Н/м<sup>2</sup>;

$\Omega$  – площа поперечного перерізу усіх дротів каната, м<sup>2</sup>

$$\Omega = \frac{q_{\kappa}}{\rho_0}; \quad (7.3)$$

$\rho_0$  – наведена питома вага закрученого дроту в канаті, дорівнює  $\rho_0 = 83000 \dots 90000$  Н/м.

Підставивши (7.3) в (7.2) одержуємо:

$$S_{\max} = \frac{\sigma q_{\kappa}}{m \rho_0}. \quad (7.4)$$

Вирішуючи рівняння (7.1) і (7.4), знаходимо  $q_{\kappa}$ :

$$q_{\kappa} = \frac{z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})}{\frac{\sigma}{m \rho_0} - L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta)}. \quad (7.5)$$

За знайденою вагою 1 м каната приймають діаметр каната і уточнюють його вагу.

Мінімальний діаметр барабана підйомної машини  $D$  приймається із співвідношення

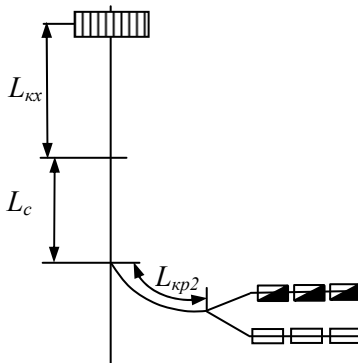
$$\frac{D}{d} \geq 60,$$

де  $d$  - діаметр каната, м.

Вхідна у формулу (7.5) довжина каната може бути визначена за формулою:

$$L_{\kappa} = L + L_{\partial on} + L_{\kappa x},$$

де  $L_{\kappa x}$  – довжина канатного ходка (див. рис. 7.4)



**Рисунок 7.4. Розрахункова схема для визначення довжини каната**

Припустима мінімальна довжина канатного ходка повинна бути не менш довжини, обумовленої за умовою дотримання кута девіації ( $1^{\circ}30'$  - див. табл. 7.3).

**Таблиця 7.3.**

| Тип підйомної машини                                  | Ц-1,2×1 | Ц-1,6×1,2 | Ц-2×1,5 | Ц-2×2 | Ц-3×2,2 |
|-------------------------------------------------------|---------|-----------|---------|-------|---------|
| Припустима довжина канатного ходка $L_{\kappa x}$ , м | 20      | 25        | 30      | 40    | 42      |

Перевірка можливості опускання порожнього поїзда під дією власної ваги при малих кутах нахилу виконується за наступною формулою:

$$zG_0(\sin\beta - \omega\cos\beta) + q_{\kappa}L_{\kappa}(\sin\beta - f_{\kappa}\cos\beta) \geq F_{\partial on},$$

де  $F_{\partial on}$  – натяг каната в точці змотування з барабану,

$F_{\partial on} = 1500 \dots 2000$  Н - для вантажних перевезень;

$F_{\text{доп}} = 2000 \dots 2500 \text{ Н}$  - для пасажирських перевезень.

Якщо ця умова не виконується, то до поїзда можна причепити баластову вагонетку.

Визначення потужності двигуна.

При відкочуванні ухилом.

Потужність двигуна визначається за найбільшою силою тяги підйомної машини при підйомі навантаженого поїзда, що розраховується за формулою:

$$F_{\text{max}} = z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\text{max}} + \sin \beta_{\text{max}}) + q_{\kappa} L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н}$$

або у випадку використання баластової вагонетки

$$F_{\text{max}} = [z(G + G_0) + G_{\text{б}} + G_0](\omega \cos \beta_{\text{max}} + \sin \beta_{\text{max}}) + q_{\kappa} L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н},$$

де  $G_{\text{б}}$  – вага вантажу в баластовій вагонетці.

Максимальна потужність двигуна:

$$N_{\text{max}} = \frac{F_{\text{max}} v}{1000 \eta}, \text{ кВт},$$

де  $\eta$  - ККД редуктора підйомної машини,  $\eta = 0,85$ .

При відкочуванні бремсбергом.

Потужність двигуна для відкочування одним кінцевим канатом на бремсбергу розраховується для 3-х режимів.

1. Підйом порожнього поїзда.

Натяг каната

$$F_n = zG_0(\omega \cos \beta_{\text{max}} + \sin \beta_{\text{max}}) + q_{\kappa} L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н}.$$

Потужність на валу двигуна

$$N_n = \frac{F_n v}{1000 \eta}, \text{ кВт}.$$

2. Спуск навантаженого поїзда:

Натяг каната

$$F_z = z(G + G_0)(\sin \beta_{\text{max}} - \omega \cos \beta_{\text{max}}) + q_{\kappa} L_{\kappa} (\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н}.$$

Потужність на валу двигуна в генераторному режимі:

$$N_z = \frac{F_z v_{cp} \eta}{1000}, \text{ кВт},$$

де  $v_{cz} = (1,03 \dots 1,05)v$

3. Витягування нагору навантаженого поїзда заїздом на бремсберг.

Натяг каната

$$F'_z = z(G + G_0)(\sin \beta + \omega \cos \beta), \text{ Н.}$$

Потужність на валу двигуна

$$N'_z = \frac{F'_z v_{kp}}{1000 \eta}, \text{ кВт.}$$

Із трьох значень потужності до подальшого розрахунку приймають більшу, яку позначають  $N_{\max}$ .

Визначення діаметра і ширини барабана.

Діаметр барабана підйомної машини перевіряється за умовою

$$D \geq 60d.$$

Мінімальна ширина барабана

$$B = \left( \frac{L_k - L_{k,x}}{\pi[D + d(n_c - 1)]n_c} + n_z + n_o \right) \cdot \frac{d + \varepsilon}{1000},$$

де  $n_c$  – число шарів навивки каната, при  $\beta \leq 60^\circ$   $n_c \leq 3$ ;

$n_m$  – число витків тертя;  $n_m \geq 3$  для футерованих барабанів і  $n_m \geq 5$  для не футерованих

$n_o$  – додаткові витки, що враховують не заповнювану частину в реборд

$n_o = 0,5$  коли одношарова навивка каната,

$n_o = 1,5$  коли двошарова навивка каната,

$n_o = 2,5$  коли тришарова навивка каната;

$\varepsilon$  – зазор між суміжними витками, обумовлений діаметром каната

$\varepsilon = 2,5 \text{ мм}$  коли  $d = 20 \dots 30 \text{ мм}$ ,

$\varepsilon = 3 \text{ мм}$  коли  $d > 30 \text{ мм}$ .

Для барабанів з нарізними канавками зазор  $\varepsilon$  приймається залежно від прийнятого кроку навивки за даними заводу-виготовлювача.

Перевірку двигуна підйомної машини здійснюють за середньоквадратичною потужністю з наступною перевіркою на перевантаження. При цьому вважаємо, що тягове зусилля на барабані при підйомі і опусканні вантажу постійно і дорівнює середнім значенням.

Значення середньоквадратичної потужності:

$$N_e = \alpha \sqrt{\frac{1}{2} (N_{cp.n}^2 + N_{cp.on}^2)} \tau,$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує додаткове нагрівання двигунів при маневрах,  $\alpha = 1,1 \dots 1,2$ ;

$N_{cp.n}, N_{cp.on}$  – середні значення потужності при підйомі і спуску поїздів, кВт;

$\tau$  – відносна тривалість руху:

$$\tau = \frac{T_p}{T_p + \theta}.$$

Середнє значення потужності при підйомі і спуску (кВт) визначаються вираженнями:

$$N_{cp.n} = \frac{F_{cp.n} v}{1000 \eta}, \quad N_{cp.on} = \frac{F_{cp.on} v}{1000 \eta}$$

де  $F_{cp.n}$  і  $F_{cp.on}$  – середні статичні зусилля на барабані машини в період підйому і спуску поїзда, Н.

Середні статичні натяги каната на бремсберзі:

– при спуску навантаженого поїзда

$$F_{cp.on} = z(G + G_0)(\sin \beta - \omega \cos \beta) + \frac{q_k L_k}{2} (\sin \beta - f_k \cos \beta), \text{ Н,}$$

де  $L_k/2$  – середня довжина каната, м.

– при підйомі порожнього поїзда

$$F_{cp.n} = zG_0(\sin \beta + \omega \cos \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н.}$$

Середні статичні натяги каната на ухилі:

– при підйомі навантаженого поїзда

$$F_{cp.n} = z(G + G_0)(\sin \beta + \omega \cos \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н.}$$

– при спуску порожнього поїзда

$$F_{cp.on} = zG_0(\sin \beta - \omega \cos \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н.}$$

**Примітка.** Для двокінцевого канатного відкочування середнє окружне зусилля на барабанах(у момент зустрічі поїздів):

– на ухилі за один хід (підйом вантажу і опускання порожняка):

$$F_{cp.n} = z(G + G_0)(\sin \beta + \omega \cos \beta) + \frac{pL_{\kappa}}{2}(\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta) + \\ + zG_0(\omega \cos \beta - \sin \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(f_{\kappa} \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н.}$$

– на бремсбергу за один хід (підйом порожняка і опускання вантажу):

$$F_{cp.б} = zG_0(\sin \beta + \omega \cos \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta) + \\ + z(G + G_0)(\omega \cos \beta - \sin \beta) + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(f_{\kappa} \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н.}$$

Значення середньоквадратичної потужності:

$$N_e = \alpha \sqrt{\tau} N_{cp}$$

Середнє значення потужності для підйому і спуску визначаються вираженнями:

$$N_{cp} = \frac{F_{cp.y}v}{1000\eta} - \text{для ухилу};$$

$$N_{cp} = \frac{F_{cp.y} \nu \eta}{1000} - \text{для бремсбергу.}$$

Установлену (паспортну) потужність двигуна визначають за наступною формулою:

$$N_{уст} \geq k_m \cdot N_e,$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_m = 1,1 \dots 1,2$

За величинами  $D$ ,  $B$ ,  $N_{уст}$  вибирають тип підйомної машини.

Далі виконується перевірка двигуна на перевантаження.

Коефіцієнт перевантаження двигуна:

$$\lambda = \frac{N_{\max}}{N_{уст}} \leq 1,6 \dots 1,8.$$

Якщо ця умова виконується, то двигун обраний вірно. У противному випадку

$$N_{уст} = \frac{N_{\max}}{\lambda}.$$

### **7.2.2. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом похилими заїздами на бремсбергу**

Як приклад, розглянемо розрахунок однокінцевого канатного відкочування, установленного на бремсбергу пласту  $m_2$  шахти «Белицька», використовуваного для транспортування допоміжних матеріалів.

Вихідні дані,

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік,  $Q_{зм} = 30$  т/зміна;

$L$  – довжина бремсбергу,  $L = 600$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 7^\circ$ .

Транспортна посудина – вагонеточні платформи ПВГ2,5;

$G$  – вантажопідйомність платформи. У середньому приймаємо  $G = 4$  т.

Розрахункова схема наведена на рис.7.3.

Через мале значення змінного вантажопотоку він буде перевезений протягом зміни, а число відкаточних посудин обмежується лише міцністю зчіпки. Для подальшого розрахунку приймаємо, що весь вантажопотік переміщається за один рейс.

Число вагонів у відкочуванні

$$z = \frac{Q}{nG} = \frac{30}{1 \cdot 4} = 7,5 \text{ платформ,}$$

де  $n$  – число рейсів у зміну, приймаємо  $n = 1$ .

До подальшого розрахунку приймаємо 8 платформ.

Перевірка величини поїзда за міцністю зчіпки

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(G + G_0) \cdot (\omega \cdot \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max}) g},$$

де  $S_{зч}$  – припустиме зусилля на зчіпці,  $S_{зч} = 60000\text{Н}$ ;

$G_0$  – маса платформи,  $G_0 = 0,66 \text{ т}$ ;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонеток,  $\omega = 0,03$  (див. таблицю 7.2);

$\beta_{\max}$  – максимальний кут нахилу виробки,  $\beta = 7^\circ$ ;

$$z_{\max} \leq \frac{60}{(0,66 + 4) \cdot (0,03 \cdot \cos 7^\circ + \sin 7^\circ) \cdot 9,81} = 8,65 \approx 9.$$

Умова виконується.

Погонна вага каната

$$q_k = \frac{z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})}{\frac{\sigma}{m\rho_0} - L_k(f_k \cos \beta + \sin \beta)},$$

де  $m$  – запас міцності, для вантажного підйому,  $m = 6,5$ ;

$\rho_0$  – наведена питома вага дроту в канаті,  $\rho_0 = 90000\text{Н/м}^3$ ;

$\sigma$  – опір розриву дроту,  $\sigma = 1800 \cdot 10^6\text{Н/м}^2$ ;

$L_k$  – довжина каната, м

$$L_k = L + L_{kp1} + L_{кх},$$

$L_{\kappa\kappa}$  – довжина канатного ходка, м; попередньо приймаємо  
 $L_{\kappa\kappa} = 30$  м (див. табл. 7.3)

$$L_{\kappa} = 600 + 30 + 30 = 660 \text{ м.}$$

$f_{\kappa}$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_{\kappa} = 0,2$ ;

$$q_{\kappa} = \frac{8(660 + 4000)(0,03 \cdot \cos 7^{\circ} + \sin 7^{\circ}) \cdot 9,81}{\frac{1800 \cdot 10^6}{6,5 \cdot 90000} - 660(0,2 \cdot \cos 7^{\circ} + \sin 7^{\circ})} = 19,35 \text{ Н/м.}$$

Приймаємо канат ТЛК-06×23,5 ДСТ 3078-69. Діаметр каната  $d = 23,5$  мм  $q_{\kappa} = 19,56$  Н/м.

Мінімальний діаметр барабана

$$D \geq 60d = 60 \cdot 23,5 = 1410 \text{ мм.}$$

Перевіримо умови спуску порожнього поїзда

$$F_{\min} \geq F_{\text{дон}},$$

де  $F_{\text{дон}}$  – натяг каната в точці змотування з барабана,  
 $F_{\text{дон}} = 2000$  Н;

$F_{\min}$  – натяг каната наприкінці ланцюжка канатного поїзда,  
 Н;

$$F_{\min} = zG_0(\sin \beta - \omega \cos \beta)g + q_{\kappa}L_{\kappa}(\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta),$$

$$F_{\min} = 8 \cdot 660(\sin 7^{\circ} - 0,03 \cdot \cos 7^{\circ}) \cdot 9,81 + \\ + 19,56 \cdot 660 \cdot (\sin 7^{\circ} - 0,2 \cdot \cos 7^{\circ}) = 3781 \text{ Н.}$$

Умова виконана.

Потужність двигуна для відкочування однокінцевим канатом бремсбергом розраховується для 3-х режимів.

1. Підйом порожнього поїзда:

Натяг каната

$$F_n = zG_0(\omega \cos \beta + \sin \beta) + q_{\kappa}L_{\kappa}(f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н.}$$

$$F_n = 8 \cdot 660(\sin 7^{\circ} + 0,03 \cdot \cos 7^{\circ}) \cdot 9,81 + \\ + 19,56 \cdot 660 \cdot (\sin 7^{\circ} + 0,2 \cdot \cos 7^{\circ}) = 11990 \text{ Н.}$$

Потужність на валу двигуна

$$N_n = \frac{F_n v_{cp}}{1000\eta} = \frac{11990 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 70,5 \text{ кВт},$$

де  $v_{cp}$  – середня швидкість руху поїзда,  $v_{cp}=5$  м/с;

$\eta$  – ККД редуктора,  $\eta = 0,85$ .

2. Спуск навантаженого поїзда:

Натяг каната

$$F_z = z(G + G_0)(\sin\beta - \omega \cos\beta) + q_k L_k (\sin\beta - f_k \cos\beta), \text{ Н};$$

$$F_z = 8 \cdot (4000 + 660) \cdot (\sin 7^\circ - 0,03 \cos 7^\circ) \cdot 9,81 + \\ + 19,56 \cdot 660 (\sin 7^\circ - 0,2 \cdot \cos 7^\circ) = 32690 \text{ Н}.$$

Потужність на валу двигуна в генераторному режимі:

$$N_z = \frac{F_z v_{cp} \eta}{1000} = \frac{32690 \cdot 5,2 \cdot 0,85}{1000} = 144,5 \text{ кВт},$$

де  $v_{cz} = (1,03 \dots 1,05)v = 1,04 \cdot 5 = 5,2$  м/с.

3. Витягування нагору навантаженого поїзда на закругленні.

Натяг каната

$$F'_z = z(G + G_0)(\sin\beta + \omega \cos\beta), \text{ Н};$$

$$F'_z = 8(4000 + 660)(\sin 7^\circ + 0,03 \cos 7^\circ) \cdot 9,81 = 55459 \text{ Н}.$$

Потужність на валу двигуна

$$N'_z = \frac{F'_z v_{kp}}{1000\eta} = \frac{55459 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,85} = 163 \text{ кВт}.$$

де  $v_{kp}$  – швидкість руху поїзда закругленням,  $v_{kp}=0,5$  м/с;  
 $v_{kp} = 0,5 \cdot 5 = 2,5$  /с.

Із трьох значень потужності до подальшого розрахунку приймають більшу, котру позначають  $N_{\max} = 163$  кВт.

Визначаємо необхідну ширину барабана:

$$B = \left( \frac{L_k - L_{k.x}}{\pi[D + d(n_c - 1)]n_c} + n_c + n_d \right) \cdot \frac{d + \varepsilon}{1000}, \text{ м},$$

де  $n_c$  – число шарів навивки,  $n_c = 3$ ;

$n_m$  – число витків тертя,  $n_m = 3$ ;

$n_d$  – додаткові витки, що враховують не заповнювану частину в реборд, при тришаровій навивці  $n_d = 2,5$ ;

$\varepsilon$  – зазор між суміжними витками,  $\varepsilon = 2,5$  мм.

$$B = \left( \frac{(660 - 30) \cdot 1000}{3,14[1600 + 23,5(3 - 1)]3} + 3 + 2,5 \right) \cdot \frac{23,5 + 2,5}{1000} = 1,2 \text{ м}.$$

Визначаємо середньоквадратичну потужність:

$$N_e = \alpha \sqrt{\frac{1}{2} (N_{cp.n}^2 + N_{cp.on}^2)} \tau,$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує нагрівання двигуна при маневрах,  $\alpha = 1,1$ ;

$\tau$  – відносна тривалість руху

$$\tau = \frac{T_p}{T_p + \theta} = \frac{290}{290 + 90} = 0,76,$$

$T_p$  – тривалість руху при похилих заїздах

$$T_p = \frac{2L + 2cL_{don} + 4cL_c}{v_{cp}} = \frac{2 \cdot 600 + 2 \cdot 1,8 \cdot 60 + 4 \cdot 1,8 \cdot 24,8}{5} = 290 \text{ с},$$

$c$  – коефіцієнт, що враховує зниження швидкості руху на заїздах,  $c = 1,5 \dots 2,0$ ;

$L$  – довжина відкочування (відстань між горизонтами), м;

$L_{don}$  – довжина заїздів  $L_{don} = L_{kp1} + L_{kp2}$ , м. Приймаємо  $L_{don} = 60$  м;

$L_c$  – довжина состава,  $L_c = z \cdot l_g = 8 \cdot 3,1 = 24,8$  м;

$l_g$  – довжина платформи з розтягнутими зчіпками,  $l_g = 3,1$  м;

$\theta$  – сумарна тривалість пауз,  $\theta = 90$  с;

$F_{cp.n.}$  і  $F_{cp.on.}$  – середні статичні зусилля на барабані при спуску і підйомі поїзда.

$$F_{cp.n.} = zG_0(\sin \beta + \omega \cos \beta)g + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta),$$

$$F_{cp.n.} = 8 \cdot 660 \cdot (\sin 7^{\circ} + 0,03 \cdot \cos 7^{\circ}) \cdot 9,81 + \\ + \frac{19,56 \cdot 660}{2} \cdot (\sin 7^{\circ} + 0,2 \cdot \cos 7^{\circ}) = 9923 \text{ Н},$$

$$F_{cp.on.} = z(G + G_0)(\sin \beta - \omega \cos \beta)g + \frac{q_{\kappa}L_{\kappa}}{2}(\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta)$$

$$F_{cp.on.} = 8 \cdot (4000 + 660) \cdot (\sin 7^{\circ} - 0,03 \cdot \cos 7^{\circ}) \cdot 9,81 + \\ + \frac{19,56 \cdot 660}{2} \cdot (\sin 7^{\circ} - 0,2 \cdot \cos 7^{\circ}) = 33185 \text{ Н}.$$

$$N_{cp.n.} = \frac{F_{cp.n.}v}{1000\eta} = \frac{9923 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 58 \text{ кВт},$$

$$N_{cp.on.} = \frac{F_{cp.n.}v\eta}{1000} = \frac{33185 \cdot 5,2 \cdot 0,85}{1000} = 147 \text{ кВт},$$

$$N_c = 1,1 \sqrt{\frac{1}{2} (58^2 + 147^2)} \cdot 0,76 = 107 \text{ кВт}$$

Паспортна потужність двигуна

$$N_{yct} \geq k_m \cdot N_c = 1,2 \cdot 107 = 128,4 \text{ кВт},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_m = 1,2$ .

За значеннями  $B$ ,  $D$  і  $N_{yct}$  приймаємо підйомну машину Ц1,6×1,2 і двигун потужністю 160 кВт.

Коефіцієнт перевантаження двигуна

$$\lambda = \frac{N_{\max}}{N_{yct}} \leq 1,6 \dots 1,8,$$

$$\lambda = \frac{128,4}{160} = 0,8 \leq 1,6.$$

### 7.2.3. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом похилими заїздами на ухилі

Як приклад розрахунку розглянемо транспортування породи ухилом.

Вихідні дані

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік,  $Q_{зм} = 100$  т/зміна;

$L$  – довжина ухилу,  $L = 850$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 12^\circ$ ;

$\gamma$  – насипна щільність породи,  $\gamma = 1,6$  т/м<sup>3</sup>;

тип вагонетки – ВГ2,5-900;

$l_g$  – довжина вагонетки з розтягнутими зчіпками,  $l_g = 3,1$  м;

$G_o$  – маса вагонетки,  $G_o = 1,13$  т;

$G$  – вантажопідйомність вагонетки (при коефіцієнті заповнення рівному 1),  $G = 4$  т.

Розрахункова схема наведена на рис.7.3.

Число вагонів у відкочуванні

$$z = \frac{2(L + cL_{дон}) + \theta v_{cp}}{\frac{3600Gv_{cp}}{Q_{зм}} - 4cl_g} = \frac{2(850 + 1,8 \cdot 60) + 90 \cdot 5}{\frac{3600 \cdot 4 \cdot 5}{100} - 4 \cdot 1,8 \cdot 3,1} = 3,4 \text{ вагони,}$$

де  $v_{cp}$  – середня швидкість руху поїзда,  $v_{cp} = 5$  м/с;

$c$  – коефіцієнт, що враховує зниження швидкості руху на заїздах,  $c = 1,8$ ;

$L_{дон}$  – довжина заїздів  $L_{дон} = L_{кр1} + L_{кр2}$ , м. Приймаємо

$L_{дон} = 60$  м;

$\theta$  – сумарна тривалість пауз,  $\theta = 90$  с.

До подальшого розрахунку приймаємо 4 вагонетки.

Перевірка величини поїзда за міцністю зчіпки

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(G + G_o)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})g},$$

де  $S_{зч}$  – припустиме зусилля на зчіпці,  $S_{зч} = 600000$  Н;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонеток,  $\omega = 0,022$  (див. таблицю 7.2);

$\beta_{\max}$  – максимальний кут нахилу виробки,  $\beta = 12^\circ$ ;

$$z_{\max} \leq \frac{60}{(4 + 1,13)(0,022 \cdot \cos 12^\circ + \sin 12^\circ) \cdot 9,81} = 5,19 \approx 5.$$

Умова виконується.

Погонна вага каната

$$q_{\kappa} = \frac{z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max}) \cdot g}{\frac{\sigma}{m \cdot \rho_0} - L_{\kappa}(f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta)},$$

де  $m$  – запас міцності, для вантажного підйому,  $m = 6,5$ ;

$\rho_0$  – наведена питома вага дроту в канаті,  $\rho_0 = 90000 \text{ Н/м}^3$ ;

$\sigma$  – опір розриву дроту,  $\sigma = 1800 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$ ;

$L_{\kappa}$  – довжина каната, м

$$L_{\kappa} = L + L_{kp1} + L_{\kappa\kappa},$$

$L_{\kappa\kappa}$  – довжина канатного ходка, м; попередньо приймаємо

$$L_{\kappa\kappa} = 40 \text{ м (див. табл. 7.3)}$$

$$L_{\kappa} = 850 + 30 + 40 = 920 \text{ м};$$

$f_{\kappa}$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_{\kappa} = 0,2$ ;

$$q_{\kappa} = \frac{4(1130 + 4000)(0,022 \cos 12^\circ + \sin 12^\circ) \cdot 9,81}{\frac{1800 \cdot 10^6}{6,5 \cdot 90000} - 920(0,2 \cdot \cos 12^\circ + \sin 12^\circ)} = 17,1 \text{ Н/м}.$$

Приймаємо канат ТЛК-06×22 ДСТ 3078-69. Діаметр каната  $d = 22 \text{ мм}$   $q_{\kappa} = 17,4 \text{ Н/м}$ .

Мінімальний діаметр барабана

$$D \geq 60d = 60 \cdot 22 = 1320 \text{ мм}.$$

Перевіримо умови спуску порожнього поїзда

$$F_{\min} \geq F_{\text{дон}},$$

де  $F_{\text{дон}}$  – натяг каната в точці змотування з барабана,

$$F_{\text{дон}} = 2000 \text{ Н};$$

$F_{\min}$  – натяг каната наприкінці ланцюжка канатного поїзда, Н;

$$F_{\min} = zG_o (\sin\beta - \omega\cos\beta) g + q_{\kappa}L (\sin\beta - f_{\kappa} \cos\beta),$$

$$F_{\min} = 4 \cdot 1130 \cdot (\sin 12^\circ - 0,022 \cdot \cos 12^\circ) \cdot 9,81 + 17,4 \cdot 920 \cdot (\sin 12^\circ - 0,2 \cdot \cos 12^\circ) = 8461 \text{ Н.}$$

Умова виконана.

Потужність двигуна для відкочування одним кінцевим канатом на ухилі визначається за найбільшою силою тяги лебідки під час підйому навантаженого поїзда.

Натяг каната

$$F_{\max} = z(G + G_o)(\omega\cos\beta + \sin\beta)g + q_{\kappa}L_{\kappa}(f_{\kappa}\cos\beta + \sin\beta), \text{ Н.}$$

$$F_{\max} = 4 \cdot (1130 + 4000) \cdot (\sin 12^\circ + 0,022 \cdot \cos 12^\circ) \cdot 9,81 + 17,4 \cdot 920 \cdot (\sin 12^\circ + 0,2 \cdot \cos 12^\circ) = 52645 \text{ Н.}$$

Потужність на валу двигуна

$$N_n = \frac{F_{\max} v_{cp}}{1000\eta} = \frac{52645 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 310 \text{ кВт},$$

де  $\eta$  - ККД редуктора,  $\eta = 0,85$ .

До подальшого розрахунку приймаємо  $N_{\max} = 310 \text{ кВт}$ .

Визначаємо необхідну ширину барабана.

З урахуванням  $N_{\max} = 310 \text{ кВт}$  приймаємо  $D = 2 \text{ м}$ .

$$B = \left( \frac{L_{\kappa} - L_{\kappa.x}}{\pi[D + d(n_c - 1)]n_c} + n_e + n_d \right) \cdot \frac{d + \varepsilon}{1000}, \text{ м,}$$

де  $n_c$  – число шарів навивки,  $n_c = 3$ ;

$n_m$  – число витків тертя,  $n_m = 3$ ;

$n_d$  – додаткові витки, що враховують не заповнювану частину в реборд, за умов тришарової навивки  $n_d = 2,5$ ;

$\varepsilon$  – зазор між суміжними витками,  $\varepsilon = 2,5 \text{ мм}$ .

$$B = \left( \frac{(920 - 40) \cdot 1000}{3,14[2000 + 22(3 - 1)]3} + 3 + 2,5 \right) \cdot \frac{22 + 2,5}{1000} = 1,25 \text{ м.}$$

Визначаємо середньоквадратичну потужність:

$$N_e = \alpha \sqrt{\frac{1}{2} (N_{cp.n}^2 + N_{cp.on}^2)} \tau,$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує нагрівання двигуна під час маневрів,  $\alpha = 1,1$ ;

$\tau$  – відносна тривалість руху

$$\tau = \frac{T_p}{T_p + \theta} = \frac{401}{401 + 90} = 0,82,$$

$T_p$  – тривалість руху при похилих заїздах

$$T_p = \frac{2L + 2cL_{\partial on} + 4cL_c}{v_{cp}} = \frac{2 \cdot 850 + 2 \cdot 1,8 \cdot 60 + 4 \cdot 1,8 \cdot 12,4}{5} = 401 \text{ с,}$$

$L_c$  – довжина поїзда,  $L_c = z l_e = 4 \cdot 3,1 = 12,4 \text{ м}$ ;

$F_{cp.n.}$  і  $F_{cp.on.}$  – середні статичні зусилля на барабані під час спуску і підйому поїзда.

$$F_{cp.n.} = z(G + G_0)(\sin \beta + \omega \cos \beta) \cdot g + \frac{q_{\kappa} L_{\kappa}}{2} (\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н;}$$

$$F_{cp.n.} = 4 \cdot (4000 + 1130) \cdot (\sin 12^\circ + 0,022 \cdot \cos 12^\circ) \cdot 9,81 + \frac{17,4 \cdot 920}{2} \cdot (\sin 12^\circ + 0,2 \cdot \cos 12^\circ) = 49415 \text{ Н.}$$

$$F_{cp.on.} = zG_0(\sin \beta - \omega \cos \beta)g + \frac{q_{\kappa} L_{\kappa}}{2} (\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н;}$$

$$F_{cp.on.} = 4 \cdot 1130 \cdot (\sin 12^\circ - 0,022 \cdot \cos 12^\circ) \cdot 9,81 + \frac{17,4 \cdot 920}{2} \cdot (\sin 12^\circ - 0,2 \cdot \cos 12^\circ) = 8367 \text{ Н.}$$

$$N_{cp.n} = \frac{F_{cp.n} v}{1000 \eta} = \frac{49415 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 291 \text{ кВт},$$

$$N_{cp.on} = \frac{F_{cp.n} v \eta}{1000} = \frac{8367 \cdot 5,2 \cdot 0,85}{1000} = 37 \text{ кВт},$$

$$N_c = 1,1 \sqrt{\frac{1}{2} (291^2 + 37^2)} \cdot 0,82 = 207 \text{ кВт}$$

Паспортна потужність двигуна

$$N_{yct} \geq k_M N_c = 1,2 \cdot 207 = 248 \text{ кВт}.$$

де  $k_M$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_M = 1,2$ .

За значеннями  $B$ ,  $D$  і  $N_{yct}$  приймаємо підйомну машину Ц2х1,5 і двигун потужністю 250 кВт.

Коефіцієнт перевантаження двигуна

$$\lambda = \frac{N_{\max}}{N_{yct}} \leq 1,6 \dots 1,8;$$

$$\lambda = \frac{310}{250} = 1,24 \leq 1,6.$$

#### 7.2.4. Приклад розрахунку відкочування одним кінцевим канатом з горизонтальними заїздами на ухилі

Як приклад розрахунку розглянемо транспортування породи на ухилі.

Вихідні дані

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік,  $Q_{зм} = 170$  т/зміна;

$L$  – довжина ухилу,  $L = 900$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 10^\circ$ ;

$\gamma$  – насипна щільність породи,  $\gamma = 1,6$  т/м<sup>3</sup>;

тип вагонетки – ВГ2,5-900;

$l_e$  – довжина вагонетки з розтягнутими зчіпками,  $l_e = 3,1$  м;

$G_o$  – маса вагонетки,  $G_o = 1,13$  т;

$G$  – вантажопідйомність вагонетки (для коефіцієнта заповнення рівного 1),  $G = 4$  т.

Розрахункова схема наведена на рис.7.5.

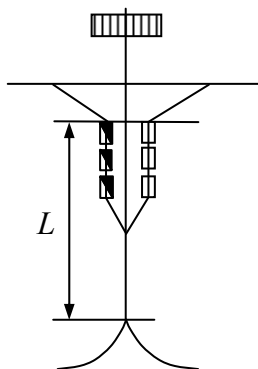
Число вагонів у відкочуванні

$$z = \frac{Q(2L + \theta v_{cp})}{3600 G v_{cp}} = \frac{140(2 \cdot 900 + 50 \cdot 5)}{3600 \cdot 4 \cdot 5} = 3,95 \text{ вагони,}$$

де  $v_{cp}$  – середня швидкість руху поїзда,  $v_{cp} = 5$  м/с;

$\theta$  – сумарна тривалість пауз,  $\theta = 50$  с.

До подальшого розрахунку приймаємо 4 вагонетки.



**Рисунок 7.5. Розрахункова схема канатного відкочування**

Перевірка величини поїзда за міцністю зчіпки

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(G + G_0) \cdot (\omega \cdot \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max}) g},$$

де  $S_{зч}$  – припустиме зусилля на зчіпці,  $S_{зч} = 600000$  Н;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонеток,  $\omega = 0,022$  (див. таблицю 7.2);

$\beta_{\max}$  – максимальний кут нахилу рейкового шляху,  $\beta_{\max} = 16^\circ$ ;

$$z_{\max} \leq \frac{60}{(4 + 1,13) \cdot (0,022 \cdot \cos 16^\circ + \sin 16^\circ) \cdot 9,81} = 4,02 \approx 4.$$

Умова виконується.

Погонна вага каната

$$q_{\kappa} = \frac{z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})g}{\frac{\sigma}{m \cdot \rho_0} - L_{\kappa}(f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta)}$$

де  $m$  – запас міцності, для вантажного підйому,  $m = 6,5$ ;

$\rho_0$  – наведена питома вага дроту в канаті,  $\rho_0 = 90000 \text{ Н/м}^3$ ;

$\sigma$  – опір розриву дроту,  $\sigma = 1800 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$ ;

$L_{\kappa}$  – довжина каната в похилій частині виробки. Приймаємо

$$L_{\kappa} = L = 900 \text{ м};$$

$f_{\kappa}$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_{\kappa} = 0,2$ ;

$$q_{\kappa} = \frac{4(1130 + 4000)(0,022 \cdot \cos 16^\circ + \sin 16^\circ) \cdot 9,81}{\frac{1800 \cdot 10^6}{6,5 \cdot 90000} - 900(0,2 \cdot \cos 10^\circ + \sin 10^\circ)} = 21,8 \text{ Н/м}.$$

Приймаємо канат ТЛК-06×22 ДСТ 3078-69. Діаметр каната  $d = 25 \text{ мм}$   $q_{\kappa} = 22,4 \text{ Н/м}$ .

Мінімальний діаметр барабана

$$D \geq 60 \cdot d = 60 \cdot 25 = 1500 \text{ мм}.$$

Перевіримо умови спуску порожнього поїзда

$$F_{\min} \geq F_{\text{дон}},$$

де  $F_{\text{дон}}$  – натяг каната в точці змотування з барабана,

$$F_{\text{дон}} = 2000 \text{ Н};$$

$F_{\min}$  – натяг каната наприкінці ланцюжка канатного поїзда, Н;

$$F_{\min} = zG_o(\sin \beta - \omega \cos \beta)g + q_{\kappa}L_{\kappa} \cdot (\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta),$$

$$F_{\min} = 4 \cdot 1130(\sin 10^\circ - 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + 22,4 \cdot 900(\sin 10^\circ - 0,2 \cos 10^\circ) = 6270 \text{ Н}.$$

Умова виконана.

Потужність двигуна для відкочування одним кінцевим канатом ухилом визначається за найбільшою силою тяги лебідки під час підйому навантаженого поїзда.

Натяг каната

$$F_{\max} = z(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})g + q_{\kappa} L_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н},$$

$$F_{\max} = 4 \cdot (4000 + 1130) \cdot (\sin 16^\circ + 0,022 \cdot \cos 16^\circ) \cdot 9,81 + 22,4 \cdot 900 (\sin 10^\circ + 0,2 \cos 10^\circ) = 67215 \text{ Н}.$$

Потужність на валу двигуна:

$$N_n = \frac{F_{\max} v}{1000 \eta} = \frac{67215 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 395 \text{ кВт},$$

де  $\eta$  - ККД редуктора,  $\eta = 0,85$ .

Визначаємо необхідну ширину барабана.

З урахуванням  $N_{\max} = 395 \text{ кВт}$  приймаємо  $D = 2 \text{ м}$ .

$$B = \left( \frac{L_{\kappa} - L_{\text{рез}}}{\pi [D + d(n_c - 1)] n_c} + n_m + n_o \right) \cdot \frac{d + \varepsilon}{1000}, \text{ м},$$

де

$L_{\text{рез}}$  - резервна довжина каната,  $L_{\text{рез}} = 60 \text{ м}$ ;

$n_c$  - число шарів навивки,  $n_c = 3$ ;

$n_m$  - число витків тертя,  $n_m = 3$ ;

$n_d$  - додаткові витки, що враховують не заповнювану частину в реборд, при тришаровій навивці  $n_o = 2,5$ ;

$\varepsilon$  - зазор між суміжними витками,  $\varepsilon = 2,5 \text{ мм}$ .

$$B = \left( \frac{(900 + 60) \cdot 1000}{3,14 [2000 + 25(3 - 1)] 3} + 3 + 2,5 \right) \cdot \frac{25 + 2,5}{1000} = 1,5 \text{ м}.$$

Визначаємо середньоквадратичну потужність:

$$N_e = \alpha \sqrt{\frac{1}{2} (N_{\text{ср.н}}^2 + N_{\text{ср.он}}^2)} \tau$$

де  $\alpha$  - коефіцієнт, що враховує нагрівання двигуна під час маневрів,  $\alpha = 1,1$ ;

$\tau$  - відносна тривалість руху

$$\tau = \frac{T_p}{T_p + \theta} = \frac{360}{360 + 50} = 0,88,$$

$T_p$  – тривалість руху при горизонтальних заїздах

$$T_p = \frac{2L}{v_{cp}} = \frac{2 \cdot 900}{5} = 360 \text{ с},$$

$F_{cp.n.}$  і  $F_{cp.on.}$  – середні статичні зусилля на барабані під час спуску і підйому поїзда.

$$F_{cp.n} = z(G + G_0)(\sin \beta + \omega \cos \beta)g + \frac{q_{\kappa} L_{\kappa}}{2} (\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н};$$

$$F_{cp.n.} = 4 \cdot (4000 + 1130) \cdot (\sin 10^\circ + 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + \\ + \frac{22,4 \cdot 900}{2} \cdot (\sin 10^\circ + 0,2 \cdot \cos 10^\circ) = 43053 \text{ Н}.$$

$$F_{cp.on} = zG_0(\sin \beta - \omega \cos \beta)g + \frac{q_{\kappa} L_{\kappa}}{2} (\sin \beta - f_{\kappa} \cos \beta),$$

$$F_{cp.on} = 4 \cdot 1130 \cdot (\sin 10^\circ - 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + \\ + \frac{22,4 \cdot 900}{2} \cdot (\sin 10^\circ - 0,2 \cdot \cos 10^\circ) = 6504 \text{ Н}.$$

$$N_{cp.n} = \frac{F_{cp.n} v}{1000 \cdot \eta} = \frac{43053 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 253 \text{ кВт},$$

$$N_{cp.on} = \frac{F_{cp.on} v \eta}{1000} = \frac{6504 \cdot 5,2 \cdot 0,85}{1000} = 29 \text{ кВт},$$

$$N_c = 1,1 \sqrt{\frac{1}{2} (253^2 + 29^2)} \cdot 0,88 = 186 \text{ кВт}.$$

Паспортна потужність двигуна

$$N_{yct} \geq k_m N_c = 1,2 \cdot 186 = 223 \text{ кВт}.$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_m = 1,2$ .

За значеннями  $B$ ,  $D$  і  $N_{yct}$  приймаємо підйомну машину Ц2×1,5 і двигун потужністю 250 кВт.

Коефіцієнт перевантаження двигуна

$$\lambda = \frac{N_{\max}}{N_{\text{уст}}} \leq 1,6 \dots 1,8,$$

$$\lambda = \frac{395}{250} = 1,58 \leq 1,6.$$

**Примітки.** Для розрахунку кінцевого канатного відкочування у випадку переміщення допоміжних матеріалів і людей доцільно розглядати найважчий випадок роботи пристрою, коли за один цикл відбувається рух поїзда, як на підйом, так і під ухил.

Для вибору каната звичайно керуються не стільки його міцністю (у більшості випадків вона достатня), скільки зносостійкістю. Тому, на практиці канати діаметром менш 20 мм звичайно не використовують. Запас каната на барабані, з цієї ж причини, звичайно беруть 100..150 м – якщо це не спричиняє збільшення діаметра і ширини барабана – перевіряється розрахунком).

## ГЛАВА 8

# РОЗРАХУНОК МОНОРЕЙКОВИХ І НАГРУНТОВИХ ДОРІГ З КАНАТНОЮ ТЯГОЮ

### 8.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО МОНОРЕЙКОВІ ДОРОГИ

Підвісні монорейкові вантажолюдські дороги ДМК, ДМКМ, ДМКУ із замкнутим тяговим канатом призначені для транспортування матеріалів, обладнання і людей дільничними безрейковими і конвеєризованими гірничими виробками шахт.

Дороги можуть застосовуватися в гірничих виробках, закріплених різними видами кріплення, з кутами нахилу різного знака до  $35^\circ$ , скривлених у горизонтальній і вертикальній площинах, у шахтах, небезпечних з газу або пилу.

За умов скривлення в горизонтальній площині дороги комплектуються гнучими секціями, що забезпечують поворот монорейкового шляху радіусом 6, 8, 10 м на кути  $15\ldots 90^\circ$ .

Монорейкові дороги ДМК працюють за принципом відкочування транспортних посудин замкненим тяговим канатом. Несучим елементом дороги є виготовлений із двотавру монорейка, відрізки (секції) якого довжиною 3 м шарнірно з'єднані між собою і підвішені до кріплення виробки на підвісках через несучу балку. Шарнірне з'єднання секцій монорейки допускає відхилення однієї з них щодо іншої до  $\pm 5^\circ$  як у горизонтальної, так і вертикальної площинах, завдяки чому монорейковий шлях легко вписується (без гнучких відрізків) у скривлення виробки і є нечутливим до деформацій кріплення при осаді верхняків під дією гірничого тиску. На початку і кінці монорейкового шляху встановлюють кінцеві упори, що запобігають можливості сходу поїзда з монорейки. Відкочування транспортних посудин здійснюється тяговим канатом, підтримуваним спеціальним пристроєм.

Приводна станція дороги 6ДМКУ оснащена коробкою швидкостей, що забезпечує зміну швидкості руху поїзда. Приводна станція доріг ДМКМ і ДМКУ обладнана гідравлічною передачею, що дозволяє здійснювати плавний пуск і зупинку, а також регулювати швидкість руху дороги в діапазоні від 0 до 2,1

м/с. Приводна станція зі шківом тертя, що має робочий і запобіжний гальма, за допомогою замкненого тягового каната переміщає монорейкою приводний візок із приводним барабаном, канатоємність якого забезпечує подовження або вкорочення довжини дороги до 500 м. До приводного візка спеціальними тягами причіпляються каретки із чотирма опорними канатами. Каретки з'єднуються між собою тягами. Корпус каретки має вушка для приєднання до складу дороги, а в щоках корпуса – отвори, куди вставляють вісь для підвішування до каретки ланцюгових стропів (з піддонами), ручних талів вантажопідйомністю до 2 т або кузовів із сидіннями. Каретки з'єднані між собою тягами і утворюють вантажний візок. Вантажі, що транспортуються, можуть бути підвішені безпосередньо до талів кареток або покладені на піддон вантажного візка.

Для перевезення людей на монорейковій дорозі змонтовані кузови із сидіннями, які переміщаються монорейкою на двох шарнірно з'єднаних з кузовом каретках.

Для транспортування сипучих матеріалів, дрібних штучних вантажів монорейкова дорога обладнується перекидною вагонеткою місткістю 0,8 м<sup>3</sup>.

Рухомий склад дороги обладнаний парашутною системою, призначеною для екстреної (аварійної) зупинки його у випадку обриву тягового каната, перевищення припустимої швидкості руху або при ручному включенні. Парашутна система складається з гальмового візка, канатно-гвинтових амортизаторів, амортизаційного каната.

Натяжний пристрій дороги вантажного типу. Наприкінці дороги встановлюють кінцеву балку, на якій монтують кінцевий блок, що змінює напрямок руху тягового каната на 180°.

## **8.2. РОЗРАХУНОК І ВИБІР МОНОРЕЙКОВОЇ ДОРОГИ З КАНАТНИМ ТЯГОВИМ ОРГАНОМ**

Монорейкова дорога з канатним тяговим органом належить до засобів допоміжного транспорту і у гірничих умовах звичайно виконує задачі з перевезення допоміжних матеріалів і

вантажів до видобувних і підготовчих ділянок, а також людей до робочих місць і назад.

Відповідно до розв'язуваних задач розрахунок монорейкової дороги повинен провадитися для випадку транспортування матеріалів і перевезення людей.

Розрахунок монорейкової дороги містить у собі два етапи:

- вибір типу дороги і розрахунок за продуктивністю;
- тяговий розрахунок обраної дороги.

Вихідними даними для розрахунку є:

$Q_{зм}$  – кількість вантажу, що доставляється на ділянку за зміну, т/см;

$R_{зм}$  – число робітників, що доставляються на ділянку за зміну;

$L$  – довжина транспортування, м;

$\beta$  – кут нахилу виробки, град.

Для порівняння прийняті монорейкові дороги 6ДМКУ, ДМКУ, ДМКД, що серійно випускаються вітчизняною промисловістю. Вони відрізняються своїми технічними параметрами.

### **8.2.1. Розрахунок і вибір монорейкової дороги для перевезення вантажів за продуктивністю**

Залежно від довжини транспортування і кута нахилу виробки приймаємо тип монорейкової дороги, керуючись наступними правилами:

- якщо  $\beta \leq 18^\circ$ , приймається дорога 6ДМКУ;
- якщо  $18^\circ \leq \beta \leq 25^\circ$ , приймається дорога ДМКУ;
- якщо  $\beta > 25^\circ$ , приймається дорога ДМКМ.

Необхідне число рейсів у зміну для доставки вантажів:

$$n_{зм} = n_n = \frac{Q_{зм} k_n}{Q_p},$$

де  $Q_{зм}$  – кількість вантажу, що доставляється на ділянку за зміну, т/зміну;

$Q_p$  – найбільша маса вантажу, що транспортується даною монорейковою дорогою (приймається з характеристики монорейкової дороги залежно від  $\beta$ );

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності роботи ( $k_n = 1,3 \dots 1,5$ ).

**Примітка.** Якщо протягом зміни крім вантажів переміщуються ще і люди, то число рейсів за зміну

$$n_{зм} = n_n + n_l,$$

де  $n_l$  – кількість рейсів на перевезення людей за зміну.

Тривалість рейсу під час доставки вантажу

$$t_n = \frac{2L}{60v} + \theta, \text{ хв},$$

де  $v$  – швидкість руху поїзда, м/с (для доріг з регульованою швидкістю  $v = 1,5$  м/с);

$\theta$  – витрати часу, пов'язані з навантаженням і розвантаженням, хв ( $\theta = 10 \dots 20$  хв/рейс).

Для виконання необхідного обсягу перевезень повинна виконуватися умова:

$$T_{зм} \geq n_n t_n + n_l t_l, \quad (8.1)$$

де  $t_l$  – тривалість рейсу під час перевезення людей (якщо вони проводяться)

$$t_k = \frac{2L}{60v_p} + \theta', \text{ хв};$$

$\theta'$  – витрати часу, пов'язані з посадкою і висадженням людей

$$\theta' = 1,7 R_p, \text{ с},$$

$R_p$  – кількість людей, перевезених монорейковою дорогою за один рейс.

Якщо умова (8.1) не виконується, то варто обрати інший вид транспорту.

З умови (8.1) можна визначити мінімальну необхідну швидкість руху поїзда (якщо перевозяться тільки вантажі):

$$v_p = \frac{2L}{60 \left( \frac{T_{зм}}{n_n} - \theta \right)} \cdot \text{м/с}.$$

**Примітка.** У цій формулі  $T_{зм}$  у хвилинах.

Можливу годинну продуктивність дороги можна визначити за формулою:

$$Q_n = \frac{60Q_p}{t_n}, \text{ т/година}.$$

### 8.2.2. Розрахунок і вибір монорейкової дороги для перевезення людей

Необхідне число рейсів для перевезення людей

$$n_n = \frac{R_{зм}}{R_p}.$$

Тривалість рейсу під час перевезення людей

$$t_n = \frac{2L}{60v} + \theta', \text{ хв.}$$

Для виконання загальних положень з перевезення людей на шахті повинна виконуватися наступна умова

$$T_{мон} \geq t_n,$$

де  $T_{мон}$  — час, що залишився на перевезення людей монорейковою дорогою, хв.

Механізоване перевезення людей повинно забезпечувати їхню доставку до робочих місць і назад при забезпеченні безпеки і комфортності в мінімально можливий час, що у кожному разі не повинне перевищувати 45 хв. із моменту посадки в засіб шахтного транспорту (клітьовий стовбур на поверхні шахти).

Кількість транспортних ланок не повинно бути більше 3 від пристовбурного двору до кінцевого місця доставки. При цьому кількість пересаджень не повинна бути більше 2.

Під час розрахунку витрат часу у вузлах сполучення транспортних засобів необхідно керуватися наступними положеннями:

- урахувати час на посадку і висаджування пасажирів;
- урахувати час на піші походи зі швидкістю 1 м/с у вузлах сполучення, виходячи з їхньої мінімальної довжини, що у всіх випадках не повинна перевищувати 100 м;
- урахувати час на очікування посадки і відправлення пасажирського поїзда (горизонтальними виробками не більше 6 хв).

З урахуванням вищевикладеного обмеження на  $T_{\text{мон}}$  буде мати вигляд:

$$T_{\text{мон}} \leq 45 - (T_{\text{піш}} + T_{\text{дв.м}} + T_{\text{оч}}), \text{ хв},$$

де 45хв – максимальний час руху людей до місця роботи від поверхні шахти;

$T_{\text{піш}}$  – сумарний час руху робітників пішки, хв;

$T_{\text{дв.м}}$  – сумарний час руху людей на транспортуючих машинах до канатної монорейкової дороги, що розраховується, хв;

$T_{\text{оч}}$  – сумарний час очікування робітниками транспортних засобів, хв.

### 8.2.3. Тяговий розрахунок монорейкової дороги

Передумови до розрахунку і розрахункова схема.

- Монорейкова дорога з канатним тяговим органом працює за човниковою схемою.
- Блоки, що підтримують канат, повинні запобігати зіткненню каната із кріпленням виробки і інших частин і механізмами як монорейкової дороги, так і виробки.
- Опором каната при проходженні його блоками натяжних станцій, що відхиляють, зневажаємо через малу його величину.
- Холостою (порожньою) віткою будемо вважати ту частину каната, що розташована між шківом тертя і кінце-

вим блоком і яка взаємодіє із приводним візком монорейкової дороги.

- Навантаженою віткою будемо вважати ту частину каната, що розташована між шківом тертя і кінцевим блоком і яка взаємодіє із приводним візком монорейкової дороги.

Схема монорейкової дороги представлена на рис.8.1.

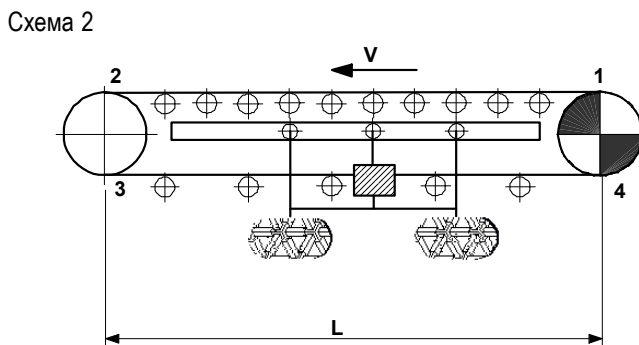
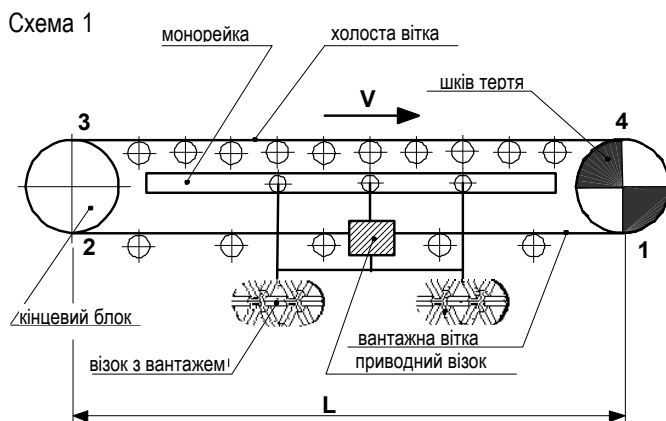


Рисунок 8.1. Розрахункові схеми монорейкової дороги

1. Опір руху тягового каната

Опір руху холостої вітки

$$W_{пор} = gq_{\kappa} (f_{\kappa} \cos \beta \pm \sin \beta) L, \text{ Н},$$

де  $q_k$  – погонна вага каната, кг/м (приймається за технічною характеристикою дороги);

$L$  – довжина монорейкової дороги, м;

$\beta$  – кут нахилу виробки, град;

$f_k$  – коефіцієнт опору переміщенню канатів підтримуючими блоками,  $f_k = 0,015 \dots 0,02 \dots$

Опір руху навантаженої вітки

$$W_n = [(G + G_0)(\omega \cos \beta \pm \sin \beta) + q_k (f_k \cos \beta \pm \sin \beta)L]g, \text{ Н,}$$

де  $G_0$  – маса частин, що переміщаються, монорейкової дороги, кг;

$G$  – маса вантажу, для людей  $G = 90n$ , кг;

$n$  – число перевезених пасажирів;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху кареток монорейкою,  $\omega = 0,01 \dots 0,02$ .

Опір на кінцевому блоці

$$W_{\bar{o}} = (0,06 \dots 0,088)S_{n\bar{o}}, \text{ Н.}$$

Опір на шківі тертя

$$W_n = \omega_n (S_{n\bar{o}} + S_{c\bar{o}}), \text{ Н,}$$

де  $\omega_n$  – коефіцієнт, що враховує додаткові втрати на шківі тертя,  $\omega = 0,03 \dots 0,05$ .

Сумарна сила опору руху(сила тяги) орієнтовно визначається за формулою:

$$W_0 = k_3 (W_n + W_{n\bar{o}}), \text{ Н,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт неврахованих опорів,  $k_3 = 1,1 \dots 1,5$

2. Натяг каната визначаємо методом «обходу за контуром».

Мінімальний натяг каната в точці збігання зі шківів тертя

– для рушійного режиму

$$S_{c\bar{o}}^{\min} = \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н;}$$

– для генераторного режиму

$$S_{c\bar{o}}^{\min} = \frac{k_m |W_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н,}$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення, приймається  
 $k_m = 1,4 \dots 2,0$  – для рушійного режиму;  
 $k_m = 1,4 \dots 3,0$  – для генераторного режиму (більші значення  
 - для більших кутів нахилу);  
 $\mu$  – коефіцієнт зчеплення каната зі шківом тертя,  
 $\mu = 0,12 \dots 0,16$ ;  
 $\alpha$  – кут обхвату канатом шківа тертя,  $\alpha = 7\pi$  (3,5 витки).

**Примітка.** У випадку, якщо в процесі експлуатації дороги має місце робота дороги як у рушійному, так і в генераторному режимі то, перш ніж вибрати мінімальний натяг каната в точці його збігання зі шківа тертя, необхідно вирішити наступну систему нерівностей:

$$\begin{cases} S_{сб}^{\min} \geq \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1}, \\ S_{сб}^{\min} \geq \frac{k_m |W_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} \end{cases}$$

після чого вибрати максимальне значення  $S_{сб}^{\min}$  і прийняти за розрахункове.

У зв'язку з тим, що монорейкова канатна дорога працює за човниковою схемою, можливі наступні режими її роботи:

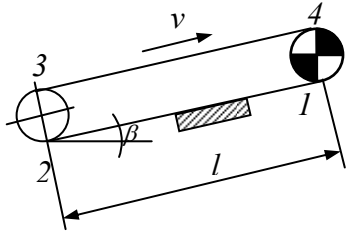
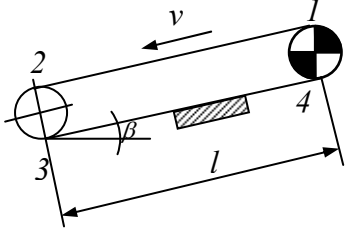
- вантаж транспортується від шківа тертя до кінцевого блоку, а назад іде порожній поїзд (або навпаки); у цьому випадку може бути як рушійний, так і генераторний режими роботи установки залежно від напрямку переміщення вантажу - «під ухил» або «на підйом»;
- вантаж транспортується в обох напрямках (від шківа тертя до кінцевого блоку і назад).

У зв'язку з технологічними особливостями ведення гірничих робіт найбільш імовірний другий випадок, коли вантаж (люди) переміщаються в обох напрямках (див. рис 8.1). Надалі як приклад будемо розглядати саме цей випадок. Різниця в розрахунках при транспортуванні вантажу в одному напрямку буде полягати лише в режимі роботи транспортної установки (рушій-

ний або генераторний) і в тому, що в одному з напрямків на навантаженій вітці варто враховувати вагу порожнього поїзда.

Рівняння для розрахунку натягу каната в характерних точках наведені в таблиці 8.1.

Таблиця 8.1.

| Схема.1<br>(генераторний режим)                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                           | Схема.2<br>(руховий режим)                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| $S_{cб}^{\min} = \frac{k_m  W_0  e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}$ $S'_1 = S_{cб}^{\min};$ $S'_2 = S'_1 + W'_h;$ $S'_3 = S'_2 + W'_{2-3};$ $S'_4 = S'_3 + W'_{nop};$ $W'_h = (G + G_0)g(\omega \cos \beta - \sin \beta) + q_\kappa (f_\kappa \cos \beta - \sin \beta)Lg,$ $W'_{nop} = gq_\kappa (f_\kappa \cos \beta + \sin \beta)L,$  | $S_{cб}^{\min} = \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1}$ $S_1 = S_{cб}^{\min};$ $S_2 = S_1 + W_{nop};$ $S_3 = S_2 + W_{2-3};$ $S_4 = S_3 + W_h;$ $W_h = (G + G_0)g(\omega \cos \beta + \sin \beta) + q_\kappa (f_\kappa \cos \beta + \sin \beta)Lg,$ $W_{nop} = gq_\kappa (f_\kappa \cos \beta - \sin \beta)L,$  |

### 3. Перевірка тягового каната на міцність.

Передбачає визначення максимального натягу каната (під час руху від шківів тертя і до шківів тертя). Більше із цих значень використовується в розрахунку:

$$m = \frac{[S]}{S_{\max}},$$

де  $S_{\max}$  – максимальний натяг каната, Н;

$[S]$  – припустиме розривне зусилля каната, Н;

$[m]$  – припустимий запас міцності каната;

$m$  – розрахунковий запас міцності каната.

Запас міцності каната для пасажирських перевезень  $[m] = 6$ , для вантажних наведений у таблиці 8.2:

Таблиця 8.2.

| Довжина транспортування, м              | 300-600 | 600-900 | 900-1200 | Понад 1200 |
|-----------------------------------------|---------|---------|----------|------------|
| Припустимий запас міцності каната $[m]$ | 5       | 4,5     | 4        | 3,5        |

Якщо розрахунковий коефіцієнт запасу міцності каната менше припустимого, то необхідно вибрати більш міцний канат або зменшити масу вантажу, що транспортується.

#### 4. Визначення тягового зусилля:

– для рушійного режиму

$$W_0 = S_{нб} - S_{сб} + (0,03...0,05)(S_{нб} + S_{сб}), \text{ Н};$$

– для генераторного режиму

$$W_0 = S'_{нб} - S'_{сб} - (0,03...0,05)(S'_{нб} + S'_{сб}), \text{ Н};$$

#### 5. Споживана потужність електродвигуна.

Визначається потужність двигуна під час руху від шківів тертя і до шківів тертя. При цьому:

- для рушійного режиму

$$N_0 = \frac{W_0 v}{1000 \eta}, \text{ кВт},$$

де  $v$  – швидкість руху каната, м/с;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,8...0,9$ ;

- для генераторного режиму

$$N'_0 = \frac{|W'_0| v \eta}{1000}, \text{ кВт}.$$

**Примітка.** При гальмовому режимі  $v$  варто приймати на 5 – 7% вище, ніж під час рушійного режиму, тому що швидкість обертання двигуна перевищує синхронну.

6. Середньоквадратична (ефективна) потужність.

Визначається потужність електродвигуна, споживана їм у плинні циклу руху монорейкової дороги:

$$N_e = \sqrt{\frac{N_0^2 T_p + N_0^2 T_p}{T_{рей} + \theta}}, \text{ кВт},$$

де  $T_{рей}$  – тривалість рейсу,  $T_{рей} = 2T_p + \theta$ ;

$T_p$  – тривалість руху поїзда в одному напрямку

$$T_p = \frac{L}{v}, \text{ м/с},$$

$\theta$  – тривалість пауз.

За величиною  $N_e$  перевіряють установлений на прийнятій монорейковій дорозі електродвигун, потужність якого позначають  $N_n$ , за перевантажувальною здатністю:

$$\lambda = 1,25 \cdot \frac{N_e}{N_n},$$

де  $\lambda$  – кратність максимального (перекидаючого) моменту двигуна.

Якщо  $\lambda$  перевершує кратність моменту прийнятого двигуна, то прийдеться збільшувати його потужність. Для асинхронного двигуна звичайного типу  $\lambda = 1,8 \dots 2,2$ .

**Примітка.** У розрахунках вага порожнього поїзда визначається з урахуванням наступних особливостей комплектації поїзда монорейкової дороги:

$$G = M_{ct} + M_{mn} + \underbrace{M_{nm} z_{nm}}_{\text{коли є}} + M_m z_m + M_c z_c + \underbrace{M_{gp} z_{gp}}_{\text{коли є}},$$

де  $M_{ct}$  – маса парашутної системи,  $M_{ct} = 480$  кг;

$M_{mn}$  – маса приводного візка:

$M_{mn} = 452$  кг для доріг 6ДМКУ і ДМКМ;

$M_{mn} = 867$  кг для дороги ДМКУ;

$M_{nm}$  – маса пасажирського візка,  $M_{nm} = 490$  кг;

$z_{nm}$  – число пасажирських вагонів,  $z_{nm}=4$ (максимальне число);  
 $M_{zn}$  – маса вантажних платформ,  $M_{nm} = 390$  кг;  
 $z_{zn}$  – число вантажних платформ, приймається залежно від кількості перевезеного вантажу;  
 $M_m$  – маса сполучної тяги,  $M_m = 13,2$  кг;  
 $z_z$  – число сполучних тяг,  $z_m = 2$  на кожний візок;  
 $M_c$  – маса сполучної серги,  $M_c = 4,5$  кг;  
 $z_c$  – число сполучних серег,  $z_c = 4$  на кожний візок.

Варто врахувати, що найбільша маса перевезеного вантажу на один візок (каретку) повинна бути не більше 2000 кг.

Маса одного пасажирського вагона дорівнює 90 кг.

Місткість одного пасажирського вагона 8 осіб.

Найменший натяг каната за усім його контуром повинен бути не менше 2000...2500 Н для запобігання його надмірного провисання.

#### 8.2.4. Приклад тягового розрахунку монорейкової дороги

Розрахунок монорейкової дороги проведемо для ухилу блоку № 5 шахти «Красноармійська-Західна №1», що використовується для перевезення людей.

Вихідними даними для розрахунку є:

$R_{zm}$  – кількість людей, що доставляються дорогою, в зміну,  
 $R_{zm} = 50$  чол.;

$L$  – довжина транспортування,  $L = 550$  м;

$\beta$  – кут нахилу виробки,  $\beta = 6^\circ$ .

**Вибір монорейкової дороги для перевезення людей.**

1. Залежно від довжини транспортування і кута нахилу виробки приймається дорога 6ДМКУ.

2. Необхідна кількість рейсів у зміну для перевезення людей:

$$n_{\lambda} = \frac{R_{zm}}{R_p},$$

де  $R_p$  – кількість людей, перевезена монорейковою дорогою за 1 рейс.

$$R_p = z_{nm}n_{nm} = 4 \cdot 8 = 32 \text{ чол.},$$

$z_{nm}$  – кількість пасажирських вагонів,  $z_{nm} = 4$ ;  
 $n_{nm}$  – місткість одного пасажирського візка;  $n_{nm} = 8$  чол;

$$n_{\text{л}} = \frac{50}{32} = 1,6,$$

приймаємо  $n_{\text{л}} = 2$  рейси.

3. Тривалість рейса під час перевезення людей

$$t_{\text{л}} = \frac{2L}{60v} + \theta,$$

де  $v$  – швидкість руху поїзда, м/с,  $v = 1,26$  м/с;

$\theta$  – витрати часу, пов'язані з посадкою і висадженням людей:

$$\theta = 1,7 R_p = 1,7 \cdot 32 = 54,4 \text{ сек.}$$

Приймаємо  $\theta \approx 1$  хв.

$$T_p = t_{\text{л}} = \frac{2 \cdot 550}{60 \cdot 1,26} + 1 = 15,6 \text{ хв.}$$

Для виконання загальних положень з перевезення людей на шахті повинна виконуватися наступна умова:

$$T_{\text{мон}} \geq t_{\text{л}} \cdot n_{\text{л}},$$

де  $T_{\text{мон}}$  – час, що залишається на перевезення людей монорейковою дорогою, хв.

$$T_{\text{мон}} \leq 45 - (T_{\text{пш}} + T_{\text{дв.м}} + T_{\text{оч}}), \text{ хв,}$$

де 45 хв – максимальний час руху людей до місця роботи від поверхні шахти;

$T_{\text{пш}}$  – сумарний час руху робітників пішки,  $T_{\text{пш}} = 5$  хв;

$T_{\text{дв.м}}$  – сумарний час руху людей на транспортних машинах до монорейкової дороги, хв., у цьому випадку  $T_{\text{дв.м}} = 0$ ;

$T_{\text{оч}}$  – сумарний час очікування робітниками транспортних засобів, хв,  $T_{\text{оч}} = 5$  хв.

$$T_{\text{мон}} \leq 45 - (5 + 0 + 5) = 35 \text{ хв.}$$

Умова  $T_{\text{мон}} \geq t_{\text{л}} n_{\text{л}}$  виконується:  $35 \geq 31,2$ .

**Тяговий розрахунок монорейкової дороги.**

Опір руху тягового каната.

Якщо монорейкова дорога працює за човниковою схемою, то опори руху потрібно розраховувати в обох напрямках.

При переміщенні людей убік приводного шківa (див. рис. 8.1 схема 2)

$$W_{\text{нор}} = g q_k (f_k \cos \beta - \sin \beta) L ;$$

$$W_{\text{нор}} = 9,81 \cdot 1,02 (0,015 \cos 6^\circ - \sin 6^\circ) \cdot 550 = -580 \text{ Н};$$

$$W_{\text{н}} = ((G + G_o)(\omega \cos \beta + \sin \beta) + q_k (f_k \cos \beta + \sin \beta) L) g;$$

$$W_{\text{н}} = ((2880 + 3175) \cdot (0,04 \cos 6^\circ + \sin 6^\circ) + 1,02 (0,015 \cdot \cos 6^\circ + \sin 6^\circ) 550) \cdot 9,81 = 9229 \text{ Н},$$

де  $q_k$  – погонна вага каната, кг/м,  $q_k = 1,02$  кг/м;

$L$  – довжина монорейкової дороги,  $L = 550$  м;

$f_k$  – коефіцієнт опору руху канатів блоками,  $f_k = 0,015$ ;

$G$  – маса вантажу, кг;

$$G = 90n = 90 \cdot 32 = 2880 \text{ кг};$$

$n$  – кількість людей,  $n = 32$ ;

$G_o$  – маса елементів, які пересуваються монорейкою, кг,

$$G_o = M_{cm} + M_{mn} + M_{nm} z_{nm} + M_m z_m + M_c z_c,$$

$M_{cm}$  – маса парашутної системи,  $M_{cm} = 480$  кг;

$M_{mn}$  – маса приводного візка,  $M_{mn} = 452$  кг;

$M_{nm}$  – маса пасажирського візка,  $M_{nm} = 490$  кг;

$z_{nm}$  – кількість пасажирських візків,  $z_{nm} = 4$ ;

$M_m$  – маса сполучної тяги,  $M_m = 13,2$  кг;

$z_m$  – кількість сполучних тяг,  $z_m = 8$ ;

$M_c$  – маса сполучної тяги,  $M_c = 4,5$  кг;

$z_c$  – кількість сполучних серг,  $z_c = 16$ .

$$G_o = 480 + 452 + 490 \cdot 4 + 13,2 \cdot 8 + 4,5 \cdot 16 = 3175 \text{ кг};$$

$\omega$  – коефіцієнт опору руху пасажирських візків монорейкою,  $\omega = 0,04$ .

Сумарна сила опору руху

$$W_0 = k_3 (W_n + W_{nop}) = 1,3 (9229 - 580) = 11244 \text{ Н.}$$

Визначення натягу каната методом «обходу за контуром».

$$S_{сб}^{\min} = \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,6 \cdot 11244}{21,7 - 1} = 869 \text{ Н,}$$

де

$k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,6$ ;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення каната зі шківом тертя,  
 $\mu = 0,14$ ;

$\alpha$  – кут обхвату канатом шківа тертя,  $\alpha = 7^\circ$ ;

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 21,7$ .

$S_l = 3000 \text{ Н,}$

$$S_2 = S_1 + W_{nop} = 3000 - 580 = 2420 \text{ Н,}$$

$$S_3 = S_2 + W_{2,3} = S_2 + 0,07 S_2 = 1,07 \cdot 2420 = 2590 \text{ Н,}$$

$$S_4 = S_3 + W_{nop} = 2590 + 9229 = 11819 \text{ Н.}$$

Тягове зусилля

$$W_0 = S_{нб} - S_{сб} + 0,04(S_{нб} + S_{сб}) \text{ Н;}$$

$$W_0 = 11819 - 3000 + 0,04(11819 + 3000) = 9412 \text{ Н.}$$

Потужність двигуна

$$N_0 = \frac{W_0 v}{1000 \eta} = \frac{9412 \cdot 1,26}{1000 \cdot 0,8} = 14 \text{ кВт.}$$

При переміщенні людей від приводного шківа (див. рис. 8.1 схема 1).

$$W'_{nop} = g q_k (f_k \cos \beta + \sin \beta) L =$$

$$= 9,81 \cdot 1,02 (0,015 \cdot \cos 6^\circ + \sin 6^\circ) \cdot 550 = 657 \text{ Н,}$$

$$\begin{aligned} W'_n &= ((G + G_o)(\omega \cos \beta - \sin \beta) + q_k (f_k \cos \beta - \sin \beta) L) g = \\ &= ((2880 + 3175) \cdot (0,04 \cos 6^\circ - \sin 6^\circ) + 1,02 (0,015 \cdot \cos 6^\circ - \\ &\quad - \sin 6^\circ) 550) \cdot 9,81 = -4339 \text{ Н.} \end{aligned}$$

Сумарна сила опору

$$W'_0 = k_3 (W'_n + W'_{nop}) = 1,3 (-4339 + 657) = -4787 \text{ Н.}$$

Визначення натягу каната методом «обходу за контуром».

$$S'_{cб} = \frac{k_m |W'_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{2 \cdot 4787 \cdot 21,7}{21,7 - 1} = 10037 \text{ Н,}$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 2$ .

$$S'_1 = 10039 \text{ Н;}$$

$$S'_2 = S'_1 + W'_n = 10039 - 4339 = 5700 \text{ Н,}$$

$$S'_3 = 1,07 S'_2 = 1,07 \cdot 5700 = 6099 \text{ Н,}$$

$$S'_4 = S'_3 + W'_{nop} = 6099 + 657 = 6756 \text{ Н.}$$

Визначення тягового зусилля:

$$W'_0 = S'_{нб} - S'_{cб} - 0,04(S'_{нб} + S'_{cб}) \text{ Н;}$$

$$W_0 = 6756 - 10039 - 0,04(6756 + 10039) = -3955 \text{ Н.}$$

Визначення потужності двигуна

$$N'_0 = \frac{|W'_0| v_z \eta}{1000} = \frac{3955 \cdot 1,34 \cdot 0,85}{1000} = 4,5 \text{ кВт.}$$

де  $v_z = 1,06v = 1,34 \text{ м/с.}$

Перевірка тягового каната на міцність:

$$m = \frac{[S]}{S_{\max}},$$

де  $m$  - розрахунковий запас міцності каната;

$[S]$  - припустиме розривне зусилля, Н,  $[S] = 115500 \text{ Н.}$

$$S_{\max} = S_4 = 11819 \text{ Н,}$$

$$m = \frac{115500}{11819} = 9,7 > 6.$$

Канат витримає максимальне розрахункове навантаження.  
Середньоквадратична потужність

$$N_e = \sqrt{\frac{N_0'^2 T_p + N_0^2 T_p}{T_{рей}}},$$

де  $T_p$  – тривалість руху поїзда в одному напрямку

$$T_p = \frac{L}{v} = \frac{550}{1,26} = 437 \text{ с};$$

$$N_e = \sqrt{\frac{14^2 \cdot 437 + 4,5^2 \cdot 437}{2 \cdot 437 + 54,4}} = 10 \text{ кВт}.$$

На дорозі 6ДМКУ встановлений двигун з  $N_{уст} = 45 \text{ кВт}$ . З розрахунків видно, що цей двигун буде працювати без перевантаження в даних умовах. Гірничі роботи в блоці №5 тривають, тому в перспективі цей двигун буде працювати на повну потужність.

### 8.3. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО НАГРУНТОВІ КАНАТНІ ДОРОГИ

Канатні нагрунтові дороги типу ДКН і ДКНЛ застосовують для транспортування вантажів і перевезення людей дільничними гірничими виробками, які мають змінний профіль рейкових шляхів, окремі ділянки з ухилом  $\pm 5^\circ$  і в яких утруднене або взагалі неможливе локомотивне відкочування або відкочування кінцевим канатом.

Дороги варто застосовувати у виробках зі стійкими ґрунтами, з перетином у світлі  $6 \text{ м}^2$  і більше, з радіусами закруглення 12 і 20 м.

З'єднання рейок під час застосування нагрунтових доріг здійснюється спеціальними скобами за підшову рейки.

Канатна нагрутова дорога (рис. 8.2а) має наступні вузли: рейковий шлях 1; буксирувальну вагонетку 2 з важелем 3; робочий канат 4, що переміщається шляховими роликами 5; холосту вітку каната 6, що переміщається напрямними роликами 7; приводну станцію 8 зі шківом тертя 9; вантажний натяжний пристрій 10; пасажирські і вантажні вагонетки 11, 12; балки 13 для кріплення обвідного блоку 14.

У буксирувальній вагонетці (рис. 8.2б) є: платформа 1; коти-стабілізатори 2, розташовані за діагоналлю платформи 5; штурвали для керування котками-стабілізаторами; барабан 3 із запасом каната для збільшення або скорочення довжини дороги; приводний важіль 6 для приєднання тягового каната 8 і передачі тягового зусилля рушійного поїзду; підтримуючий пристрій тягового каната 7; уловлювальний пристрій 4 на випадок обриву тягового каната.

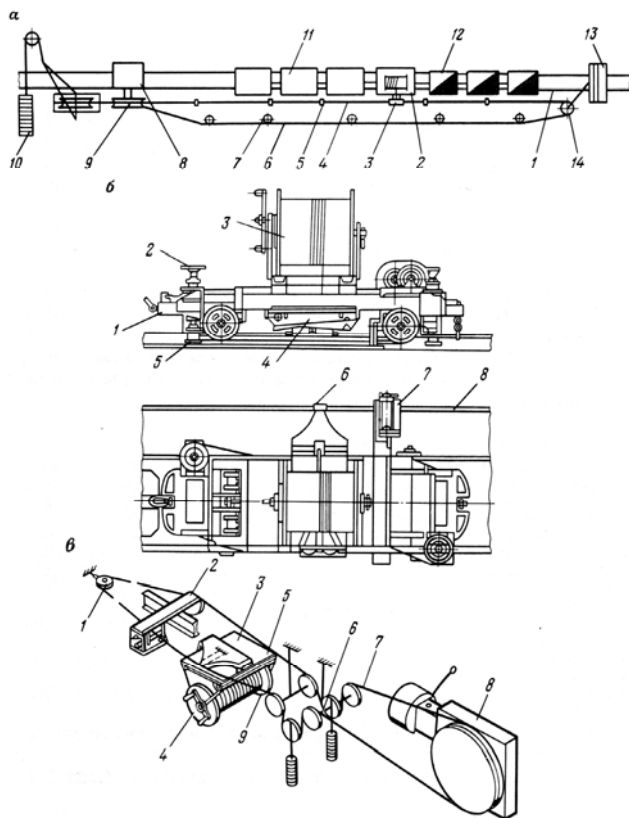


Рисунок 8.2. Нагрунтова канатна дорога

Дорога працює за принципом відкочування транспортних засобів замкнутим тяговим канатом. Вона являє собою покладений на ґрунт виробки рейковий шлях, на якому за допомогою привода зі шківом тертя переміщається буксирувальна вагонетка і зчеплений з нею поїзд вантажних і пасажирських вагонеток.

Щоб уникнути сходу з рейок буксирувальна вагонетка по-стачена двома діагонально розташованими котками-стабілізаторами, що забезпечують переміщення важким скривленим рейковим шляхом. Вітки канату простягаються на сторони, протилежній проходу людей уздовж рейкового шляху.

У випадку обриву тягового каната або перевищення номінальної швидкості руху на 25-30% спрацьовує система вловлювання двосторонньої дії.

Дорога типу ДКНЛ – легкого типу, призначена для перевезення матеріалів, устаткування і невеликих поїздів породи. Може працювати у виробках зі складним знакозмінним профілем при кутах нахилу до  $10^\circ$ . Як привод використовується маневрова лебідка ЛШВ2 зі шківом тертя, що має два гальма - робоче і запобіжне стрічкового типу з ручним керуванням.

Нагрунтові канатні дороги працюють в основному на вентиляційних горизонтах.

Число вагонеток у поїзді не повинне перевищувати норму (табл. 8.3).

Таблиця 8.3.

| Порожні вагонетки |       | Породні вагонетки | Пасажирські вагонетки | Платформи | Усього вагонеток у поїзді |
|-------------------|-------|-------------------|-----------------------|-----------|---------------------------|
| Тип               | Число |                   |                       |           |                           |
| ВГ 1.6            | 10    | 2                 | 5                     | 1         | 18                        |
| ВГ 2.5            | 8     | 1                 | 3                     | 1         | 13                        |
| ВГ 3,3            | 6     | 1                 | 3                     | 1         | 11                        |

Дороги ДКНЛ1 і ДКНУ1 застосовуються в гірничих виробках, закріплених різними видами кріплення, з радіусами закруглення рейкового шляху не менш 6 м у горизонтальній площині і не менш 20 м - у вертикальній. Канатні нагрунтові дороги

також використовуються для транспортування гірничої маси під час проходження гірничих виробок.

Рациональна область застосування легких нагрунтових доріг ДКНЛ1 – дільничні виробки з кутами нахилу до  $15^\circ$  і вантажопотоками до 80 т у добу. Ці дороги мають меншу масу і вартість, у порівнянні з іншими, вимагають менше витрат на монтаж і експлуатацію.

Дорога нагрунтова ДКНУ1 з електромеханічним приводом (двигун асинхронний з фазним ротором), що за допомогою реостата ВЖР-350 забезпечує плавний запуск і зупинку поїзда, у порівнянні з дорогою ДКНЛ1 має більш високу продуктивність, рекомендується її використовувати у виробках з вантажопотоками від 50 до 360 т у добу і для транспортування людей на довжину від 500 до 2000 м.

#### 8.4. РОЗРАХУНОК НАГРУНТОВОЇ КАНАТНОЇ ДОРОГИ

Вихідними даними для вибору і розрахунку нагрунтової канатної дороги є:

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік, т/змінa;

$L$  – довжина транспортування, м;

$\beta$  – кут нахилу виробки, град;

тип вагонеток.

Тривалість одного рейсу:

$$T_{рей} = \frac{2L}{v_{cp}} + \theta,$$

де  $v_{cp}$  – швидкість руху, м/с;

$\theta$  – сумарна тривалість пауз у кінцевих пунктах, с.

Годинна продуктивність:

$$Q = \frac{Q_{зм} k_n}{T_p},$$

де  $k_n$  – коефіцієнт нерівномірності надходження вантажопотоку,

$k_n = 1,2 \dots 1,3$ ;

$T_p$  – тривалість рейсу, година.

Під час визначення часу на перевезення вантажу варто враховувати, що дана канатна дорога може використовуватися також і для транспортування людей.

Число вагонеток у поїзді:

$$z = \frac{T_p Q}{3600 G},$$

де  $G$  - маса вантажу у вагонетці, т.

Розрахунок канатного відкочування аналогічний розрахунку монорейкової дороги, тобто розглядаються генераторний і руховий режими роботи установки.

Розглянемо випадок, коли навантажений поїзд рухається під ухил, а порожній на підйом (див. рис. 8.3а).

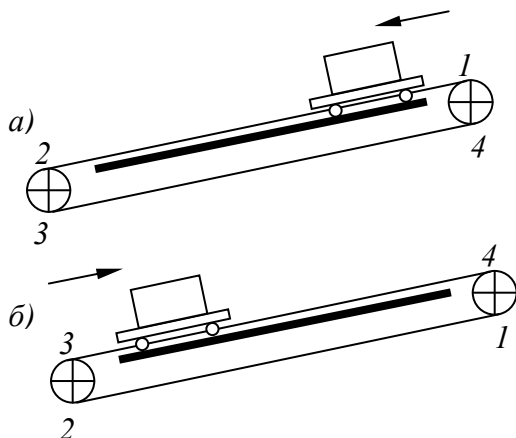


Рисунок 8.3. Розрахункова схема нагрунтової канатної дороги

- Транспортування навантаженого поїзда.

Опір руху навантаженої вітки

$$W'_n = [m_n(\omega \cos \beta - \sin \beta) + q_k L(f_k \cos \beta - \sin \beta)]g, \text{ Н},$$

де  $m_n$  – маса навантаженого поїзда, кг

$$m_c = z(G + G_0) + Q_{om} + Q_k;$$

$z$  – число вагонеток з вантажем, кг;  
 $G_0$  – маса вагонетки, кг;  
 $Q_{\delta m}$  – маса буксирувального візка,  $Q_{\delta m} = 2161$  кг;  
 $Q_{\kappa}$  – маса запасу каната,  $Q_{\kappa} = 800$  кг;  
 $\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонетки; (див. додаток 4);  
 $q_{\kappa}$  – погонна вага каната, кг/м;  
 $f_{\kappa}$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_{\kappa} = 0,15 \dots 0,3$

Опір руху порожньої вітки

$$W'_{nop} = g q_{\kappa} L (\sin \beta + f_{\kappa} \cos \beta), \text{ Н.}$$

- Транспортування порожнього поїзда.

Опір руху навантаженої вітки

$$W_n = [m_n (\omega \cos \beta + \sin \beta) + q_{\kappa} L (f_{\kappa} \cos \beta + \sin \beta)] g, \text{ Н,}$$

де  $m_n$  – маса порожнього поїзда, кг

$$m_n = z G_0 + Q_{\delta m} + Q_{\kappa}.$$

Опір руху порожньої вітки

$$W_{nop} = g q_{\kappa} L (f_{\kappa} \cos \beta - \sin \beta), \text{ Н.}$$

Сумарна сила опору руху (сила тяги)

$$W'_0 = k_3 (W'_n + W'_{nop}), \text{ Н та } W_0 = k_3 (W_n + W_{nop}), \text{ Н,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт неврахованих опорів,  $k_3 = 1,1 \dots 1,5$

Натяг каната визначається методом «обходу за контуром».

Мінімальний натяг каната в точці збігання зі шківів тертя

- для рушійного режиму

$$S_{c\delta}^{\min} = \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н;}$$

- для генераторного режиму

$$S_{c\delta}^{\min} = \frac{k_m |W_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}, \text{ Н,}$$

де

$k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення, приймається

$k_m = 1,4...2,0$  – для рушійного режиму;

$k_m = 1,4...3,0$  – для генераторного режиму (більші значення - для більших кутів нахилу);

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення каната зі шківом тертя,  
 $\mu = 0,12...0,16$ ;

$\alpha$  – кут обхвату канатом шківа тертя,  $\alpha = 7\pi$  (3,5 витки).

Найменший натяг каната на всьому його контурі повинен бути не менше 2000...2500 Н з метою запобігання його надмірного провисання.

Перевірка тягового каната на міцність.

Передбачає визначення максимального натягу каната (під час руху від шківа тертя і до шківа тертя). Більше із цих значень використовується в розрахунку:

$$m = \frac{[S]}{S_{\max}}.$$

Визначення тягового зусилля:

- для рушійного режиму

$$W_0 = S_{нб} - S_{сб} + (0,03...0,05)(S_{нб} + S_{сб}) \text{ Н};$$

- для генераторного режиму

$$W'_0 = S'_{нб} - S'_{сб} + (0,03...0,05)(S'_{нб} + S'_{сб}) \text{ Н};$$

Споживана потужність електродвигуна.

Визначається потужність двигуна при русі від шківа тертя і до шківа тертя. При цьому:

- для рушійного режиму

$$N_0 = \frac{W_0 v}{1000 \eta}, \text{ кВт},$$

де  $v$  – швидкість руху каната, м/с;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,8...0,9$ ;

- для генераторного режиму

$$N'_0 = \frac{|W'_0| v \eta}{1000}, \text{ кВт}.$$

Середньоквадратична (ефективна) потужність.

Визначається потужність електродвигуна, споживана їм протягом циклу руху монорейкової дороги:

$$N_e = \sqrt{\frac{N_0^2 T_p + N_0'^2 T_p}{T_{рей} + \theta}}, \text{ кВт},$$

де  $T_{рей}$  – тривалість рейсу,  $T_{рей} = 2 T_p + \theta$ ;

$T_p$  – тривалість руху поїзда в одному напрямку

$$T_p = \frac{L}{v}, \text{ с},$$

$\theta$  – тривалість пауз.

За величиною  $N_e$  перевіряють установлення на прийнятій монорейковій дорозі електродвигун, потужність якого позначають  $N_n$ , за перевантажувальною здатністю:

$$\lambda = 1,25 \cdot \frac{N_e}{N_n},$$

де  $\lambda$  – кратність максимального (перекидаючого) моменту двигуна.

Якщо  $\lambda$  перевершує кратність моменту прийнятого двигуна, то доведеться збільшувати його потужність. Для асинхронного двигуна звичайного типу  $\lambda = 1,8 \dots 2,2$ .

## 8.5. ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ НАГРУНТОВОЇ КАНАТНОЇ ДОРОГИ

Як приклад, розглянемо доставку нагрунтовою канатною дорогою допоміжних матеріалів. Розглянемо випадок руху навантаженого поїзда під ухил, а порожнього на підйом.

Вихідні дані:

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік,  $Q_{зм} = 20$  т/змінна;

$L$  – довжина транспортування,  $L = 1000$  м;

$\beta$  – кут нахилу виробки,  $\beta = 6^\circ$ ;

Тип дороги - ДКН-1 (основні параметри дані в додатку 6);

Транспортна посудина - вагонеточні платформи ПВГ2,5;

$G$  – вантажопідйомність платформи. У середньому приймаємо  $G = 4$  т;

$G_o$  – маса платформи,  $G_o = 0,66$  т;

Через мале значення змінного вантажопотоку він буде перевезений протягом зміни поза залежності від числа відкаточних посудин. Для подальшого розрахунку приймаємо, що весь вантажопотік переміщується за один рейс.

Число вагонів у відкочуванні

$$z = \frac{Q}{nG} = \frac{20}{1 \cdot 4} = 5 \text{ платформ,}$$

де  $n$  - число рейсів у зміну, приймаємо  $n = 1$ .

До подальшого розрахунку приймаємо 5 платформ.

- Транспортування навантаженого поїзда.

Опір руху навантаженої вітки

$$\begin{aligned} W'_n &= [m_n(\omega \cos \beta - \sin \beta) + q_\kappa L(f_\kappa \cos \beta - \sin \beta)]g, \text{ Н,} \\ W'_n &= [26261(0,015 \cos 6^\circ - \sin 6^\circ) + \\ &+ 0,85 \cdot 1000(0,2 \cos 6^\circ - \sin 6^\circ)] \cdot 9,81 = -22299 \text{ Н,} \end{aligned}$$

де  $m_n$  – маса навантаженого поїзда

$$m_n = z(G + G_0) + Q_{\text{бт}} + Q_\kappa = 5(4000 + 660) + 2161 + 800 = 26261 \text{ кг,}$$

$Q_{\text{бт}}$  – маса буксирувального візка,  $Q_{\text{бт}} = 2161 \text{ кг}$ ;

$Q_\kappa$  – маса запасу каната,  $Q_\kappa = 800 \text{ кг}$ ;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонетки,  $\omega = 0,015$  (див. таблицю 7.2);

$q_\kappa$  – погонна вага каната. У нагрунтовій канатній дорозі застосовується канат типу ЛК ДСТ 3077-80 діаметром  $d=15 \text{ мм}$  і  $q_\kappa = 0,85 \text{ кг/м}$ ;

$f_\kappa$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_\kappa = 0,15 \dots 0,3$

Опір руху порожньої вітки

$$\begin{aligned} W'_{\text{нор}} &= gq_\kappa L (\sin \beta + f_\kappa \cos \beta) = \\ &= 9,81 \cdot 0,85 \cdot 1000 (\sin 6^\circ + 0,2 \cdot \cos 6^\circ) = 2530 \text{ Н.} \end{aligned}$$

Сумарна сила опору руху (сила тяги)

$$W'_0 = k_3 (W'_n + W'_{\text{нор}}) = 1,2 \cdot (-22299 + 2530) = -23723 \text{ Н,}$$

де  $k_3$  – коефіцієнт неврахованих опорів,  $k_3 = 1,2$ .

Мінімальний натяг каната в точці збігання зі шківів тертя

$$S_{cб}^{\min} = \frac{k_m |W_0| e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,4 \cdot 23723 \cdot 21,7}{27,1 - 1} = 34485 \text{ Н},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,4$ ;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення каната зі шківом тертя,  
 $\mu = 0,15$ ;

$\alpha$  – кут обхвату канатом шківів тертя,  $\alpha = 7\pi$  (3,5 витки).

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 27,1$ .

Натяг каната в характерних точках

$$S'_1 = 34500 \text{ Н};$$

$$S'_2 = S'_1 + W''_n = 34500 - 22299 = 12201 \text{ Н};$$

$$S'_3 = 1,07 S'_2 = 1,07 \cdot 12201 = 13055 \text{ Н};$$

$$S'_4 = S'_3 + W''_{nop} = 13055 + 2530 = 15585 \text{ Н}.$$

Визначення тягового зусилля:

$$W'_0 = S'_{нб} - S'_{сб} - 0,04(S'_{нб} + S'_{сб}) \text{ Н};$$

$$W'_0 = 15585 - 34500 + 0,04(15585 + 34500) = -16912 \text{ Н}.$$

Визначення потужності двигуна

$$N'_0 = \frac{|W'_0| v_z \eta}{1000} = \frac{16912 \cdot 2,1 \cdot 0,85}{1000} = 30 \text{ кВт}.$$

де  $v_z = 1,05v = 1,05 \cdot 2 = 2,1 \text{ м/с}$ .

$v$  – швидкість руху каната,  $v = 2 \text{ м/с}$ ;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,85$ .

- Транспортування порожнього поїзда.

Опір руху навантаженої вітки

$$W_n = [m_n(\omega \cos \beta + \sin \beta) + q_k L(f_k \cos \beta + \sin \beta)]g, \text{ Н},$$

$$W_n = [6261(0,015 \cos 6^\circ + \sin 6^\circ) + 0,85 \times \\ \times 1000(0,2 \cos 6^\circ + \sin 6^\circ)] \cdot 9,81 = 9867 \text{ Н};$$

де  $m_n$  – маса порожнього поїзда

$$m_n = zG_0 + Q_{\bar{o}m} + Q_{\kappa} = 5 \cdot 660 + 2161 + 800 = 6261 \text{ кг.}$$

Опір руху порожньої вітки

$$\begin{aligned} W_{nop} &= gq_{\kappa}L (f_{\kappa} \cos \beta - \sin \beta) = \\ &= 9,81 \cdot 0,85 \cdot 1000 (0,2 \cdot \cos 6^{\circ} - \sin 6^{\circ}) = 787 \text{ Н.} \end{aligned}$$

Сумарна сила опору руху

$$W_0 = k_3 (W_n + W_{nop}) = 1,2 (9867 + 787) = 12785 \text{ Н.}$$

Мінімальний натяг каната в точці збігання зі шківів тертя

$$S_{c\bar{o}}^{\min} \geq \frac{k_m W_0}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,4 \cdot 23723}{27,1 - 1} = 1272 \text{ Н.}$$

Натяг каната в характерних точках

$$S_1 = 2500 \text{ Н;}$$

$$S_2 = S_1 + W_{nop} = 2500 + 787 = 3287 \text{ Н;}$$

$$S_3 = 1,07 \cdot S_2 = 3517 \text{ Н;}$$

$$S_4 = S_3 + W_n = 3517 + 9867 = 13384 \text{ Н.}$$

Визначення тягового зусилля

$$W_0 = S_{n\bar{o}} - S_{c\bar{o}} + 0,04(S_{n\bar{o}} + S_{c\bar{o}}) \text{ Н;}$$

$$W_0 = 13384 - 2500 + 0,04(13384 + 2500) = 11519 \text{ Н.}$$

Визначення потужності двигуна

$$N_0 = \frac{W_0 v}{1000\eta} = \frac{11519 \cdot 2}{1000 \cdot 0,85} = 27 \text{ кВт.}$$

Перевірка тягового каната на міцність

$$m = \frac{[S]}{S_{\max}}$$

де  $m$  - розрахунковий запас міцності каната;

$[m]$  - припустимий запас міцності каната,  $[m] = 4$  (див. табл. 8.2);

$[S]$  - припустиме розривне зусилля, Н,  $[S] = 139500$  Н.

$$S_{max} = S'_1 = 34500 \text{ Н},$$

$$m = \frac{139500}{34500} = 4 = [m].$$

Умова виконується.

Середньоквадратична потужність

$$N_e = \sqrt{\frac{N_0^2 T_p + N_0^2 T_p}{T_{пей} + \theta}},$$

де  $T_{пей}$  – тривалість руху поїзда в одному напрямку.

$$T_p = \frac{L}{v} = \frac{1000}{2} = 500 \text{ с};$$

$\theta$  – сумарна тривалість пауз у кінцевих пунктах,  $\theta = 120$  с.

$$N_e = \sqrt{\frac{30^2 \cdot 500 + 27^2 \cdot 500}{2 \cdot 500 + 120}} = 27 \text{ кВт}.$$

Дорога ДКН-1 має двигун потужністю 75 кВт і в розглянутому прикладі ця дорога буде працювати без перевантаження двигуна.

## ГЛАВА 9 ТРАНСПОРТ НА НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТАХ

### 9.1. БУНКЕРИ

#### 9.1.1. Загальні положення

Підземні бункери підрозділяють за функціональними ознаками на технологічні і аварійні.

До технологічних відносять приймальні, навантажувальні (що згладжують, усереднюють, змішують, поділяють), дозуючі, збезводнювальні бункери, особливістю яких є виконання певних функцій за умов нормального (неаварійного) режиму роботи шахти. До аварійних (акумулюючих) відносять бункери, призначені для акумулювання корисної копалини або породи з очисних і підготовчих вибоїв у періоди, коли транспортна система шахти або її окремі ланки простоюють через технічні неполадки або організаційні не погодженості. Технологічні і аварійні бункери відіграють важливу роль в організації процесів добування і транспортування корисних копалин, особливо в тих умовах, де досягається високий рівень концентрації і інтенсивності виробництва. Підземні бункери підрозділяються на два основні види: гірничі і механізовані (механічні).

Гірничими називаються бункери, у яких ємністю, що вміщує вантаж, є безпосередньо гірничу виробку (рис. 9.1). Механізованими називаються бункери, що мають розбірну ємність заводського виготовлення, установлювану в гірничих виробках з необхідними ПБ проміжками, і оснащені механізмами для розподілу вантажу в ємності і його вивантаження. У деяких конструкціях підземних бункерів можуть сполучатися ознаки як

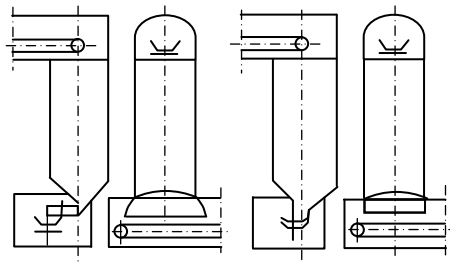
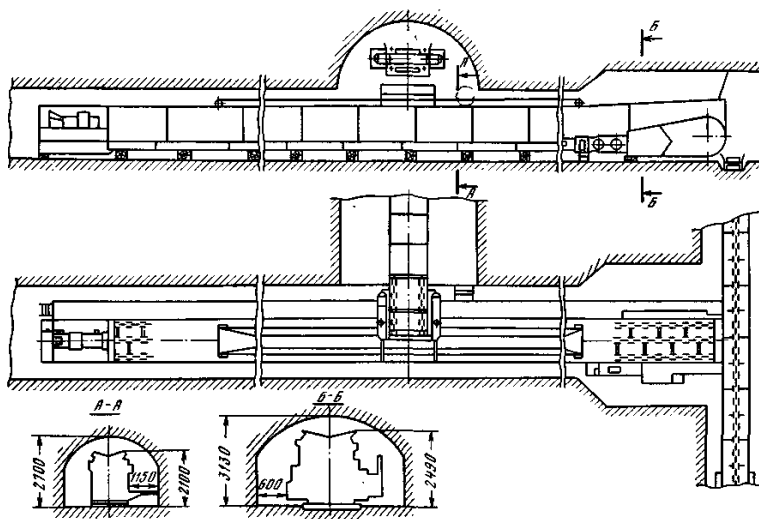


Рисунок 9.1. Вертикальні гірничі бункери із щільними випускними отворами

гірничих, так і механізованих бункерів. Гірничі бункери устатковуються у вертикальних, крутопохилих і горизонтальних виробках.



**Рисунок 9.2. Схема установки бункера БС60 у дільничному квершлягу**

Механізовані бункери встановлюються, як правило, в горизонтальних і пологопохилих виробках. За необхідністю механізовані бункери можна перемонтувати (пересувати) з одного місця роботи на інше. Гірничі бункери відрізняються більшим розмаїттям конструкцій, що обумовлено розходженням функціонального призначення, станом гірничого масиву, у якому вони споруджуються, способами боротьби з перездрібнюванням, термінами служби, фізико-механічними властивостями матеріалу, що акумулюється, місцем розташування в системі підземного транспорту. Основними складовими частинами гірничих бункерів є власне бункер (частина, що вміщує вантаж), завантажувальна і розвантажувальна камери. У завантажувальній камері розміщається устаткування для завантаження бункерів: конвеєри, розвантажувальні криві, перекидачі вагонеток, розгінні жо-

лоби спіральних спусків, монтажні вантажопідйомні пристосування, вентиляційні і аспіраційні пристрої, устаткування для виділення і дроблення негабаритних шматків гірничої маси і т.д. У розвантажувальній камері розміщаються затвори, живильник, рейковий шлях або приймальні конвеєри. Частини бункерів, що вміщують вантаж, можуть мати форму циліндра, призми, конуса, піраміди і т.д., а їхні поперечні перерізи – прямокутну, круглу і овальну форму. Місткість відомих конструкцій гірничих бункерів досягає 2500 м<sup>3</sup>.

Приклад установки бункера в гірничій виробці наведений на рис 9.2.

## 9.1.2. Визначення технологічних параметрів бункерів

### *Бункер у системі*

#### *«дільничний конвеєр - бункер - локомотивне відкочування»*

У цьому випадку бункер використовується для забезпечення безперервної роботи вибоїв під час тимчасової відсутності поїздів порожніх вагонеток на навантажувальному пункті, а також для прискорення процесу завантаження вагонеток, що збільшує продуктивність локомотивного відкочування.

Необхідна місткість бункера  $E$  визначається за формулою

$$E = \frac{a_{cp} t_{n, cp} k_y}{\gamma}, \text{ м}^3 \quad (9.1)$$

де  $a_{cp}$  – середнє значення вступника в бункер вантажопотоку за оперативний час, т/хв;

$\gamma$  – насипна щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$t_{n, cp}$  – середній час одного простою навантажувального пункту через відсутність порожніх поїздів, визначається шляхом хронометражних спостережень або з аналізу графіка руху поїздів з урахуванням фактора випадковості. За даними хронометражних спостережень на діючих шахтах з локомотивним відкочуванням магістральними горизонтальними виробками  $t_{n, \phi} = 15 \dots 20$  хв;

$k_y$  – коефіцієнт, що враховує необхідний рівень зниження простоїв. Вибирається з табл. 9.1.

Рекомендується приймати рівень зниження транспортних простоїв для комплексно-механізованих лав 95 %, відповідно  $k_y = 3,0$ .

Таблиця 9.1.

| Рівень зниження простоїв, % | 70  | 80  | 90  | 95  |
|-----------------------------|-----|-----|-----|-----|
| $k_y$                       | 1,2 | 1,6 | 2,3 | 3,0 |

Середнє значення вантажопотоку, що поступає в бункер, за оперативний час визначається за формулою

$$a_{cp} = \frac{\sum_1^n A_{зм}}{T_{зм}}, \text{т/хв}, \quad (9.2)$$

де  $\sum_1^n A_{зм}$  – сумарний змінний видобуток, що надходить від  $n$

вибоїв у бункер, т/зміна;

$T_{зм}$  – тривалість робочої зміни, хв. У випадку, коли протягом робочої зміни плануються регламентовані технологічні перерви ( $t_{рег}$ ) у подачі вантажу в бункер, у формулі (9.2) замість  $T_{зм}$  підставляється  $T_{зм} - t_{рег}$ .

Якщо в навантажувальному пункті є незнижуваний запас порожніх вагонеток, то необхідна місткість бункера визначається як різниця між величиною, знайденою за формулою (9.1), і сумарною місткістю порожніх вагонеток.

Продуктивність розвантаження бункера повинна бути рівною або більшою середньої величини вступника в бункер вантажопотоку за машинний час  $a_{cp}$ .

Технічна продуктивність комплексу обладнання навантаження вагонеток повинна бути не нижче прийнятої продуктивності підбункерного живильника. Необхідна продуктивність механізмів завантаження бункера залежить від максимальної інтенсивності вантажопотоку, що надходить. Вона визначається для усіх механізованих бункерів, а також для гірничих бункерів,

завантаження яких здійснюється розподільним конвеєром, скребковим ланцюгом, плужковими скидачами і т.п.

### **Бункер у системі «конвеєр – бункер - конвеєр»**

У даній системі бункер може мати два призначення:

- зменшення нерівномірності забійних вантажопотоків – бункер, що згладжує (усереднює);
- прийняття для тимчасового зберігання вантажу в періоди відмов або зупинок підбункерних конвеєрів - аварійний (акумулюючий) бункер.

Глибина згладжування (усереднення) може змінюватися від максимального хвилинного  $a_{l(\max)}$  до середнього хвилинного за оперативний час  $a_{cp}$  вантажопотоку, що надходить в бункер.

Під час проектування конвеєрних систем глибину згладжування варто обмежуватися величиною середньохвилинного вантажопотоку за час його надходження  $a_{cp}$ .

Глибину (рівень) згладжування  $\delta_c$  зручно виражати у відносних одиницях і визначати за формулою:

$$\delta_c = \frac{a_{\max} - Q_b}{a_{\max} - a_{cp}} \cdot 100\%,$$

де  $Q_b$  – продуктивність розвантаження бункера, т/хв.

Діапазон зміни  $\delta_c$  рекомендується приймати в межах від 0 до 100 %. При  $\delta_c = 100$  % здійснюється повне згладжування (усереднення) нерівномірного вантажопотоку до значення середньохвилинного вантажопотоку ( $Q_b = a_{cp}$ ) за час його надходження.

За необхідністю глибина згладжування може перевищувати 100 %. Однак такий режим роботи бункера варто застосовувати лише у виняткових випадках (на діючих шахтах, де не можлива заміна встановлених раніше підбункерних конвеєрів на більш продуктивні конвеєри).

Оптимальна глибина згладжування (усереднення) нерівномірності вантажопотоку в кожному конкретному випадку мо-

же бути встановлена на підставі техніко-економічного розрахунку з урахуванням вартості бункера різної місткості і величини ефекту, одержуваного від згладжування нерівномірності вантажопотоку .

У тому випадку, коли максимальне значення хвилинного вантажопотоку, що надходить у бункер ( $a_{\max}$ ), більше приймальної здатності підбункерного конвеєра ( $Q_n$ ), необхідна мінімальна глибина згладжування

$$\delta_c = \frac{a_{\max} - Q_n}{a_{\max} - a_{cp}} \cdot 100\% .$$

Продуктивність розвантаження бункера, що згладжує (усереднює),  $Q_b$  варто приймати залежно від прийнятої глибини згладжування.

Якщо  $\delta_c \leq 50\%$  , то можна приймати  $Q_b = Q_n$ .

Якщо  $\delta_c > 50\%$ , продуктивність розвантаження бункера  $Q_b$  не повинна перевищувати технічну продуктивність підбункерного конвеєра (обраного раніше за експлуатаційним навантаженням), тобто  $Q_b \leq Q_m$ .

Місткість бункерів, що згладжують (усереднюють), залежить від характеристики вступника в бункер вантажопотоку і прийнятої глибини його згладжування і визначається за формулою

$$E = \frac{\kappa_\delta}{\gamma} \sum_{i=1}^n a_{i(n)} , \text{ м}^3 ,$$

де  $a_{i(n)}$  – середній хвилинний вантажопотік з одного очисного вибою, т/хв;

$\kappa_\delta$  – розрахунковий коефіцієнт (табл. 9.2 ), прийнятий залежно від прийнятої глибини згладжування  $\delta_c$  і хвилинного коефіцієнта нерівномірності  $\kappa_n$  вантажопотоку, що надходить в бункер.

Значення максимального хвилинного збірного вантажопотоку, що надходить із двох і більше очисних вибоїв, а також коефіцієнт нерівномірності встановлюється за вказівками наведеними вище.

Місткість аварійного (акумуляуючого) бункера визначається за табл. 9.3, залежно від необхідного рівня зниження простоїв

з вини транспорту ( $\kappa_z$ ). Час простоїв  $T_{np}$  вибоєю через відмови транспортної лінії в середньому за час робочої зміни  $T_{зм}$  визначається за формулою

$$T_{np} = T_{зм} \left( 1 - \prod_{i=1}^n \kappa_{zi} \right),$$

де  $\kappa_{zi}$  – коефіцієнт готовності  $i$ -го конвеєра в лінії. Для стрічкових конвеєрів  $\kappa_{zi}$  лежить у межах 0,985...0,995, для скребкових – 0,975...0,98. При наближених розрахунках можна користуватися значеннями: для стрічкових конвеєрів  $\kappa_{zi} = 0,99$ , для скребкових  $\kappa_{zi} = 0,98$ .

Таблиця 9.2.

| Хвилинний коефіцієнт нерівномірності вантажопотоків, що надходять до бункеру, $\kappa_n$ | Відносна глибина згладжування (усереднення) вантажопотоку, $\delta_c$ , % |    |    |     |     |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------|----|----|-----|-----|-----|
|                                                                                          | 25                                                                        | 50 | 75 | 100 | 125 | 150 |
| 1,2                                                                                      | 1                                                                         | 1  | 2  | 3   | 5   | 10  |
| 1,6                                                                                      | 1                                                                         | 2  | 3  | 7   | 20  | 35  |
| 2,0                                                                                      | 1                                                                         | 2  | 5  | 10  | 30  | 80  |
| 2,4                                                                                      | 1                                                                         | 2  | 6  | 12  | 40  | -   |
| 2,8                                                                                      | 1                                                                         | 3  | 7  | 15  | 60  | -   |

Під час установки бункера час простоїв знижується до величини

$$T_{np} = T_{зм} \left( 1 - \prod_{i=1}^n \kappa_{zi} \right) (1 - \kappa_{zi}).$$

Місткість аварійного бункера рекомендується обирати за умови забезпечення найбільшого (за табл. 9.3) рівня зниження простоїв, тобто при  $\kappa_z = 0,95$  %.

Користуючись даними табл. 9.3, можна визначити рівень зниження простоїв вибоєю, якщо місткість бункера обмежена гірничотехнічними умовами ( $\kappa_z < 95\%$ ).

Продуктивність розвантаження аварійного (акумулюючого) бункера варто приймати рівною або меншою технічної про-

дуктивності підбункерного конвеєра, але з коефіцієнтом резерву не менш 1,3 стосовно середнього значення вантажопотоку, що надходить у бункер за оперативний час

$$1,3a_{1(n)} < Q_{\bar{o}} \leq Q_m .$$

Таблиця 9.3

| Величина середньо-змінного вантажопотоку, що надходить у бункер, т | При рівні зниження простоїв, % |           |           |           |           |
|--------------------------------------------------------------------|--------------------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|
|                                                                    | 40 - 50                        | 60 - 65   | 70 - 75   | 80 - 85   | 90 - 95   |
| 150-300                                                            | 6 - 20                         | 13 - 28   | 15 - 35   | 20 - 48   | 30 - 70   |
| 300-400                                                            | 12 - 30                        | 25 - 41   | 30 - 55   | 40 - 70   | 60 - 100  |
| 450-600                                                            | 20 - 40                        | 40 - 55   | 50 - 70   | 50 - 95   | 90 - 150  |
| 600-750                                                            | 25 - 50                        | 50 - 70   | 60 - 90   | 80 - 120  | 100 - 180 |
| 750-900                                                            | 30 - 60                        | 65 - 80   | 75 - 105  | 100 - 140 | 130 - 220 |
| 900-1000                                                           | 40 - 70                        | 75 - 96   | 90 - 120  | 110 - 160 | 150 - 270 |
| 1000-1250                                                          | 45 - 80                        | 80 - 120  | 100 - 140 | 130 - 200 | 190 - 310 |
| 1250-1500                                                          | 50 - 100                       | 100 - 140 | 130 - 170 | 170 - 240 | 240 - 580 |

### **Бункер у системі «локомотивний транспорт-бункер-конвеєр»**

У цьому випадку бункер повинен забезпечувати високу продуктивність розвантаження вагонеток на обмінному пункті і рівномірне завантаження підбункерного конвеєра.

Продуктивність розвантаження бункера на обмінному пункті визначається з вираження

$$Q_{\bar{o}} = \kappa_p \frac{G}{t_{н.ср}}, \text{ т/хв},$$

де  $G$  – середня вантажопідйомність одного поїзда вагонеток, т;

$\kappa$  – коефіцієнт резерву продуктивності розвантаження бункерів, приймається в межах 1,3...1,5;

$t_{н.ср}$  – середній час між прибуттям на обмінний пункт навантажених составів, хв. Визначається за даними хронометражних спостережень або з аналізу графіка руху поїздів. За наближеними розрахунками рекомендується користуватися формулою

$$t_{н.ср} = \frac{T_{зм} G}{\sum_{i=1}^n A_{зм.i}}, \text{ хв.}$$

Для високопродуктивних обмінних пунктів при використанні вагонеток з донним розвантаженням місткість бункера повинна бути не менш 1,0 - 1,5 середньої вантажопідйомності вагонеток, що надходять на обмінний пункт.

Для обмінних пунктів з розвантаженням вагонеток за допомогою перекидача місткість бункера визначається з урахуванням продуктивності підбункерного конвеєра, але не менш сумарної місткості 2-3 вагонеток.

Довжина вантажної вітки рейкового шляху на обмінному пункті повинна забезпечувати:

- при роботі на горизонті до трьох локомотивопоездів - розміщення не менш одного навантаженого поїзда;
- при роботі на горизонті більше трьох локомотивопоездів – розміщення не менш півтора навантажених поїздів.

Якщо бункер у системі «локомотивне відкочування - конвеєр» служить також для компенсації простоїв підбункерної конвеєрної лінії, то до місткості бункера, що повинна бути не менш 1,0...1,5 середньої вантажопідйомності поїздів вагонеток, що надходять на обмінний пункт, варто додати місткість аварійного бункера, обумовлену за табл.9.3.

Якщо бункер завантажується одночасно конвеєрним транспортом і з вагонеток, то його місткість визначається як сумарна.

### ***Бункер біля підготовчого вибою***

Бункер біля підготовчого вибою дозволяє попередньо накопичувати породу, а потім транспортувати її окремо від вугілля в спеціально виділені для цього проміжки часу робочих і ремонтно-підготовчих змін.

Місткість породного бункера для обслуговування підготовчого вибою при проведенні гірничої виробки з роздільною

видачею в часі вугілля і породи в загальношахтну конвеєрну систему визначається за формулою

$$E = S_{\theta} l \kappa_{np} \kappa_{\eta}, \text{ м}^3,$$

де  $S_{\theta}$  – перетин виробки,  $\text{м}^2$ ;

$l$  – змінне посування вибою,  $\text{м}$ ;

$\kappa_{np}$  – коефіцієнт присічки,  $\kappa_{np} = \frac{S_n}{S_{\theta}}$ ;

$S_{\theta}$  – перетин породи,  $\text{м}^2$ ;

$\kappa_{\eta}$  – коефіцієнт циклічності вивантаження породи з бункера.

При видачі породи в конвеєрну систему один раз в зміну  $\kappa_{\eta} = 1$ . При видачі породи два рази в зміну  $\kappa_{\eta} = 0,5$ .

При зміні коефіцієнта присічки в процесі проходки для розрахунку приймається його найбільше значення.

### **Бункер в пристовбурному дворі**

У цьому випадку бункер забезпечує ритмічність і незалежність роботи скіпового підйому від системи підземного транспорту (технологічна ємність).

Найменша необхідна місткість технологічного бункера, що забезпечує погоджену роботу магістрального конвеєрного транспорту і скіпового підйому, визначається за формулою

$$E = \frac{a_{1(\max)}}{\gamma} t_{\eta} \kappa', \text{ м}^3,$$

де  $a_{1(\max)}$  – максимальне значення хвилинного вантажопотоку, що надходить у бункер з магістрального конвеєра (конвеєрів),  $\text{т/хв}$ ;

$t_{\eta}$  – тривалість повного циклу роботи скіпового підйому,  $\text{хв}$ ;

$\kappa'$  – коефіцієнт, що залежить від типу скіпового підйому. При односкіповому підйомі  $\kappa' = 1$ , при двоскіповому підйомі  $\kappa' = 0,5$ .

При електровозному відкочуванні технологічна ємність в пристовбурному дворі біля скіпового підйому повинна дорівнювати вантажопідйомності двох составів вагонеток, що надходять у пристовбурний двір.

При завантаженні технологічного бункера одночасно з конвеєра і з вагонеток необхідна його місткість визначається як сума зазначених місткостей.

Місткість аварійного бункера біля скіпового стовбура визначається на підставі табл. 9.3.

За необхідністю зупинки роботи скіпового підйому місткість бункера, установлюваного в пристовбурному дворі, визначається з вираження

$$E = \frac{a_{1(n)} t_z}{\gamma}, \text{ м}^3, \quad (9.3)$$

де  $t_z$  – час змушеної зупинки скіпового підйому, хв.

### ***Визначення продуктивності розвантаження бункерів у конвеєрних системах***

У конвеєрній системі шахти, як правило, є не один, а кілька бункерів. Останні можуть бути розташовані в різних місцях транспортної системи. Проте, функціонування бункерів відбувається взаємозалежно і цей факт необхідно враховувати при розрахунку продуктивності розвантаження бункерів, конкретні значення яких для кожного з бункерів повинні розраховуватися на певний період експлуатації. При зміні умов роботи (величини вантажопотоків, параметрів надійності і пропускної здатності транспортних ліній, кількості бункерів у системі і т.д.) продуктивність розвантаження підлягає перерахунку.

З огляду на те, що в транспортній системі співвідношення місткостей бункерів і вхідних у них вантажопотоків може бути різним, при розрахунку продуктивності розвантаження бункера приймається середня величина його заповнення за час простоїв підбункерної конвеєрної лінії, що визначається як

$$E = \frac{a_{1(n)} t_{np}}{\gamma}, \text{ м}^3,$$

де  $a_{1(n)}$  – середнє значення вантажопотоку, що надходить у бункер з очисних і підготовчих вибоїв за оперативний час, т/хв;

$t_{np}$  – середня тривалість простою підбункерної конвеєрної лінії, величина якої, згідно статистичних даних, перебуває в межах 25...40 хв.

Продуктивність розвантаження повинна виключати перевантаження конвеєрів за прийнятною здатністю і технічною продуктивністю і забезпечувати ефективне використання усіх бункерів. Для будь-якого бункера даної транспортної системи продуктивність розвантаження знаходять за формулою

$$Q_{\delta} = a_{1(n)} + \frac{E}{C^*} \gamma, \text{м}^3,$$

де  $Q_{\delta}$  – шукана продуктивність розвантаження бункера, т/хв;

$C^*$  – постійний параметр для всіх бункерів даної транспортної системи, що характеризує розрахунковий час розвантаження бункерів.

При відомому змінному видобутку з кожного очисного і підготовчого вибоїв для кожного бункера значення  $a_{1(n)}$ , можна визначити за формулою

$$a_{1(n)} = \frac{\sum_{i=1}^n A_{змі} + \sum_{i=1}^n A_{ні}}{T_{зм} + t_{рег}}, \text{т/хв},$$

де  $A_{змі}$  – сумарний вантажопотік, що надходить у бункер з очисних вибоїв протягом зміни, т/зміна;

$A_{ні}$  – сумарний вантажопотік, що надходить у бункер з підготовчих вибоїв протягом зміни, т/зміна;

$T_{зм}$  – тривалість робочої зміни, хв;

$t_{рег}$  – час регламентованих перерв протягом зміни, хв. Звичайно враховується час, необхідний для щозмінного огляду і ремонту механізмів.

Для кожного конвеєра розраховується два значення  $C$ , відповідно виходячи з його технічної продуктивності  $Q_{ij}$  і приймальної здатності  $Q_{nj}$

$$C_j^m = \frac{L_{\kappa j} \sum_{i=1}^{\kappa_j} E_i + \sum_{i=\kappa_j+1}^{\kappa_j} E_i \cdot L_{ij}}{L_{ij} Q_{mj} - L_{ij} \sum_{i=1}^{\kappa_j} a_{i(n)} - \sum_{i=\kappa_j+1}^{\kappa_j} a_{i(n)} \cdot L_{ij}} \gamma,$$

$$C_j^n = \frac{\sum_{i=1}^{\kappa_j-1} E_i + \sum_{i=\kappa_j-1}^{\kappa_j} E_i}{Q_{nj} - L_{ij} \sum_{i=1}^{\kappa_j-1} a_{i(n)} - \sum_{i=\kappa_j-1}^{\kappa_j} a_{i(n)}} \gamma,$$

де  $L_{\kappa_j}$  – довжина  $j$ -го конвеєра, м;

$L_{ij}$  – відстань від  $i$ -го бункера до розвантажувального кінця  $j$ -го конвеєра;

$\kappa_j$  – число бункерів, що розвантажуються безпосередньо на  $j$ -й конвеєр;

$\kappa_j - 1$  – число бункерів, установлених у транспортній лінії до  $j$ -го конвеєра (рахуючи за ходом вантажопотоку);

$\sum_{i=1}^{\kappa_j-1} E_i$  – сума середніх величин заповнення бункерів за час простоїв підбункерної конвеєрної лінії, установлених до  $j$ -го конвеєра, м<sup>3</sup>;

$\sum_{i=\kappa_j-1}^{\kappa_j} E_i$  – сума середніх величин заповнення бункерів за час простоїв підбункерної конвеєрної лінії, що розвантажуються безпосередньо на  $j$ -й конвеєр, м<sup>3</sup>;

$\sum_{i=1}^{\kappa_j-1} a_{i(n)}$  – сумарний вантажопотік, що надходить у бункери до  $j$ -го конвеєра, т/хв;

$\sum_{i=\kappa_j-1}^{\kappa_j} a_{i(n)}$  – сумарний вантажопотік, що надходить у бункери, розташовані безпосередньо на  $j$ -му конвеєрі, т/хв.

Якщо усі розрахункові значення  $C_j > 0$ , то всі бункери даної транспортної системи в розглянутий період експлуатації мають резерви пропускної здатності у всіх елементах транспортної системи, про кількісне значення яких можна судити з величин  $C_j$ .

Найменший резерв буде мати конвеєр, у якого параметр  $C_j$  має максимальне значення. Позначимо його  $C^*$ . Подальший розрахунок  $Q_{\text{бі}}$  ведеться виходячи з обраного  $C^*$ .

Якщо усі або частина розрахункових значень  $C_j < 0$ , то усі або частина конвеєрів транспортної системи зарезервовані недостатньо і стримують роботу вибоїв. У такому випадку буде проявлятися тенденція до періодичного переповнення бункерів. Щоб у цьому випадку знайти оптимальну продуктивність живильників, необхідно на числа отриманих негативних значень  $C_j$  вибрати мінімальне за модулем.

У розгалужених конвеєрних системах може бути не одна, а кілька стримуючих ланок (конвеєрів). Причому, вони можуть перебувати в дільничних, проміжних і головних збірних лініях. Вибір значень параметра  $C^*$  в таких випадках виконується в наступній послідовності.

З розрахованих для всіх конвеєрів системи значень  $C_j$  приймається значення  $C^*$ , що повинне бути максимальним з усіх  $C_j$ , якщо вони позитивні, і мінімальні за модулем, якщо є хоча б одне негативне значення  $C_j$ .

Спочатку з'ясовують, де конкретно перебуває стримуюча ланка.

Якщо вона перебуває в одній з дільничних ліній, то за першим  $C^*$  розраховується продуктивність живильників тільки тих бункерів, які примикають до даної лінії до стримуючої ланки. Потім вибирається наступне значення  $C^*$  і розрахунок виконується для бункерів, що примикають уже до іншої стримуючої ланки, за винятком тих бункерів, для яких вони були визначені раніше, і далі, поки не будуть визначені продуктивності живильників для усіх бункерів.

Якщо в транспортній системі поряд з бункерами є безбункерні пункти завантаження, то при розрахунку уставок продуктивності живильників необхідно для таких пунктів навантаження приймати не середнє, а максимальне значення вантажопотоку, що надходить. Іншими словами, для безбункерних пунктів навантаження у формулу (9.3) варто підставляти  $a_{1(n)} = a_{1(\max)}$ ,  $E_i = 0$ . Увесь інший розрахунок ведеться аналогічно.

### 9.1.3. Приклади розрахунків бункерів

**Приклад 1.** Зробимо розрахунок вугільного бункера скіпового стовбура шахти «Красноармійська-Західна №1», у який надходить вантажопотік усієї шахти.

Вихідні дані.

Спосіб завантаження бункера – з магістрального конвеєра;

Максимальне значення хвилинного вантажопотоку:

$$a_{1(\max)} = 21 \text{ т/хв.}$$

Підйом двоскіповий із тривалістю циклу роботи  $t_{\text{ц}} = 1,45$  хв.

Найменша необхідна місткість технологічного бункера, що забезпечує погоджену роботу магістрального конвеєрного транспорту і скіпового підйому, визначається за формулою

$$E = \frac{a_{1(\max)}}{\gamma} t_{\text{ц}} \kappa' = \frac{21}{0,8} \cdot 1,45 \cdot 0,5 = 19,04 \text{ м}^3,$$

де  $\kappa'$  – коефіцієнт, що залежить від типу скіпового підйому, при двоскіповому підйомі  $\kappa' = 0,5$ .

**Приклад 2.** Визначимо ємність бункера як засобу перевантаження основного вантажопотоку з конвеєрного транспорту на локомотивний на ухилі № 1 шахти «Родинська».

Вихідні дані:

$$\text{змінний видобуток } \sum_1^n A_{\text{зм}} = 718 \text{ т/зміна};$$

$$\text{насипна щільність вугілля } \gamma = 0,85 \text{ т/м}^3;$$

$$\text{тривалість робочої зміни } T_{\text{зм}} = 360 \text{ хв.}$$

Необхідна місткість одного бункера

$$E = \frac{a_{\text{cp}} t_{\text{n.ср}} k_{\text{у}}}{\gamma},$$

де  $a_{\text{cp}}$  – середнє значення вступника в бункер вантажопотоку за оперативний час, т/хв;

$$a_{\text{cp}} = \frac{\sum_1^n A_{\text{зм}}}{T_{\text{зм}}} = \frac{718}{360} = 2 \text{ т/хв},$$

де  $\gamma$  – насипна щільність вугілля,  $\gamma = 0,85 \text{ т/м}^3$ ;

$t_{n.cp}$  – середній час одного простою навантажувального пункту через відсутність порожніх поїздів,  $t_{n.cp} = 20 \text{ хв}$ ;

$k_y$  – коефіцієнт, що враховує необхідний рівень зниження простоїв (табл. 9.1.),  $k_y = 3,0$ .

$$E = \frac{2 \cdot 20 \cdot 3}{0,85} = 141 \text{ м}^3.$$

**Приклад 3.** Розглянемо варіант установки усереднюючих бункерів на бортових виробках блоку №6 шахти «Красноармійська-Західна №1», (рис .4.22).

Вихідні дані:

тип бункера - що згладжує;

максимальний хвилинний вантажопотік  $a_{I(max)} = 3,44 \text{ т/хв}$ ;

середній хвилинний вантажопотік  $a_{I(n)} = 2,03 \text{ т/хв}$ ;

насипна щільність вугілля  $\gamma = 0,85 \text{ т/м}^3$ ;

коефіцієнт нерівномірності  $k_n = 1,7$ .

Задаємося глибиною згладжування  $\delta_c = 25\%$ .

Необхідне значення місткості бункерів, що згладжують (усереднюють)

$$E = \frac{\kappa_{\delta}}{\gamma} \sum_1^n a_{I(n)},$$

де  $\kappa_{\delta}$  – розрахунковий коефіцієнт (табл. 9.2), прийнятий залежно від прийнятої глибини згладжування  $\delta_c$  і хвилинного коефіцієнта нерівномірності  $k_n$ , що надходить у бункер вантажопотоку,  $\kappa_{\delta} = 1$ .

$$E = \frac{1}{0,85} \cdot 2,03 = 2,4 \text{ м}^3.$$

Продуктивність розвантаження бункера, що згладжує (усереднює)  $Q_{\delta}$  варто приймати залежно від прийнятої глибини згладжування.

Якщо  $\delta_c \leq 50\%$ , то  $Q_{\delta} = Q_n$ , тобто можна прийняти підбункерний конвеєр із прийнятною здатністю

$$Q_{\delta 1} = Q_n = a_{\max} - \frac{\delta_c (a_{\max} - a_{cp})}{100} = 3,44 - \frac{25(3,44 - 2,03)}{100} = 3,08 \text{ т/хв}.$$

Провівши аналогічний розрахунок для інших штретків 6-го блоку одержимо:

$Q_{62} = 7,6$  т/хв (для 6-ї північної бортової конвеєрної виробки);

$Q_{63} = 0,225$  т/хв (для 4 – го північного конвеєрного штрету);

$Q_{64} = 0,216$  т/хв (для 7 – го північного конвеєрного штрету).

Приймальна здатність підбункерного конвеєра

$$Q_n = \sum_{i=1}^4 P_i = 7,6 + 0,225 + 0,216 + 3,08 = 11,12 \text{ т/хв.}$$

Таким чином, установка бункера, що усереднює, дає можливість, зменшуючи приймальну здатність підбункерного конвеєра, досягти установки менш потужного конвеєра.

**Приклад 4.** Розглянемо варіант установки бункера, що усереднює, для бортової конвеєрної виробки 6-ї північної лави (див. рис.4.22) блоку №6 шахти «Красноармійська-Західна №1».

Вихідні дані:

тип бункера - що згладжує;

середній хвилинний вантажопотік  $a_{1(n)} = 3,2$  т/хв;

коефіцієнт нерівномірності  $\kappa_n = 2,7$ ;

глибина згладжування  $\delta_c = 75\%$ .

Необхідне значення місткості бункера, що згладжує (усереднює)

$$E = \frac{\kappa_\delta}{\gamma} \sum_1^n a_{1(n)},$$

де  $\kappa_\delta$  – розрахунковий коефіцієнт (табл. 9.2), прийнятий залежно від прийнятої глибини згладжування  $\delta_c$  і хвилинного коефіцієнта нерівномірності  $\kappa_n$ , вантажопотоку, що надходить у бункер,  $\kappa_\delta = 3$ .

$$E = \frac{3}{0,85} \cdot 3,2 = 11 \text{ м}^3.$$

Приймаємо бункер БС-35П, що має параметри:

місткість - 35т;

продуктивність вивантаження – 2,55 м<sup>3</sup>/хв;

потужність привода - 32 кВт.

## 9.2. ШТОВХАЧІ

Навантажувальні і розвантажувальні пункти, розташовані на стику двох транспортних ланок, повинні забезпечити потокову роботу усієї транспортної системи. Якщо стики ланок конвеєрного транспорту здійснюються відносно просто – досить обладнати перевантажувальний вузол, то перевантаження копалини, що транспортується з конвеєра в поїзди, а також із поїздів у приймальні пристрої пов'язана з виконанням різних технологічних операцій: на навантажувальному пункті – пересування поїзда по мірі його заповнення, перекриття міжвагонеточного простору, ущільнення вугілля у вагонетках; на розвантажувальному пункті – пересування поїзда або окремих вагонеток по мірі розвантаження, розвантаження поїздів і їх очищення.

Найбільш доцільним механізмом для пересування поїздів, що дозволяють здійснити комплексну механізацію і автоматизацію робіт на навантажувальних і розвантажувальних пунктах, варто вважати штовхач.

З існуючих типів штовхачів найбільш придатним для пересування нерозчіплювальних поїздів у процесі їх навантаження і розвантаження є електрогідравлічні штовхачі. Компактність, можливість безступінчастого регулювання швидкості штовхача, плавна характеристика і гарне запобігання від перевантажень, висока надійність у роботі, зручність монтажу і невеликі габарити вигідно відрізняють цей тип штовхачів. Завдяки зазначеним перевагам електрогідравлічні штовхачі типів ПТВ, ППГ і інші знаходять все більше поширення.

Електрогідравлічні штокові штовхачі, так само як і інші типи – ланцюгові, рейкові і ін., мають невелику величину ходу кулака і можуть працювати лише на прямолінійних ділянках. У тих випадках, коли поїзди або одиночні вагонетки повинні переміщатися на більші (50-100 м) відстані як за прямолінійною, так і за вигнутою трасою, застосовують канатні штовхачі типу ТКС.

Визначення потужності привода штовхачів.

Сила опору проштовхуванню поїздів через перекидач у період зрушення:

$$W_n = (G + G_0)gz_n \left( \omega_n \pm i + \frac{ka}{g} \right) + G_0gz_{nop} \left( \omega_{nop} \pm i + \frac{ka}{g} \right), \text{ Н}$$

де  $G, G_0$  – маса вантажу і вагонетки, кг;

$z_n, z_{nop}$  – число відповідно навантажених і порожніх вагонеток, що проштовхуються штовхачем;

$\omega_n, \omega_{nop}$  – коефіцієнт опору руху навантажених і порожніх вагонеток;

$i$  – ухил шляху (знак «+» – при русі на підйом, знак «-» – під час руху під ухил);

$a$  – прискорення поїзда під час зрушення з місця,  $a=0,2...0,25\text{м/с}^2$ ;

$k$  – коефіцієнт, що враховує інерцію обертових мас,  $k = 1,075$ .

Потужність електродвигуна за максимальним зусиллям

$$N = \frac{W_n v}{1000\eta}, \text{ кВт},$$

де  $v$  – швидкість руху кулака штовхача, м/с;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,83 - 0,9$ .

Тривалість ходу кулака штовхача

$$t = t_1 + t_2 + t_3, \text{ с},$$

де  $t_1, t_2, t_3$  – тривалість відповідно до періоду розгону, усталеного руху і гальмування, с.

Якщо враховувати зміну швидкості штовхача за лінійним законом, то

$$t_1 = \frac{v}{a}, \text{ с};$$

$$t_2 = \frac{1}{v} - \frac{t_1 + t_3}{2}, \text{ с};$$

$$t_3 = \frac{v}{a_3}, \text{ с},$$

де  $a_3$  – сповільнення кулака штовхача,  $a_3 = 0,3...0,4\text{м/с}^2$ .

$l$  – шлях переміщення поїзда за одне включення, дорівнює довжині вагонетки між зчіпками.

**Приклад.** Розглянемо установку гідравлічного штокового штовхача в пристовбурному дворі шахти «Родинська», де транспортування корисної копалини здійснюється магістральним відкочочним штреком за допомогою електровозного відкочування з використанням вагонеток ВДК-2,5.

Тип штовхача ТГШ:

- зусилля, що штовхає, 60 кН;
- швидкість проштовхування поїздів, 0,6 м/с;
- хід кулака, мм – 2200-4200;
- установлена потужність двигуна 45 кВт.

Тип вагонеток ВДК-2,5:

- маса 1360 кг;
- маса вантажу 2000 кг;

Ухил шляху - 0,003.

Сила опору проштовхуванню поїзда:

$$W_n = (G + G_0)gz_n \left( \omega_n \pm i + \frac{ka}{g} \right) + G_0gz_{nop} \left( \omega_{nop} \pm i + \frac{ka}{g} \right), \text{ Н,}$$

де  $G, G_0$  – маса вантажу і вагонетки,  $G = 2000$  кг;  $G_0 = 1360$  кг;

$z_n, z_{nop}$  – число навантажених і порожніх вагонеток,  $z_n = 32$ ,  
 $z_{nop} = 0$ ;

$\omega_n, \omega_{nop}$  – коефіцієнт опору руху навантажених і порожніх вагонеток при пуску,  $\omega_n = 0,0112$ ,  $\omega_{nop} = 0,014$ ;

$k$  – коефіцієнт, що враховує інерцію обертових мас;  
 $k = 1,075$ .

$$W_n = (1360 + 2000) \cdot 9,81 \cdot 32 \left( 0,0112 + 0,003 + \frac{0,2 \cdot 1,075}{9,81} \right) = 38095 \text{ Н.}$$

Потужність електродвигуна:

$$N = \frac{\kappa_3 W_n v}{1000 \eta} = \frac{1,2 \cdot 38095 \cdot 0,6}{1000 \cdot 0,9} = 30 \text{ кВт,}$$

де

$\kappa_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $\kappa_3 = 1,1 \dots 1,2$ ;

$v$  – швидкість руху кулака штовхача,  $v = 0,6$  м/с;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,9$ .

Установлена потужність  $N_{уст} = 45$  кВт.

Обраний тип штовхача відповідає умовам роботи.

### 9.3. МАНЕВРОВІ ЛЕБІДКИ

Маневрові однобарабанні лебідки призначені для відкочування навантажених і порожніх поїздів у навантажувальних і обмінних пунктах, в пристовбурних дворах і на інших горизонтальних ділянках у шахтах, небезпечних за газом і пилом.

Лебідки мають дистанційне і ручне керування. Лебідки типів ЛВД і ЛВП представлені 12 моделями двох основних типорозмірів. Технічні характеристики лебідок і їхні основні розміри наведені в додатку 7.

Якщо маневрова лебідка призначається для стаціонарного навантажувального пункту з розминовкою у місця навантаження, то вона розраховується на 1,5 навантажених і 1,5 порожніх поїзди, якщо для переносного навантажувального пункту або напівстаціонарного з малим терміном служби при наявності відстаючої розминовки - на один повний навантажений поїзд.

Тягове зусилля лебідки для різних варіантів її застосування.

На стаціонарному навантажувальному пункті.

$$W = (G + G_0) \cdot 1,5 \cdot g z_n (\omega_n \pm i) + G_0 \cdot 1,5 \cdot g z_{nop} (\omega_{nop} \pm i), \text{ Н},$$

де  $G, G_0$  – відповідно вантажопідйомність і маса тари вагонетки, кг;

$z_n, z_{nop}$  – кількість відповідно до навантажених і порожніх вагонеток у поїзді;

$\omega_n, \omega_{nop}$  – питомий опір руху відповідно до навантаженого і порожнього поїздів, Н/кН;

$i$  – питомий опір від ухилу шляху, Н/кН.

На переносному або напівстаціонарному навантажувальному пункті

$$W = (G + G_0) g z_n (\omega_n \pm i), \text{ Н}.$$

Опір руху канатів не враховується через їхню малість.  
На горизонтальній виробці.

$$W = (G + G_0) \cdot 1,5 \cdot g z_n (\omega_n \pm i) + q_k L_k f_k, \text{ Н},$$

де  $q_k$  – вага 1м каната, Н/м;

$L_k$  – довжина каната, м (довжина відкочування);

$f_k$  – коефіцієнт опору руху каната,  $\omega_k = 0,45 \dots 0,55$  – при терті каната об ґрунт.

На похилому заїзді

$$W_n = (G + G_0) \cdot 1,5 \cdot g z_n (\omega_n \cos \beta + \omega_{kp} \pm \sin \beta), \text{ Н},$$

$$W_{nop} = G_0 g z_{nop} (\omega_{nop} \cos \beta + \omega_{kp} \pm \sin \beta), \text{ Н},$$

де  $\beta$  – кут нахилу заїзду;

$\omega_{kp}$  – додатковий опір руху поїзда в кривих.

Під час використання лебідок для відкочування поїздів похилими виробками їхній розрахунок ведеться так само, як і для канатного відкочування.

Потужність двигуна лебідки:

$$N = \frac{W v_{cp}}{1000 \eta}, \text{ кВт},$$

де  $v_{cp}$  – швидкість каната на середньому шарі навивки, м/с;

$\eta$  – ККД привода лебідки, для розрахунку можна приймати  $\eta = 0,85 \dots 0,9$

Установлена потужність двигуна

$$N_{yem} = 1,1 N, \text{ кВт}.$$

За знайденим значенням  $W$  і  $N$  з урахуванням необхідної канатосмості і призначення вибирається лебідка.

**Приклад.** Вибрати однобарабанну маневрову лебідку для відкочування навантажених і порожніх поїздів на стаціонарному навантажувальному пункті з розминовкою під навантажувальним пунктом. Відкочування виконується вагонетками із глухим кузовом типу ВГ – 2,5 з універсальною обертовою зчіпкою. Число вагонеток у поїзді  $z = 20$ .

Необхідне тягове зусилля лебідки

$$W = (G + G_0) \cdot 1,5 \cdot g z_n (\omega_n + i) + G_0 \cdot 1,5 \cdot g z (\omega_{nop} + i), \text{ Н},$$

$$W = 20 \cdot 9,81 \cdot 1,5((2,0 + 1,13) \cdot (8 + 5) + 1,13(10 + 5)) = 16963 \text{ Н},$$

де  $i$  – питомий опір від ухилу шляху,  $i = 5 \text{ Н/кН}$ ;

$\omega_n, \omega_{nop}$  – питомий опір руху навантаженого і порожнього поїздів,  $\omega_n = 8 \text{ Н/кН}$ ,  $\omega_{nop} = 10 \text{ Н/кН}$ .

Необхідна канатоємність барабана лебідки при цьому складає

$$L = 3z l_{ваг} = 3 \cdot 20 \cdot 2,8 = 168 \text{ м}.$$

Розрахунковим параметрам найбільше задовольняє маневрова лебідка типу ЛВД-24.

Необхідна потужність двигуна лебідки складає

$$N = \frac{W v_{cp}}{1000 \eta} = \frac{16963 \cdot 1,0}{1000 \cdot 0,9} = 19 \text{ кВт},$$

де  $v_{cp}$  – швидкість каната на середньому шарі навивки,  $v_{cp} = 1,0 \text{ м/с}$ ;

$\eta$  – ККД привода лебідки,  $\eta = 0,9$ .

Установлена потужність

$$N_{уст} = 1,1N = 1,1 \cdot 19 = 21 \text{ кВт}, \text{ що відповідає паспортній.}$$

## 9.4. ПЕРЕКИДАЧІ

Кругові перекидачі типу ОК, технічна характеристика яких наведена в додатку 7, призначені для розвантаження одиночних вагонеток і нерозчіплених поїздів вагонеток із глухим кузовом.

Передача обертання барабану від електропривода у перекидачів типу ОК, що випускаються відповідно до ДСТ 15980-70, здійснюється за допомогою втулично-роликового ланцюга, один кінець якого закріплений на барабані за допомогою натяжного гвинта. Під час розвантаження вагонеток барабан повертається в кожний бік на  $195^\circ$ , що дозволяє підвести енергію до встановленого в перекидачі вібратора для очищення вагонеток. Для гасіння ударів під час зупинки барабана передбачені пружинні гідравлічні демпфери. Стопоріння вагонетки в барабані здійснюється за

передні напівскати стопором і за задню пару коліс засувкою, зблокованою зі стопором. При перекиданні вагонетка втримується кутками, привареними до верхньої частини барабана.

У перекидачах застосовується електровіброочищення вагонеток вібраторами ВНДВ4 і пневмовіброочищення.

### **9.5. АГРЕГАТИ ДЛЯ ОБМІНУ ВАГОНЕТОК У КЛІТЯХ**

Агрегати для обміну вагонеток у клітках являють собою комплекс технологічно і конструктивно вв'язаних вузлів, що виконують операції обміну вагонеток у клітках, і можуть бути встановлені на верхніх приймальних майданчиках, проміжних горизонтах і пристовбурних дворах клітьових стовбурів.

Агрегати передбачають можливість роботи в умовах примусового і самокатного відкочування і призначені для роботи з вагонетками типу ВГ і ВД.

Агрегати бувають двох типів: агрегати з ланцюговими штовхачами з електроприводом типу АЦ і агрегати із пневмоприводом типу АП.

Унаслідок наявності електродвигунів і електродатчиків у конструкції агрегатів АЦ установка їх в пристовбурних дворах зі значної водорясністю важка.

Агрегати АП призначені для механізації обміну вагонеток у клітках і на приймальних майданчиках горизонтів шахт, що мають підвищену вологість, і джерело пневмоенергії.

Агрегати обладнані випереджальною штангою і спеціальним приводом клітьових стопорів. Ці механізми забезпечують обмін вагонеток, обладнаних автозчепленням, безконтактним способом; механізацію виштовхування вагонеток із кліті без заштовхування в кліть чергової вагонетки.

У конструкції агрегатів уведений додатковий (підтягуючий) кулак для примусового переміщення вагонеток від хвостової частини агрегату до передклітьових стопорів.

## ГЛАВА 10

### СИСТЕМИ ТРАНСПОРТУ НА НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ, ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТАХ ТА В ПРИСТОВБУРНИХ ДВОРАХ

#### 10.1. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТІВ

Навантажувальним пунктом називають сукупність гірничих виробок, транспортного обладнання і пристроїв, призначених для навантаження поїздів або окремих вагонеток. Розташовані, як правило, на стику конвеєрного або гравітаційного транспорту з локомотивним відкочуванням навантажувальні пункти зв'язують у єдиний транспортний комплекс з безперервним і циклічним видами транспорту.

Навантажувальні пункти шахт за тривалістю роботи на одному місці підрозділяються на:

- пересувні з терміном служби 1-5 доби, що влаштовуються безпосередньо на добувній ділянці;
- напівстаціонарні з терміном служби до 1,5 років, що влаштовуються на стику виймального штреку з панельним, поверхового бремсберга з поверховим штреком та ін.;
- стаціонарні з терміном служби понад 1,5 років, установлені на головних відкаточних виробках.

Залежно від можливості тимчасового нагромадження корисної копалини навантажувальні пункти підрозділяються на:

- потокові (конвеєрні) з навантаженням корисної копалини в поїзди безпосередньо з конвеєра;
- ємнісні (бункерні) з навантаженням із природної ємності гірничого бункера (гезенк, вуглепускова піч) або механізованого бункера.

За схемами шляхового розвитку навантажувальні пункти різняться:

- з відстаючою розминовкою (пересувні і напівстаціонарні навантажувальні пункти в одношляхових виробках);

- з розминовкою у місця навантаження (пересувні і напів-стаціонарні навантажувальні пункти у двошляхових виробках і стаціонарні навантажувальні пункти в будь-яких виробках).

Чітка робота вузлів сполучень при відкочуванні вантажів локомотивним транспортом залежить від прийнятих схем шляхового розвитку навантажувальних пунктів, способу обміну поїздів і засобів механізації маневрових робіт.

Шляховий розвиток біля навантажувальних пунктів повинний забезпечувати:

- прибуття і відправлення навантажених і порожніх поїздів з електровозом у голові поїзда. При виконанні маневрів для обміну навантажених поїздів на порожні локомотиви можуть перебувати як у голові, так і у хвості поїзда (у технологічних схемах потокового відкочування виконання маневрових операцій для обміну поїздів не допускається);
- мінімальні витрати часу на навантаження і обмін поїздів;
- достатні розміри порожнякових і вантажних віток, що дозволяють розміщати необхідне число порожніх і навантажених відкаточних посудин. На вугільних шахтах розміри порожнякової і вантажної віток навантажувального пункту, обладнаного гірничим або механізованим бункером місткістю, рівною і більшою нормативною (див. табл. 10.1), повинні забезпечувати розміщення не менш чим за однією довжиною порожнього і навантаженого поїздів. Якщо місткість бункера менше нормативної, розміри кожної вітки навантажувального пункту повинні бути збільшені з урахуванням розміщення додаткового запасу порожніх посудин. Місткість додаткового запасу порожніх посудин повинна бути не менш різниці між нормативною і фактичною місткістю бункера;
- раціональне розташування двошляхових і одношляхових ділянок рейкових шляхів, стрілочних переїздів і

з'їздів, що дозволяє здійснювати найбільш прості схеми обміну поїздів і маневрування локомотивів. Для спрощення і скорочення часу маневрових операцій локомотива з обміну поїздом на порожняковій стороні розминки влаштовують проміжний з'їзд на відстані 0,5-1 довжини поїзда від місця навантаження;

- експлуатаційно найбільш зручне вв'язування маневрових операцій локомотивів для обміну поїздів у пункті навантаження вугілля з конвеєра і на приймально-відправному майданчику допоміжної похилої виробки;
- можливість розміщення засобів механізації і автоматизації операцій для навантаження і переміщення порожніх і навантажених поїздів у межах приймально-відправного майданчика (навантажувального пункту).

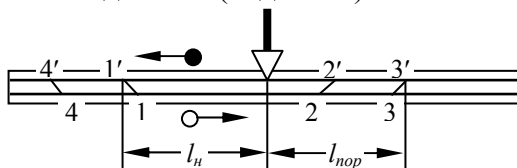
Для забезпечення незалежної роботи підготовчого вибою довжина рейкових шляхів у випереджальній частині штреху встановлюється з умови розміщення прохідницького обладнання, запасу порожніх вагонеток (для навантаження гірничої маси від посування підготовчого вибою за один цикл), виконання маневрів для завантаження і обміну поїздів. Згідно з рекомендаціями ДонВУГІ довжина випереджальної частини штреху приймається залежно від перетину прохідного штреху, посування підготовчого вибою за цикл, місткості кузова вагонетки, що завантажуються, типу і маси електровоза.

Таблиця 10.1.

| Середні вантажопотоки в зміну, т | При вантажопідйомності поїзда, що обертається, т |     |     |         |     |
|----------------------------------|--------------------------------------------------|-----|-----|---------|-----|
|                                  | 50                                               | 75  | 100 | 125–150 | 250 |
| 200                              | 85                                               | 85  | –   | –       | –   |
| 400                              | 110                                              | 115 | 120 | 120     | –   |
| 600                              | 115                                              | 125 | 130 | 140     | 160 |
| 800                              | –                                                | 135 | 140 | 160     | 190 |
| 1000                             | –                                                | 140 | 150 | 170     | 210 |
| 1200                             | –                                                | –   | 160 | 180     | 220 |
| 1500                             | –                                                | –   | 175 | 200     | 240 |
| 2000                             | –                                                | –   | 200 | 230     | 280 |

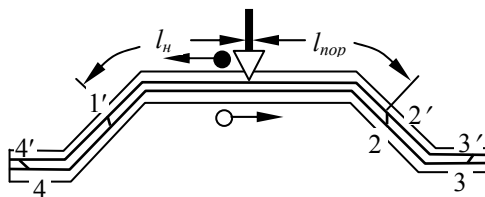
## Характерні схеми навантажувальних пунктів вугільних шахт

Човниковий (стаціонарний або напівстаціонарний) навантажувальний пункт на двошляховій виробці біля бремсберга або ухилу, з бункерним навантаженням (рис. 10.1) застосовується при розробці бремсбергових або уклонних полів на пластах з кутом падіння від  $6$  до  $25^\circ$  у нестійких або середньої стійкості навколишніх породах, а також при розробці пластів з кутом падіння до  $12^\circ$  лавами за підйомом (падінням).



**Рисунок 10.1.** Човниковий стаціонарний або напівстаціонарний навантажувальний пункт на двошляховій виробці біля бремсберга або ухилу

Човниковий, стаціонарний, на двошляховій польовій виробці біля бремсберга або ухилу з бункерним навантаженням (рис. 10.2) застосовується при розробці бремсбергових і уклонних полів на пластах з кутом падіння від  $6$  до  $35^\circ$  у стійких і середньої стійкості породах.

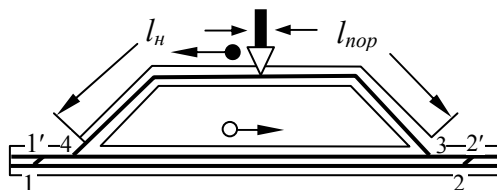


**Рисунок 10.2.** Човниковий, стаціонарний, на двошляховій польовій виробці навантажувальний пункт біля бремсберга або ухилу

Локомотив із черговим незавантаженим поїздом через з'їзд  $2-2'$  або  $3-3'$  прибуває на порожнякову вітку навантажувального пункту і, заштовхнувши в зону дії штовхача поїзд, відчіплюється від нього. Потім локомотив через з'їзди  $2-2'$  ( $3-3'$ ) і  $1-1'$  про-

їжджає на вантажну гілку до завантаженого поїзда, причіплює його і відвозить до пристовбурного двору.

Човниковий, стаціонарний навантажувальний пункт на відособленій одношляховій виробці, пов'язаний із двошляховим відкаточним штреком біля бремсберга або ухилу з бункерним навантаженням (рис. 10.3) застосовується при розробці бремсбергових і похилих полів на пластах з кутом падіння від 6 до 25°, у стійких і середньої стійкості навколишніх породах.



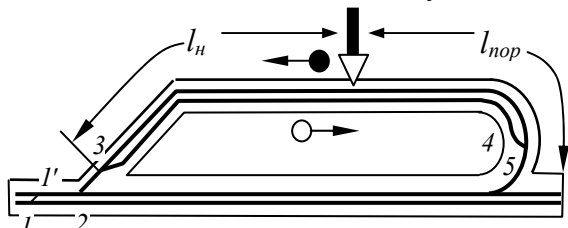
**Рисунок 10.3. Човниковий стаціонарний навантажувальний пункт на відособленій одношляховій виробці, пов'язаний із двошляховим відкаточним штреком біля бремсберга або ухилу**

Локомотив із черговим незавантаженим поїздом, рухаючись порожняковим шляхом головного відкаточного штреку, переїжджає через з'їзд 2-2' на вантажну гілку головного відкаточного штреку і через стрілку 3 заштовхує поїзд на обхідну одноколіїну виробку (порожнякова гілка) у зону дії штовхача. Потім локомотив відчіплюється від нього, через стрілки 3 і 4 проїжджає на вантажну гілку обхідної виробки до завантаженого поїзда, причіплює його і відвозить до пристовбурного двору.

Петльовий стаціонарний навантажувальний пункт на відособленій двошляховій виробці, пов'язаний із двошляховим відкаточним штреком, біля бремсберга або ухилу з бункерним навантаженням (рис. 10.4) застосовується при розробці бремсбергових і похилих полів на пластах з кутом падіння від 6 до 25° у стійких і середньої стійкості навколишніх породах.

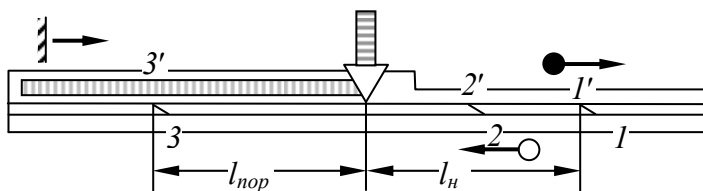
Локомотив із черговим незавантаженим поїздом через з'їзд 1-1', стрілки 2 і 3 проїжджає обгінною колією обхідну двошляхову виробку за стрілку 4, через яку потім заштовхує поїзд на порожнякову гілку під навантаження. Установивши в зоні дії штовхача поїзд, локомотив відчіплюється від нього, проїжджає

через стрілки 4 і 5 головним відкаточним штреком і заїжджає через стрілки 2 і 3 на вантажну вітку обхідної двошляхової виробки, причеплює завантажений поїзд і відвозить його до пристовбурного двору. Схема може використовуватися в технологічних схемах з потоковим локомотивним відкочуванням.



**Рисунок 10.4.** Петльовий стаціонарний навантажувальний пункт на вдосконаленій двошляховій виробці, пов'язаний із двошляховим відкаточним штреком біля бремсберга або ухилу

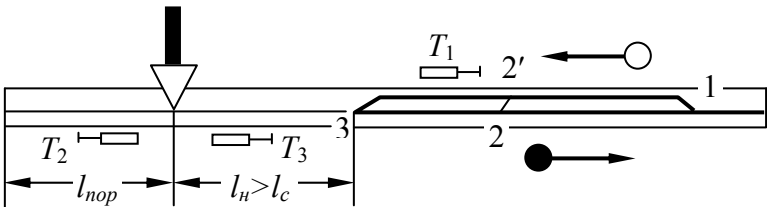
Тупиковий напівстаціонарний навантажувальний пункт на двошляховій дільничній виробці з віднесеним навантажувальним пунктом і безбункерним навантаженням (рис. 10.5) застосовується при відпрацьовуванні лави зворотним ходом на пластах з кутом падіння від 6 до 25°.



**Рисунок 10.5.** Тупиковий напівстаціонарний навантажувальний пункт на двошляховій дільничній виробці з віднесеним навантажувальним пунктом

Локомотив із черговим незавантаженим поїздом через з'їзд 3-3' прибуває на порожнякову вітку навантажувального пункту, заштовхує поїзд у зону дії штовхача і відчіплюється від нього. Потім локомотив через з'їзди 3-3' і 1-1' проїжджає на вантажну вітку до завантаженого поїзда, причіплює його і їде до пристовбурного двору або похилої виробки.

Тупиковий напівстаціонарний навантажувальний пункт на одношляховій дільничній виробці з відстаючою акумулюючою і



**Рисунок 10.6. Тупиковий напівстаціонарний навантажувальний пункт на одношляховій дільничній виробці з відстаючою акумулюючою і обмінною розминовками**

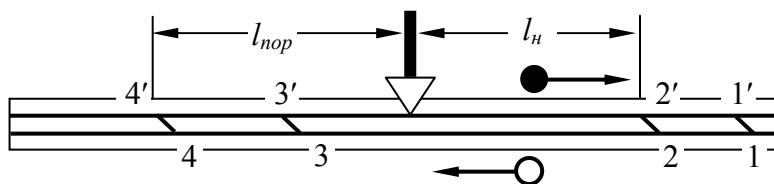
Локомотив із черговим незавантаженим поїздом прибуває через стрілку 1 на порожняковий шлях обмінної розминовки. Відчепившись від поїзда, локомотив через з'їзд 2-2' і стрілку 3 проїжджає до завантаженого поїзда, причіплює його і виїжджає на вантажну ділянку шляху обмінної розминовки, розташовану між заїздом 2-2' і стрілкою 1. Потім локомотив відчіплюється від навантаженого поїзда, через стрілку 1 під'їжджає до порожнього поїзда і проштовхує його через з'їзд 2-2' і стрілку 3 у зону дії штовхача  $T_3$ , що заштовхує поїзд у випереджальну частину штреку і установлює його під навантаженням. Закінчивши маневрові роботи із поїздами, локомотив резервом через з'їзд 2-2' і стрілку 1 проїжджає в голову навантаженого поїзда і, причепивши його, відправляється до пристовбурного двору або похилої виробки.

Просування поїзда при завантаженні здійснюється штовхачем  $T_2$  (при втоплених кулаках штовхача  $T_3$ ).

Акумулявання ємності на колесах провадиться на ділянці порожнякової вітки розминовки між з'їздом 2–2' і стрілкою 3. Подача цієї ємності під завантаження виконується штовхачами  $T_1$  і  $T_3$ .

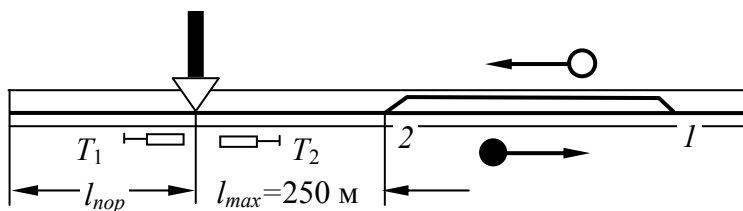
Тупиковий пересувний навантажувальний пункт на двох-  
шляховій дільничній виробці з відстаючою акумулюючою і об-

мінною розминовками з безбункерним навантаженням (рис.10.7) застосовується при відпрацьовуванні лави прямим ходом на пологих і похилих пластах.



**Рисунок 10.7. Тупиковий пересувний навантажувальний пункт на двошляховій дільничній виробці з відстаючою акумулюючою і обмінною розминовками**

Тупиковий напівстаціонарний або пересувний навантажувальний пункт на одношляховій виробці з відстаючою розминкою (рис. 10.8) застосовується при розробці лави прямим або зворотним ходом на крутих і похилих пластах.



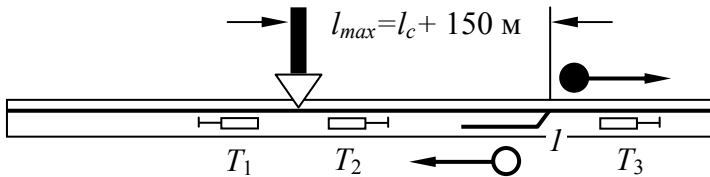
**Рисунок 10.8. Тупиковий напівстаціонарний або пересувний навантажувальний пункт на одношляховій виробці з відстаючої розминкою**

Маневрові операції, виконувані в схемах 10.7 і 10.8, аналогічні маневровим операціям попередньої схеми.

Тупиковий або напівстаціонарний пересувний навантажувальний пункт на одношляховій виробці з відстаючим заїздом для локомотива (рис. 10.9) застосовується при доробці похилого або крутого пласту зворотним ходом, коли довжини виробки для

розминувки недостатньо, а добові навантаження на лаву незначні.

Локомотив з незавантаженим поїздом зупиняється біля стрілки  $I$  і, відчепившись від поїзда, заходить на спеціальний заїзд і пропускає поїзд, що пересувається штовхачем  $T_3$ . Після проходження поїздом стрілки  $I$  пересування його під навантаження і у процесі навантаження здійснюється відповідно штовхачами  $T_2$  і  $T_1$  аналогічно маневровим операціям у рис. 10.8.



**Рисунок 10.9.** Тупиковий або напівстаціонарний пересувний навантажувальний пункт на одношляховій виробці

Устаткування навантажувальних пунктів вибирається залежно від вантажопотоку, способу завантаження поїзда і типу вагонетки.

Для механізації робіт, пов'язаних із завантаженням поїздів, за схемами 10.1 - 10.4 варто приймати автоматизовані комплекси обладнання навантажувальних пунктів. У схемах 10.5 - 10.9 механізація робіт для завантаження поїздів здійснюється механізмами, що стоять окремо (штовхачами, перекривачами міжвагонеточного простору та ін.), об'єднаними загальною системою дистанційного керування.

При виборі штовхачів для пересування поїздів при їхньому навантаженні необхідно враховувати, що швидкість руху поїзда повинна забезпечувати приймання заданого вантажопотоку.

Завантаження поїздів за цими схемами здійснюється із ємності або конвеєра із застосуванням перекривачів міжвагонеточного простору, при яких потрібна зупинка поїзда для утворення первинного конуса в кожній вагонетці.

## 10.2. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ ПУНКТІВ

Перевантажувальним пунктом вважають сукупність гірничих виробок і засобів механізації вузла сполучення, що забезпечують перевантаження матеріалу, що транспортується, з одного конвеєра на інший у технологічно взаємозалежній конвеєрній лінії.

Конструктивні схеми перевантажувальних пунктів в основному, визначаються:

- схемами розкриття, способом підготовки шахтних полів і системами розробки;
- способом тимчасового нагромадження матеріалу, що транспортується;
- технологічною схемою конвеєрної лінії;
- видом примикання конвеєрів до збірного конвеєра;
- відносним розташуванням гірничих виробок;
- застосовуваним транспортним устаткуванням.

Конструктивна схема перевантажувальних пунктів повинна забезпечувати:

- потоковість і надійність роботи розгалужених і нерозгалужених конвеєрних ліній;
- можливість регулювання вантажопотоку;
- транзитний рух засобів допоміжного транспорту.

Характерні схеми перевантажувальних пунктів наведені в таблиці 10.2, де номерами позначені:

1. Приймально-відправний майданчик конвеєрного і вентиляційного ходків. Спосіб підготовки шахтного поля – довгими стовпами за підйомом (падінням). Кут залягання пласта – до  $12^\circ$ .
2. Нижній приймально-відправний майданчик бремсберга. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $35^\circ$ .
3. Нижній приймально-відправний майданчик бремсберга. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $25^\circ$ .
4. Верхній приймально-відправний майданчик ухилу. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $25^\circ$ .

5. Верхній приймально-відправний майданчик ухилу. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $25^\circ$ .
6. Верхній приймально-відправний майданчик ухилу. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $25^\circ$ .
7. Приймально-відправний майданчик ярусного конвеєрного штреку. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $35^\circ$ .
8. Приймально-відправний майданчик ярусного вентиляційного штреку. Спосіб підготовки шахтного поля – панельний. Кут залягання пласта – до  $18^\circ$ .

У випадку відсутності типових розробок індивідуальних проектів перевантажувальних пунктів варто робити з урахуванням аналогічних рішень, прийнятих у типовому проекті.

Перевантажувальні пункти вузла сполучення конвеєрного транспорту з конвеєрним представлені на рис. 10.10, а їхня область застосування – у таблиці 10.3.

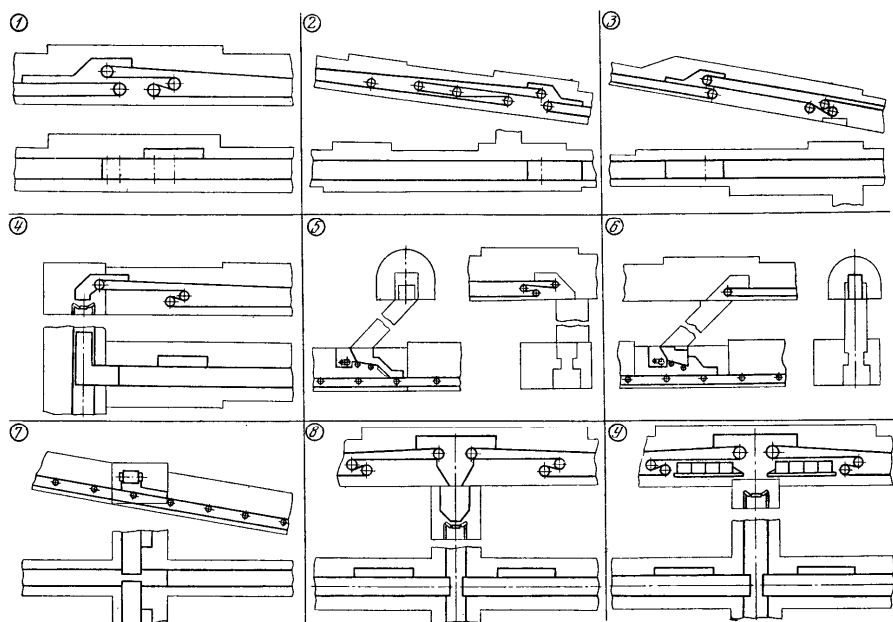
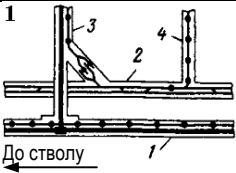
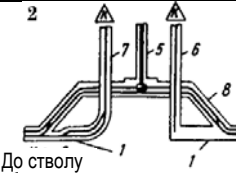
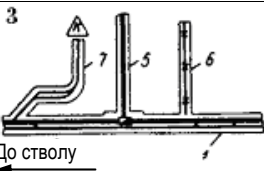
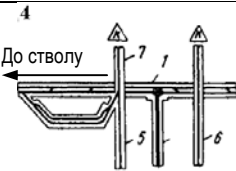
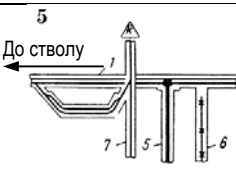
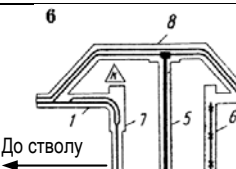
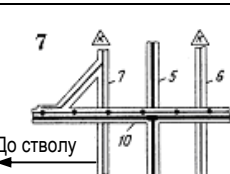
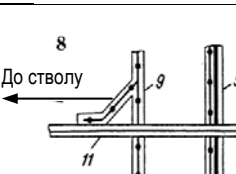


Рисунок 10.10. Схеми перевантажувальних пунктів

Таблиця 10.2.

|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                        |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |
|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |
|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |
|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |
| <p><b>Позначення:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li> Монорейкова дорога з канатною тягою</li> <li> Монорейкова дорога з підвісним дизелевозом</li> <li> Моноканатна крісельна дорога</li> <li> Стрічковий конвеєр</li> </ul> | <ul style="list-style-type: none"> <li> Двоколійний рейковий шлях зі з'їздом</li> <li> Гірничий бункер (гезенк)</li> <li> Автоматизований навантажувальний конвеєр</li> <li> Піднімальна машина</li> </ul> |

Таблиця 10.3.

| Типи<br>перевантажувальних<br>пунктів                                                                                               | Галузь<br>застосування                                                                                                                                                                                                                                 | Схема<br>(див.<br>рис.<br>10.10) |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------|
| 1                                                                                                                                   | 2                                                                                                                                                                                                                                                      | 3                                |
| На одній прямолінійній горизонтальній виробці                                                                                       | Основні конвеєрні виробки, ярусні і проміжні штреки при стовповій і суцільній системах розробки пологістих і похилих пластів, а також на конвеєризованих виробках при виїмці горизонтальних і пологістих пластів (до 6°) лавами за падінням і підйомом | 1                                |
| На одній прямолінійній похилій виробці                                                                                              | На панельних бремсбергах при стовповій і суцільній системах розробки пологістих пластів з кутами падіння від 3 до 16°, а також на конвеєрних виробках при виїманні пологістих пластів лавами за падінням - підйомом                                    | 2                                |
|                                                                                                                                     | На панельних ухилах і конвеєризованих виробках при аналогічних попередніх системах розробки пологістих пластів з кутом падіння від 6 до 18°                                                                                                            | 3                                |
| На перетинанні горизонтальних виробок на одному рівні при однобічному надходженні матеріалу на конвеєр і безбункерне перевантаження | На перетинанні основних і дільничних (виїмкових) конвеєризованих виробок при розробці горизонтальних і пологістих пластів                                                                                                                              | 4                                |
| На пересічних горизонтальних виробках, розташованих у різних рівнях, з бункерним перевантаженням                                    | Перевантаження через бункер з ярусних проміжних штреків і конвеєризованих виробок на основну польову конвеєризовану виробку                                                                                                                            | 5, 6                             |

Продовження табл.10.3

| 1                                                                                                                                                        | 2                                                                                                                                                   | 3    |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------|
| На перетинанні горизонтальної і похилої виробки на одному рівні при одно- або двостороннім надходженні матеріалу на конвеєр і безбункерне перевантаження | На перетинанні ярусних і проміжних штреків з панельними і дільничними бремсбергами або ухилами при пологістих пластах з кутом падіння від 15 до 18° | 7    |
| На перетинанні горизонтальної і похилої виробки на різних рівнях з бункерним перевантаженням                                                             | Перевантаження через бункер з ярусних проміжних штреків на збірну конвеєризовану виробку                                                            | 8, 9 |

### 10.3. ВУЗЛИ СПОЛУЧЕННЯ МАГІСТРАЛЬНОГО ТРАНСПОРТУ З ВАНТАЖНИМ ПІДЙОМОМ

Вузол сполучення магістрального транспорту з вантажним підйомом є основним вузлом сполучення транспортної системи шахти, що забезпечує органічний зв'язок, а також потоковість роботи внутрішахтного транспорту і підйому.

Схеми транспорту пристовбурних дворів повинні забезпечувати:

- потоковість руху поїздів різного призначення;
- акумулювання вантажопотоку;
- мінімальну тривалість і зручність виконання маневрових операцій;
- розміщення і надійність роботи прогресивних засобів механізації і автоматизації;
- приймання, як правило, спеціалізованих поїздів. У процесі розвантаження швидкість руху поїздів з донним розвантаженням через вугільну яму варто приймати до 1,2 м/с, при надходженні поїздів з підготовчих вибоїв змішаними поїздами - 0,5 м/с;

– розрахункову величину ємності віток пристовбурного двору виходячи з добової виробничої потужності шахти і коефіцієнта резерву пропускної здатності. При застосуванні поїздів з донним розвантаженням ВД розрахункова величина ємності шляхів для шахт із виробничою потужністю до 10 000 т/сут, за даними «Южгіпрошахт», становить 1-1,5 поїзда. При одночасній ємності вугільного приймального бункера 300-400 т і породного 150-200 т резервної ємності на вантажній і порожняковій скіповій вітках не потрібно. У цих випадках довжина шляхів до розвантажувальних ям і за ними визначається конструктивно;

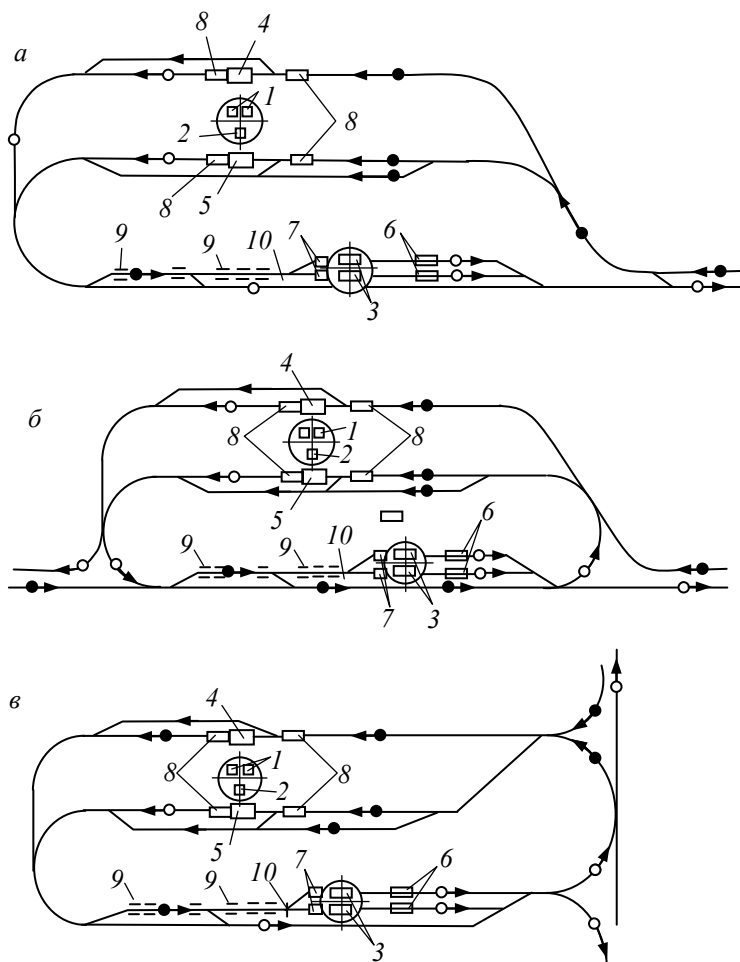
– примусове переміщення спеціальних платформ і матеріальних вагонеток у процесі їхнього відкочування і обміну в клітьовому пристовбурному дворі.

Місткість бункерів повинна визначатися розрахунком виходячи з режиму роботи транспорту і підйому і уточнюватися за конструктивними міркуваннями. З огляду на необхідність збереження сортності вугілля, ємність бункера повинна прийматися з урахуванням розміщення пристроїв, що зменшують його здрибнювання. Відповідно до норм технологічного проектування ємність бункера для породи необхідно приймати не менш ємності одного локомотивного поїзда, для вугілля (гірничої маси) – не менш двох поїздів. Рекомендовані «Южгіпрошахт» значення ємностей бункерів для певних характерних умов наведені в табл. 10.4.

Таблиця 10.4.

| Показники                                                       | Виробнича потужність шахти,<br>тис. т/рік |      |      |      |
|-----------------------------------------------------------------|-------------------------------------------|------|------|------|
|                                                                 | 3000                                      | 3600 | 4200 | 6000 |
| Термін служби горизонту, років                                  | 15                                        | 15   | 20   | 20   |
| Акумуляюча ємність, т                                           |                                           |      |      |      |
| для вугілля                                                     | 1350                                      | 1500 | 1650 | 2250 |
| для породи                                                      | 320                                       | 360  | 400  | 550  |
| Ємність за числом вагонеток вантажної вітки клітьового стовбура | 20                                        | 28   | 33   | 40   |
| Число добувних ділянок                                          | 4                                         | 4    | 5    | 6    |

Характерні схеми транспорту пристовбурних дворів з поточним рухом поїздів, розроблені «Южгіпрошахт», наведені на рис. 10.11, 10.12 і 10.13.



**Рисунок 10.11. Схеми транспорту пристовбурних дворів при використанні вагонеток із глухим кузовом**

На рисунках позначені: 1 – скіп для вугілля; 2 – скіп для породи; 3 – кліть; 4 – перекидач для вугілля; 5 – перекидач для породи; 6 – штовхач; 7 – агрегати для обміну вагонетки в клітках; 8 – ланцюговий штовхач; 9 – канатний штовхач; 10 – дозуючий

стопор; 11 – породна розвантажувальна яма; 12 – вугільна розвантажувальна яма; 13 – штокові штовхачі; 14 – скіп для гірничої маси; 15 – стрічковий конвеєр; 16 – бункер-накопичувач.

Схеми, показані на рис. 10.11, *а-в*, передбачають прийом тільки спеціалізованих поїздів з вагонеток із глухим кузовом. Тому поруч із пристовбурним двором або на ділянках потрібний пристрій сортувальних станцій.

Електровоз, що прибув в пристовбурний двір з навантаженим вугільним або породним поїздом, входить на відповідні вантажні шляхи скіпової вітки і установлює поїзд на штовхач, розташований перед з'їздом. Відчепившись від поїзда, він проходить з'їзд і обгінною колією переходить на порожнякову сторону пристовбурного двору, забирає порожній поїзд і їде до навантажувального пункту.

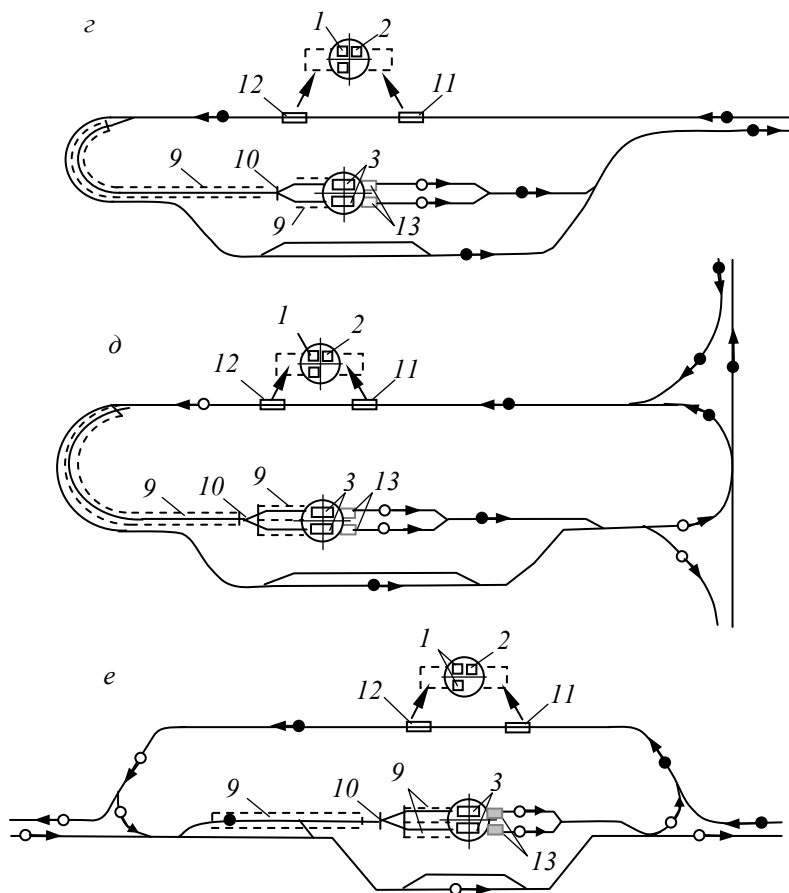
Залишений електровозом навантажений вугільний або породний поїзд після переходу електровоза на обгінну колію автоматично подається штовхачем до перекидача. Одержавши імпульс від датчика, штовхач починає працювати разом з перекидачем у переривчастому режимі доти, поки вагонетка не стане на штовхач порожнякової вітки, після чого перший штовхач автоматично відключається, а другий, заблокований з перекидачем, проштовхує увесь поїзд, забезпечуючи при цьому розтягання зчіпок завдяки наявності стопора перед перекидачем. Така взаємодія механізмів дозволяє здійснювати автоматичне розвантаження усього поїзда.

Схеми рис. 10.12 з потоковим рухом поїздів, що складаються з вагонеток з донним двостороннім розвантаженням, є найбільш прогресивними і застосовуються при будівництві і реконструкції шахт.

Пристовбурний двір містить у собі дві-три основні паралельні вітки, замкнені у вигляді петлі або кільця. На окремих ділянках виробки є один, два або три шляхи.

Скіпова вітка пристовбурних дворів обладнана ямами для породи і для вугілля, розташованими послідовно на одному шляху. Для шахт із виробничою потужністю 2,4...3 млн. т вугіл-

ля в рік улаштовують ще одну скіпову вітку із розвантажувальною ямою для вугілля.



**Рисунок 10.12. Схеми транспорту пристовбурних дворів при використанні вагонеток з донним розвантаженням**

Клітьова вітка на вхідній стороні має два шляхи, а біля стовбура і на вихідній стороні – три, один із яких є обгінним. Іноді обгінну колію розташовують відокремлено в обхідній виробці.

Змішані або спеціалізовані поїзди з локомотивом, що прибули в пристовбурний двір, входять на вантажну сторону скіпо-

вої вітки і, проходячи над породною і вугільною ямами зі швидкістю до 1,2 м/с, розвантажуються. Далі локомотив витягає поїзд на обгінну колію клітьової вітки, якою виходить на головну виробку горизонту, і йде за зазначеним маршрутом. При змішаному поїзді, коли в прибулому навантаженому поїзді перебувають платформа або вагонетки з матеріалами, що підлягають видачі на поверхню шахти, локомотив після розвантаження вугілля і породи над ямами робить маневри залежно від місця розташування в складі платформ або вагонеток з матеріалами.

Залишивши вагонетки допоміжного призначення, локомотив обгінною колією, слідуючи повз стовбура, переходить на протилежний бік клітьового стовбура. Тут він забирає підготовлений поїзд з матеріалами і їде до місця призначення. У схемах для шахт із конвеєрним транспортом комплекс виробок переважувальної станції для завантаження гірничої маси з конвеєра в скіп розташовується вище рівня робочого горизонту пристовбурного двору.

У таких шахтах основним призначенням пристовбурного двору робочого горизонту є виконання допоміжних операцій.

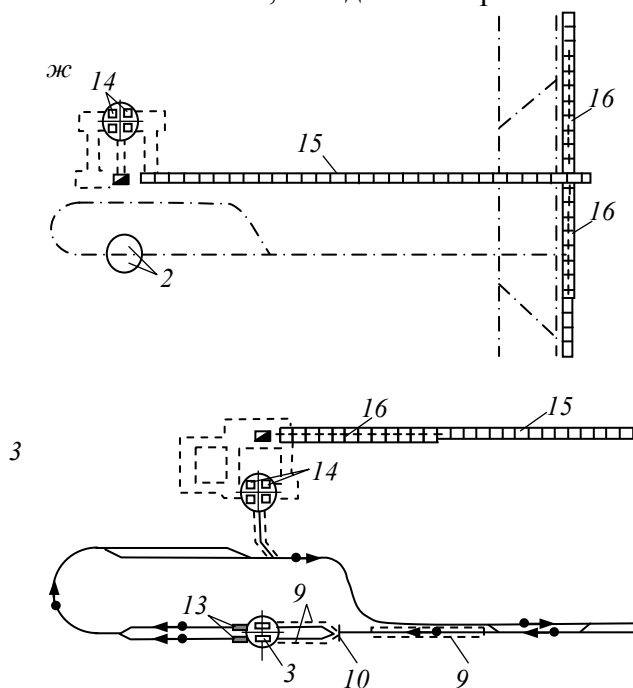
На схемі рис. 10.13ж представлені пристовбурні двори при транспортуванні допоміжних матеріалів і обладнання одиночними самохідними вагонетками з дизельним приводом типу ГЛВ. Схема руху цих вагонеток в пристовбурних дворах – поточкова.

У випадку застосування для допоміжного транспорту монорейкових дизелевозів типу ДМВ у схемах пристовбурного двору повинне передбачатися створення спеціальних розминовок, на яких акумулюються контейнери, що прибули з ділянок і поверхні.

Дизелевози, що прийшли в пристовбурний двір з ділянок, залишають порожні візки на розминовці, забирають навантажені і ідуть до пунктів призначення.

На рис. 10.13з наведена схема пристовбурного двору, при якій транспортування допоміжних матеріалів здійснюється локомотивним відкочуванням. Електровоз, що прибув в пристовбурний двір із поїздом з матеріалами, установлює його для ви-

дачі на поверхню. Обмін платформ або спеціальних вагонеток здійснюється за схемою, наведеною на рис. 10.14.

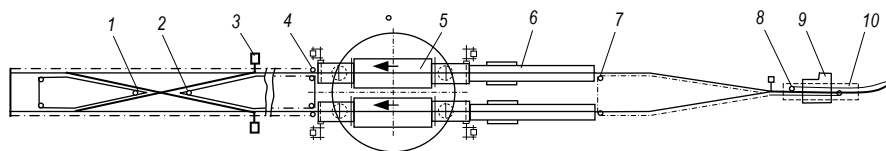


**Рисунок 10.13. Схеми транспорту пристовбурних дворів при використанні конвеєрів**

Вузол сполучення рейкового транспорту із клітьовим підйомом призначений для обміну вагонеток або платформ у клітьях. Практично на шахтах застосовується та сама технологічна схема обміну вагонеток (платформ) у кліті з наскрізним однібічним напрямком руху обмінюваної посудини (див. рис. 10.14).

Обмін вагонеток у клітьях провадиться за допомогою агрегатів 6. Для приймальних майданчиків з невеликим обводнюванням використовуються агрегати з електричним приводом, при сильному обводнюванні – із пневмо- або гідроприводом. В умовах глибоких шахт, коли витяжка підйомних канатів досягає значної величини, використовуються агрегати з комбінованими посадковими пристроями, що складаються з хитних майданчиків

і рушійних кулаків, що підпирають кліть за допомогою гідро- або пневмоциліндрів.



**Рисунок 10.14. Схема обміну і відкочування вагонеток (платформ) на кінцевому і проміжному горизонтах**

Переміщення вагонетки від розчіпленої партії, що стоїть на стопорі 9, у зону дії штовхача агрегату здійснюється канатним штовхачем 7.

При нагромадженні вагонеток на верхньому шляху, виштовхнута із кліті 5 вагонетка переміщується канатним штовхачем 2 до стрілочного переводу 5, а потім штовхачем 4 на ділянку нагромадження. Вагонетка, виштовхнута із другої кліті штовхачем 2, через стрілочний перевід і потім канатним штовхачем 1 подається на ділянку нагромадження.

При нагромадженні вагонеток на нижньому шляху робота здійснюється аналогічним чином. При одночасному нагромадженні вагонеток на обох шляхах використовуються штовхачі 4 і 2. У випадку використання на шахті вагонеток або допоміжних платформ із автоматичною зчіпкою, замість затримуючого стопора 9 і штовхача 8 встановлюється агрегат – авторозчіплювач 10. За аналогічною схемою відбувається обмін вагонеток на проміжних горизонтах.

#### **10.4. Вузли сполучення ланок допоміжного транспорту**

Вузлом сполучення ланок допоміжного транспорту вважається ділянка пристовбурного двору, приймально-відправного майданчика, протяжні або інші гірничі виробки, у межах яких здійснюється обмін вантажів на рушійному поїзді транспортних засобів ланок, що сполучаються, а також їхнє розвантаження і завантаження при організації складів або передачі вантажів споживачеві.

Вузли сполучення, призначені для обміну вантажів на рушійному поїзді, улаштовуються при сполученні транспортних ланок з будь-якими транспортними засобами, якщо останні не мають уніфікованого рушійного поїзда, що розчіплюється. В останньому випадку можлива передача вантажів безпосередньо на рушійному поїзді з одного на іншу транспортну ланку, тобто організація на стику транспортних ланок станції.

Вузли складування і передачі вантажів споживачеві влаштовуються в усіх без винятку системах допоміжного транспорту як при одне-, так і при багатоланкових транспортних схемах.

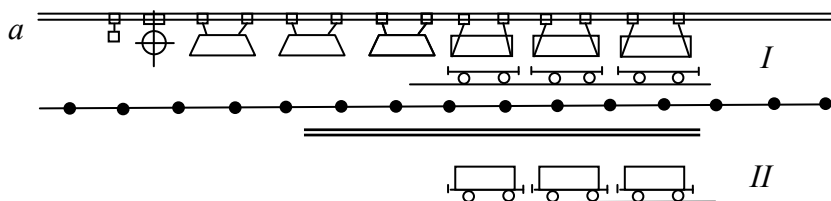
У сучасних транспортних схемах на трасі кожного вантажопотоку від шахтної поверхні до споживача в шахті може влаштовуватися від одного до чотирьох-п'яти вузлів сполучення. Залежно від розташування в загальшахтній системі транспорту вузли сполучення можуть працювати в режимі послідовних, паралельних або паралельно-послідовних транспортних ланок і повинні забезпечувати незалежність роботи усіх минаючих через вузол транспортних ланок і раціональне сполучення послідовних ланок за продуктивністю.

Технологічні схеми вузлів сполучення, а також засоби механізації і організації робіт, виходячи з параметрів і конструктивних схем рушійного поїзда, можуть бути зведені до двох принципових схем: вузли сполучення ланок рейкового і монорейкового транспорту і вузли сполучення ланок монорейкового транспорту.

У силу специфіки засобів монорейкового транспорту обмін вантажів на монорейкових візках поїздів, що обслуговують ланки, що сполучаються, може бути здійснений тільки за наступною схемою: монорейковий візок однієї дороги – проміжна перевантажувальна ланка (підйомно-транспортний або транспортний пристрій) – монорейковий візок іншої дороги. При раціональній технологічній схемі обміну вантажів на рушійному поїзді рейкового і монорейкового транспорту в проміжній перевантажувальній ланці доцільно використати рейкові платформи. При цьому сполучення всіх зазначених транспортних ланок може бути виконане за єдиною технологічною схемою.

Основним технологічним і конструктивним елементом уніфікованих вузлів сполучення ланок допоміжного транспорту є ділянка перевантаження. Вона являє собою ділянку гірничої виробки, обладнану врівнісно розташованими відрізками рейкового і монорейкового шляху, у межах якого може бути виконаний без блокування транспортних засобів ланок, що сполучаються, комплекс операцій з розвантаження (завантаження) рейкового рушійного поїзда і відповідно завантаження (розвантаження) монорейкового рушійного поїзда.

Схема вузла сполучення з однією перевантажувальною ділянкою наведена на рис. 10.15а. У різні періоди виробничого циклу у вузлі (ланка рейкового транспорту) можуть перебувати або порожні платформи (I), або платформи з вантажем (II). У першому випадку вантаж може бути переданий з ланки монорейкового транспорту на ланку рейкового транспорту, а в другому – навпаки.



**Рисунок 10.15а. Схема вузла сполучення з однією перевантажувальною ділянкою**

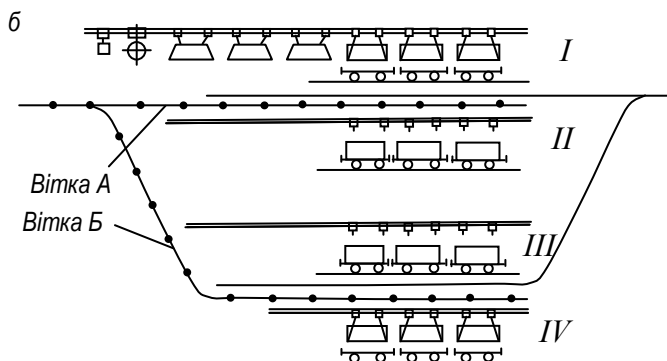
Технологічні схеми вузлів сполучення ланок допоміжного транспорту із двома уніфікованими перевантажувальними ділянками наведені на рис. 10.15 б - г. Кожна із цих ділянок спеціалізована на акумулювання або рейкових платформ з вантажем, або порожніх платформ. Тому в будь-який довільно взятий момент технологічного циклу вузол сполучення може прийняти і передати вантаж з кожної із транспортних ланок, що сполучаються. У показаній на схемах ситуації у вузлі сполучення ланок рейкового і монорейкового транспорту на вітті А здійснюється розвантаження монорейкових візків і завантаження і акумулювання рейкових платформ із вантажем для ланки рейкового

транспорту, на вітці *Б* – акумулювання рейкових платформ, що надійшли з ланки рейкового транспорту, і перевантаження вантажів на монорейкові візки.

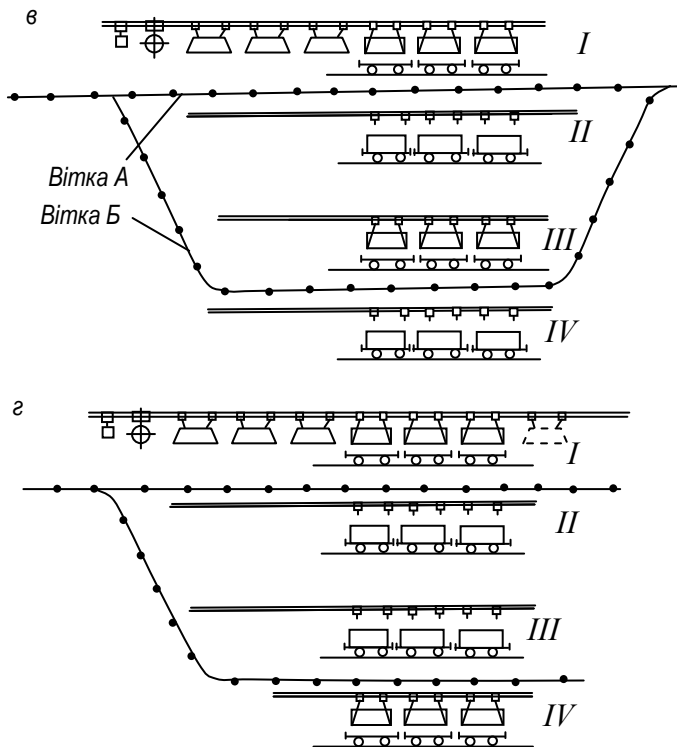
У вузлі сполучення монорейкових доріг (див. рис. 10.15в) на вітці *А* здійснюється розвантаження поїздів лівої ланки монорейкової дороги на перевантажувальні платформи і завантаження поїзда правої ланки з перевантажувальних платформ, а на вітці *Б* розвантажуються рушійний поїзд правої ланки монорейкової дороги і завантажуються рушійний поїзд лівої ланки.

Механізація вантажно-розвантажувальних робіт на ділянках перевантаження може здійснюватися за допомогою вантажних талів, монорейкових візків, вантажопідйомних пристосувань, що належать вузлу сполучення, або з використанням тягового зусилля монорейкової дороги.

Роботи з механізації перевантажувальних робіт з використанням тягового зусилля монорейкової дороги показані на рис. 10.16 і 10.17. Перевантаження виконується на сполучених ділянках рейкового і монорейкового шляхів. Монорейкова балка виконана різновисокою і має ділянку, навішану похило стосовно рейкового шляху.

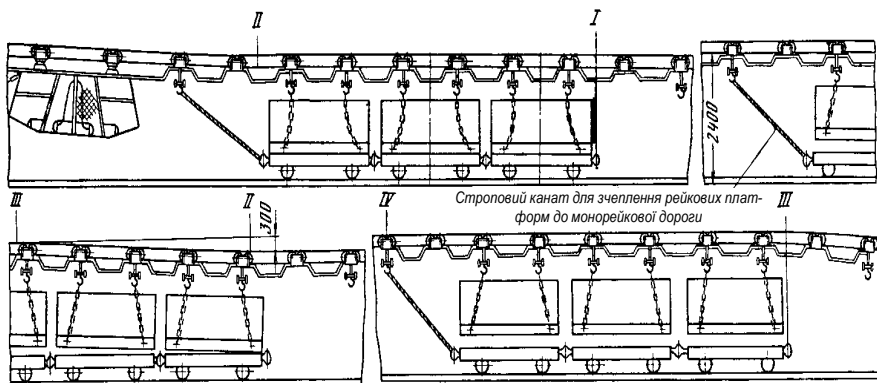


**Рисунок 10.15б. Технологічна схема вузлів сполучення ланок допоміжного транспорту із двома уніфікованими перевантажувальними ділянками**



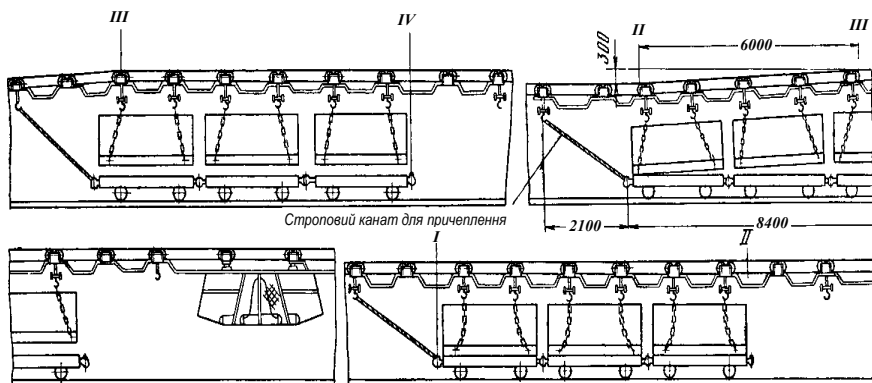
**Рисунок 10.15в-г. Технологічні схеми вузлів сполучення ланок допоміжного транспорту із двома уніфікованими перевантажувальними ділянками**

Висота підйому високого кінця похилої монорейки над низьким дорівнює висоті, на яку повинен бути піднятий (опущений) вантаж при перевантаженні з монорейкового візка на рейкову платформу і назад. При перевантаженні вантажів ланки рейкового транспорту на ланку монорейкової спеціальний пристрій рейкових платформ із вантажем для монорейкової дороги на ділянці низької монорейки причіпляється до поїзда монорейкової дороги. Тяговим зусиллям монорейкової дороги поїзд дороги і зчеп рейкових платформ переводяться з низької монорейки через ділянку похилої монорейки на високу монорейку.



**Рисунок 10.16. Схема перевантаження контейнерів з рейкових платформ на монорейкову дорогу:**  
**I-II, II-III, III-IV – ділянки нагромадження**

Під час руху ділянкою похилої монорейки за рахунок зміни відносної відстані між рейковими платформами і монорейковими візками стропи, за допомогою яких вантаж закріплений на монорейкових візках, «вибираються» на висоту, необхідну для зняття вантажів з рейкових платформ і їхнього безпечного транспортування над спеціальним пристроєм порожніх платформ. Після виходу усіх монорейкових візків на ділянку високої монорейки поїзд монорейкової дороги зупиняється, розвантажені рейкові платформи відчіплюються від поїзда монорейкової дороги, і поїзд відправляється за призначенням. При передачі вантажів ланки монорейкового на ланку рейкового транспорту перевантаження здійснюється при спільному пересуванні рейкових платформ із ділянки високої на ділянку низької монорейки (див. рис. 10.17). При сполученні ланок монорейкового транспорту вантаж, доставлений попередньою ланкою, розвантажується на перевантажувальні платформи (див. рис. 10.16) і передається з них на монорейкові візки поїзда наступної ланки за схемою, наведеною на рис. 10.17.



**Рисунок 10.17. Схема перевантаження контейнерів з монорейкової дороги на платформи: I-II, II-III, III-IV – ділянки нагромадження**

## ГЛАВА 11

# ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ ТА ОРГАНІЗАЦІЯ РОБОТИ СИСТЕМ ТРАНСПОРТУ

### 11.1. Основні показники бізнес - плану

Одним із сучасних підходів при створенні і удосконаленні технічних систем є розробка бізнес-плану.

**Бізнес-план** – інструмент, що примушує проектувальника не виходити за межі реалістичного поля. Він складається, коли потрібно отримати кредит для створення або удосконалення технічних систем підприємства, реконструкції цеху або ділянки, організації виробництва нового виробу, початку своєї справи і т.п., тобто для об'єктивного, відповідального, чесного обґрунтування зисків потенційного інвестора.

У сучасній закордонній і вітчизняній практиці структура бізнес-плану звичайно охоплює тринадцять розділів:

1. Резюме.
2. Характеристика продукції (послуг).
3. Оцінка ринку збуту.
4. Конкуренція.
5. Стратегія маркетингу.
6. План виробництва.
7. План постачання.
8. Організаційний план.
9. Юридичний план.
10. Оцінка ризику і страхування.
11. Екологічний план.
12. Фінансовий план.
13. Стратегія фінансування.

Професійно розроблений у такому складі бізнес-план усе частіше заміняє обов'язкове в колишній господарській практиці техніко-економічне обґрунтування (ТЭО) як документ, на підставі якого вищі органи управління (міністерства, об'єднання, компанії) приймали рішення щодо фінансування поданих їм на розгляд інноваційних проектів.

У ринковій економіці центральною фігурою сфери інноваційної діяльності стає інвестор, у ролі якого можуть виступати:

- держава;
- комерційні банки;
- підприємства різних форм власності;
- фізичні особи.

Рушійними мотивами поведінки інвестора є інтерес (вигода, прибуток) до вкладення капіталу і ризик його втрати (або недостатньої вигоди), причому на ринку інновацій ризик інвестора багаторазово вище, ніж, наприклад, на ринку товарів і послуг або на фінансовому ринку.

Головна мета бізнес-плану – дати комплексне обґрунтування вигідності інноваційного проекту для інвестора і максимально вірогідно переконати його в мінімумі ризику участі в проекті. У навчальному проектуванні розробка бізнес-плану переслідує, в основному, навчально-виховні цілі, у силу чого ряд розділів може бути опущений без шкоди для головної мети бізнес-планування. Доводиться враховувати досить обмежений доступ проектувальника до джерел інформації, а також дійсний стан того сектора промисловості, у якому створюються і проводяться технічні нововведення. Зокрема, через монопольне положення, що зберігається, заводів з випуску систем і засобів гірничотранспортного встаткування, іншої техніки відсутні елементи конкурентної боротьби між ними за покупця.

У силу цього в навчальному бізнес-плані можна обійтися без розділів «Конкуренція» і «Стратегія маркетингу».

Потенційними виробниками і споживачами навчальних розробок є діючі (як правило, державні) підприємства, тому відсутня необхідність виконання розділів "Організаційний план" (у якому обґрунтовується ефективна оргструктура підприємства) і "Юридичний план" (обґрунтування організаційно-правової форми діяльності підприємства).

Через відсутність у проектувальника реальної інформації для складання фінансового плану діяльності підприємства можна виключити і однойменний розділ.

Таким чином, у навчальному проекті (роботі) бізнес-план створення, організації, удосконалювання виробництва доцільно виконувати в такому складі:

1. Резюме.
2. Характеристика продукції.
3. Оцінка ринку збуту продукції.
4. План виробництва нової техніки.
5. План постачання.
6. Оцінка ризику і страхування.
7. Екологічний план.
8. Стратегія фінансування.

Для виконання кожного розділу бізнес-плану необхідна різноманітна інформація, джерелами якої є:

- виробничо-технічні, технологічні, організаційні, фінансово-економічні відомості, отримані проектувальником на підприємстві, у період практики;
- власні дослідження, розробки, розрахунки;
- наукові публікації за темою роботи;
- результати вивчення патентного фонду;
- стандарти;
- каталоги, довідники, реферативні видання, експрес-інформації;
- нормативні документи і матеріали, закони і постанови з питань економіки і екології, правила техніки безпеки і технічної експлуатації обладнання, норми проектування підприємств;
- навчальні посібники і методичні розробки і ін.

## **11.2. ВИЗНАЧЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ПРИ ПРОЕКТУВАННІ СИСТЕМИ ТРАНСПОРТУ**

У даному розділі проекту для визначення доцільності і ефективності розробленої схеми транспорту провадиться розрахунок вартості транспортування 1 т вугілля.

Цей розрахунок ведеться за 4 основними факторами: капітальні витрати (таблиця 11.1); амортизаційні відрахування

(таблиця 11.2); вартість електроенергії (таблиця 11.3) і витрати на зарплату (таблиця 11.4).

Таблиця 11.1.

| № з/п | Вид устаткування | Одиниці виміру | Кількість | Вартість, грн.                       |                   |                                           |        |
|-------|------------------|----------------|-----------|--------------------------------------|-------------------|-------------------------------------------|--------|
|       |                  |                |           | Одиниця обладнання за преїс-курantom | Усього обладнання | Монтаж і транс-портно-складські витрати * | Усього |
| 1     | 2                | 3              | 4         | 5                                    | 6                 | 7                                         | 8      |

\* - Приймати в розмірі 24 % від вартості обладнання.

У таблиці 11.1 повинне бути наведене все транспортне обладнання, що використовується в розробленій схемі, його кількість, ціна і т.д.

Таблиця 11.2.

| № з/п | Вид обладнання | Сума капітальних витрат | Річний фонд амортизаційних відрахувань, грн. |                          |        |
|-------|----------------|-------------------------|----------------------------------------------|--------------------------|--------|
|       |                |                         | на погашення кап. витрат *                   | на капітальний ремонт ** | Усього |
| 1     | 2              | 3                       | 4                                            | 5                        | 6      |

\*, \*\* - див. норми на амортизаційні відрахування.

Таблиця 11.3.

| № з/п | Найменування електроприймачів | Установлена потужність двигунів, кВт, Р | Річна витрата електроенергії, $W$ , кВт·ч | Витрата реактивної електроенергії, $Q$ , кВАр·ч | Вартість грн/рік |
|-------|-------------------------------|-----------------------------------------|-------------------------------------------|-------------------------------------------------|------------------|
| 1     | 2                             | 3                                       | 4                                         | 5                                               | 6                |

Вартість електроенергії визначається

$$S = Wb + Qc,$$

де  $W$  – кількість витраченої електроенергії за рік, кВт·година.

$$W = \frac{P \cdot K_n K_p n_{зм} t k_t n_{год}}{\eta_{де}},$$

$K_n$  – коефіцієнт втрат електроенергії в мережі трансформатора,  $K_n = 1,1$ ;

$K_p$  – коефіцієнт використання двигунів за потужністю,  $K_p = 0,8$ ;

$n_{зм}$  – число змін роботи устаткування протягом доби;

$t$  – тривалість зміни, година;

$k_t$  – коефіцієнт, що враховує відношення чистого часу роботи устаткування протягом зміни до загальної тривалості зміни,  $k_t = 0,4 \dots 0,8$ ;

$b$  – тариф за витрачену електроенергію;

$Q$  – реактивна енергія, кВАр·година

$$Q = W \operatorname{tg} \varphi,$$

$\operatorname{tg} \varphi$  – коефіцієнт реактивної енергії;

$c$  – вартість реактивної енергії.

Таблиця 11.4.

| № з/п | Найменування професії | Кількість людей |        | Кількість людино-змін у рік | Тарифна ставка грн. | Річний фонд зарплати за тариф. ставкою, грн. | Доплата (премія, відпустка і ін.)* | Усього грн. |
|-------|-----------------------|-----------------|--------|-----------------------------|---------------------|----------------------------------------------|------------------------------------|-------------|
|       |                       | у зміну         | у добу |                             |                     |                                              |                                    |             |
| 1     | 2                     | 3               | 4      | 5                           | 6                   | 7                                            | 8                                  | 9           |

\* приймати 40-50% від річного фонду зарплати.

У таблицю вносяться працівники, що обслуговують виконання усіх операцій транспортного ланцюжка.

Після заповнення кошторисів за вищевказаними статтями витрат (див. таблиці 11.1 -11.4) складається таблиця витрат для транспортної ланки (таблиця 11.5).

При визначенні витрат для транспортної ланки необхідно враховувати капітальні витрати, які включають вартість основного і допоміжного транспортного обладнання, гірничо-капітальних робіт, пов'язаних з експлуатацією цього обладнання, а також робіт з монтажу - демонтажу і доставці в шахту транспортного обладнання.

Таблиця 11.5.

| № з/п      | Найменування витрат                                 | Витрати |          | Примітки                                      |
|------------|-----------------------------------------------------|---------|----------|-----------------------------------------------|
|            |                                                     | грн.    | грн./рік |                                               |
| 1.         | Витрата (основна і додаткова)                       |         |          | —                                             |
| 2.         | Нарахування на зарплату                             |         |          | 31% від суми заробітної плати                 |
| 3.         | Електроенергія                                      |         |          | —                                             |
| 4.         | Матеріали                                           |         |          | 3-5% від вартості обладнання                  |
| 5.         | Запчастини до обладнання                            |         |          |                                               |
| 6.         | Малоцінний і швидкозношуваний інвентар і спец. одяг |         |          | 90-140 грн/рік на одного підземного робітника |
| 7.         | Амортизація                                         |         |          | —                                             |
| УСЬОГО Σ 3 |                                                     |         |          | —                                             |

На 1 т річного видобутку

$$C_{mp} = \frac{\sum 3}{A_{p\dot{u}c}},$$

де  $A_{p\dot{u}c}$  – проектна річна кількість корисної копалини, що транспортується, т/рік.

### 11.3. ЕКОНОМІЧНІ КРИТЕРІЇ ОПТИМІЗАЦІЇ СХЕМ ПІДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТУ

При встановленні раціональної технологічної схеми підземного транспорту за допомогою теорії графів для умов діючої шахти як основний економічний критерій оптимальності може бути прийнята величина експлуатаційних витрат з процесу «підземний транспорт», і контрольного – строк окупності додатко-

вих капітальних вкладень, необхідних для переходу на оптимальну схему транспортування.

Оптимальною буде така технологічна схема підземного транспорту, при якій сумарні експлуатаційні витрати для усіх транспортних ланок шахти будуть найменшими, і в той же час строк окупності додаткових капітальних витрат не перевищить нормативний.

Експлуатаційні витрати повинні визначатися для кожної окремої транспортної ланки розглянутої схеми розраховуючи на зміну (добу) залежно від заданих гірничотехнічних умов і видів транспорту.

При заміні діючого обладнання новим у конкретних умовах розглянутої шахти як капітальні витрати за базовим варіантом може бути прийнята балансова вартість відповідних основних фондів  $\Phi_B$ , а за іншими варіантами — сума відповідних капітальних вкладень  $K$  плюс залишкова частина балансової вартості ліквідованого або заміненого старого обладнання  $\Phi_L$ , що не може бути передане для експлуатації на інші об'єкти. Різниця в капіталовкладеннях за порівнюваними варіантами розраховується при цьому як

$$P_k = K + \Phi_L - \Phi_B.$$

Залишкова вартість старого обладнання  $\Phi_L$  визначається за даними бухгалтерського обліку або розраховується виходячи з первісної його вартості і процентного відношення недовикористаного строку до повного можливого терміну служби обладнання.

Строк окупності додаткових капітальних вкладень показує, за скільки років економія за рахунок зниження експлуатаційних витрат перевищить вкладені капітальні витрати.

Стосовно до технологічних схем підземного транспорту строк окупності додаткових капітальних витрат  $T$  може бути розрахований за наступною формулою:

$$T = \frac{K_o}{C_B - C_B}, \text{ рік},$$

де  $T$  – строк окупності додаткових капітальних витрат, років;  
 $K_D$  – додаткові капітальні вкладення, що вимагаються для здійснення розглянутого варіанту, грн.;  
 $C_B$  – сумарні експлуатаційні витрати на транспорт за базовим варіантом за рік, грн.;  
 $C_v$  – сумарні експлуатаційні витрати на транспорт за розглянутим варіантом за рік, грн.

Коефіцієнт ефективності  $E$  є зворотною величиною строку окупності

$$E = \frac{1}{T} = \frac{C_B - C_v}{K_D}.$$

Для вугільних шахт тимчасовий нормативний строк окупності заходів щодо вводу нової техніки на окремих виробничих процесах і ділянках установлений у розмірі трьох років (нормативний коефіцієнт ефективності – 0,33). Якщо введення нової техніки пов'язане з великими гірничими і будівельними роботами капітального характеру, нормативний строк окупності може бути збільшений до 7 років (нормативний коефіцієнт ефективності не менш 0,14). В окремих випадках, коли технічний захід приводить до значного поліпшення умов праці, підвищенню безпеки робіт або іншим особливо важливим у конкретних умовах позитивним результатам, цей захід може бути прийнятий до впровадження при строку окупності вище нормативного.

Показником, що сполучає величину експлуатаційних витрат і ефективність капіталовкладень за строком їхньої окупності, є величина так званих наведених витрат. Цей показник визначається за наступним вираженням:

$$C_{\Pi} = C_v + K_D E_H,$$

де  $C_{\Pi}$  – наведені витрати за рік, грн.;  
 $C_v$  – сумарні експлуатаційні витрати на транспорт за розглянутим варіантом за рік, грн.;  
 $K_D$  – додаткові капітальні вкладення, що потрібні для здійснення розглянутого варіанту, грн.;

$E_H$  – нормативний коефіцієнт ефективності.

Вартісні показники конкуруючих видів транспорту гірничих підприємств дозволяють визначити області раціонального застосування засобів транспорту в підземних горизонтальних і похилих виробках вугільних шахт, витрати на утримування систем підземного транспорту і інші економічні показники. Установлено, що наведені витрати на транспорті є функціями переміщуваних вантажопотоків і довжини транспортування.

Використовуючи розгорнуті формули і таблиці заелементного визначення експлуатаційних і капітальних витрат, можна встановити добові наведені витрати на транспортування. Для конкуруючих видів основного і допоміжного транспорту з точністю припустимих інженерно-економічних розрахунків добові наведені витрати  $C$  при незмінній довжині транспортування можуть бути представлені багаточленом

$$C = (K_1AL + K_2L + K_3L^2 + K_4A + K_5) \nu, \text{ грн/доба},$$

де  $L$  – довжина виробки, км;

$A$  – добовий вантажопотік основного транспорту, т/доба;

$K_1, \dots, K_5$ , – розрахункові коефіцієнти, приймають згідно з табл. 11.6;

$\nu$  – курс долара в гривнях.

По мірі відпрацьовування шахтного поля змінює місцезнаходження лава, змінюється довжина дільничної виробки і, відповідно, довжина транспортування. Отже, будуть змінюватися величини наведених добових витрат. Порівняння конкуруючих сполучень засобів основного і допоміжного транспорту доцільно проводити за наведеними добовими витратами при різних довжинах транспортування і сумарним наведеним добовим витратам, визначуваним виразом:

$$\sum_{L=0,5}^{L_{\max}} C = C^{0,5} + C^{1,0} + C^{1,5} + \dots + C^{L_{\max}-0,5} + \frac{C^{L_{\max}}}{2},$$

де  $C^{0,5}$ ,  $C^{1,0}$ ,  $C^{1,5}$ ,  $C^{L_{\max}}$  – наведені добові витрати при відповідних довжинах транспортування.

Таблиця 11.6.

| Тип виробки | Основний транспорт | Допоміжний транспорт | Коефіцієнти багаточлена |         |       |       |        |
|-------------|--------------------|----------------------|-------------------------|---------|-------|-------|--------|
|             |                    |                      | $K_1$                   | $K_2$   | $K_3$ | $K_4$ | $K_5$  |
| Дільничні   | конвеєр Л 80       | монорейковий         | 0,008                   | 146,71  | 0     | 0     | 63,82  |
|             | конвеєр Л 65       | монорейковий         | 0,009                   | 225,16  | 0     | 0     | 43,20  |
|             | конвеєр Л 80       | локомотивний         | 0,008                   | 123,32  | 4,67  | 0     | 81,89  |
|             | конвеєр Л 65       | локомотивний         | 0,009                   | 201,77  | 4,67  | 0     | 61,27  |
|             | локомотив АМ8      | локомотивний         | 0,181                   | - 24,87 | 0     | 0,050 | 191,32 |
|             | локомотив АРП10    | локомотивний         | 0,148                   | - 25,09 | 0     | 0,013 | 208,49 |
|             | локомотив АРП14    | локомотивний         | 0,081                   | - 10,14 | 0     | 0,069 | 258,77 |
| Капітальні  | конвеєр 1Л 100     | локомотивний         | 0,040                   | 94,76   | 0     | 0,003 | 183,57 |
|             | конвеєр Л 80       | локомотивний         | 0,042                   | 321,95  | 0     | 0,003 | 183,56 |
|             | локомотив АРП14    | локомотивний         | 0,080                   | - 5,54  | 0     | 0,067 | 220,17 |
|             | локомотив АРП28    | локомотивний         | 0,060                   | - 8,34  | 0     | 0,049 | 292,19 |

Розраховані відповідно до описаної методики наведені витрати конкуруючих видів і засобів основного і допоміжного транспорту використовуються при побудові моделей графів систем внутрішньошахтного транспорту і рішенню завдань, пов'язаних з їхньою оптимізацією за критерієм витрат на транспортування вантажів.

На стадії проектування нових шахт найважливішим завданням є не тільки забезпечення низької собівартості видобутку вугілля, але і здешевлення вартості шахтного будівництва. У цих умовах основним економічним критерієм оптимальності технологічної схеми підземного транспорту може служити величина наведених витрат з процесу «підземний транспорт», що характеризує не тільки очікувані експлуатаційні витрати після введення шахти в експлуатацію, але і швидкість окупності капітальних витрат, вкладених при будівництві шахти.

В окремих випадках крім основних критеріїв оптимальності можуть застосовуватися і інші додаткові показники, зокрема трудові витрати для ланок підземного транспорту. При цьому на

моделях графів у якості «довжин» дуг проставляються не вартісні дані, а трудові витрати в людино-змінах для кожної транспортної ланки.

Оптимізація за прийнятим критерієм технологічних схем підземного транспорту для діючих шахт може провадитися як за станом на момент складання відповідних графів, так і на майбутні періоди, виходячи з передбаченого планом гірничих робіт розташування транспортних виробок на кінець кожного періоду. Найбільш повні результати можуть бути отримані, коли моделі графів складаються відповідно до плану розвитку гірничих робіт шахти, розробленим на кілька років, і при цьому кожна модель будується з урахуванням очікуваного розташування транспортних виробок і розмірів вантажопотоку на кінець кожного року. У цьому випадку отримані на кожному графі величини сумарних витрат у зміну за кожним варіантом технологічної схеми транспорту шахти множаться на число планованих змін у році, що визначає річні сумарні транспортні витрати за розглянутими варіантами. Оптимальним стане той варіант, при здійсненні якого сумарні транспортні витрати шахти за кілька розглянутих років будуть мінімальними.

При визначенні витрат для тих ділянок, де протягом року відстань транспортування змінюється, варто виходити із середньої довжини транспортування в розглянутому році.

При встановленні оптимальної технологічної схеми підземного транспорту для проекрованої нової шахти необхідно будувати моделі графів для декількох періодів розвитку гірничих робіт, передбачених проектом, і після їхнього обрахування вибрати такий варіант схеми, при якому величина прийнятого економічного критерію оптимальності в сумі за усі ці періоди буде найменшою.

При оптимізації за допомогою ЕОМ комплексної математичної моделі шахти в цілому, що охоплює всі процеси вуглевидобутку, розглянуті вище графи, що відображають транспортні схеми, повинні бути представлені у вигляді комп'ютерної програми і увійти складовою частиною в загальношахтну модель.

## 11.4. ОРГАНІЗАЦІЯ РОБОТИ ТРАНСПОРТУ

Основними питаннями організації транспорту є: планування роботи стаціонарних установок і самохідного транспорту; планування роботи транспорту в цілому для вугільного підприємства; диспетчерський контроль і управління роботою усього транспорту.

План роботи оформляють у вигляді графіка або розкладу роботи установок. Вихідними даними є плановий технологічний графік роботи шахти.

Для складання плану роботи з ділянки необхідно знати: графік роботи добувних і підготовчих ділянок; роботу усіх стаціонарних установок, локомотивного відкочування, розміщення вагонеточного парку, а також розклад руху пасажирських поїздів. Плани роботи окремих установок обов'язково погоджують у часі і перевіряють для кожного вантажу окремо – від початкової до кінцевої станції транспортування.

До операцій у часі ставляться: прийом і здача змін машиністами, перевезення необхідних вантажів, виконання планово-попереджувальних ремонтів (у тому числі подовження або укорочування конвеєрів, пересувка машин на нову трасу і ін.).

Для складання плану роботи таких установок необхідно мати: графік надходження вантажів у часі; тривалість і число змін роботи; тривалість одного циклу перевезення вантажу; нормативи часу на проведення ремонту і огляду.

Планування роботи локомотивного транспорту містить у собі обґрунтування виду організації роботи локомотивного відкочування (закріплення поїздів за локомотивами або за маршрутами), складання планів роботи підземних станцій, локомотивів; визначення числа вагонеток і їхнє розміщення в шахті. Рух без закріплення поїзда за локомотивами, як правило, застосовують на усіх вугільних шахтах, де пункти навантаження і розвантаження нечисленні і відносно стабільні.

Вагонеточний парк планують із розрахунку безперебійного постачання навантажувальних пунктів і їхнього вільного маневрування на усіх рейкових шляхах. Число вагонеток для шахти

може бути визначене за формулами оборотності або методом розміщення – найбільш точним способом.

Диспетчерська служба є основною оперативною ланкою управління шахтою в цілому і шахтним транспортом зокрема. Стосовно до транспортних процесів метою цього управління є забезпечення безпеки праці – виконання плану перевезень із найменшими витратами праці і засобів.

Диспетчерська служба може бути одноступінчастою і двоступінчастою. При одноступінчастій є тільки один диспетчер-начальник зміни, що перебуває на поверхні шахти і керує усіма технологічними процесами, у тому числі і транспортом. При двоступінчастій службі оперативне управління ведеться начальником зміни – гірничим диспетчером, що перебуває на поверхні шахти, і підлеглим йому диспетчером з транспорту, що перебуває на підземному диспетчерському пункті.

У функції диспетчера входить контроль роботи транспорту і виконання їм планових завдань, прийняття рішень оперативно-го управління на основі аналізу інформації про хід виробничих процесів, що надходить.

Для збору інформації використовують телефонний зв'язок і засоби телесигналізації. Основою функціонування засобів сигналізації є датчики стану об'єктів транспорту і лінії зв'язку, якими показання датчиків надходять диспетчерові. Для наочно-сті оптичні сигналізатори (лампи) розміщують на мнемосхемах – спрощених схемах транспортного ланцюга. Сигнали при цьому показують стан об'єктів: наприклад, працює чи ні конвеєр, ступінь заповнення бункерів, положення шибєрів, стан стрілоч-них переводів і ін.

Телефонний зв'язок диспетчер використовує для зв'язку з гірничими майстрами, машиністами локомотивів, машиністами перекидача, люковими і ін. Вони протягом зміни інформують диспетчера: про кількість виданого вантажу і поданого порож-няка; наявності навантажених вагонів (з вугіллям і породою) і порожняка під лавою, скатом і ін.; поїздів, що прибули і відпра-влені у пункт призначення і про кількість у них вагонеток із крі-пильним лісом, вугіллям, породою; про наявність заряджених

батареї і резервних електровозів; розміщенню робітників ділянки ВШТ на місцях робіт; про всі простої, аварії, виявлені несправності, порушення Правил безпеки, що загрожують нормальному ходу роботи.

Отриману інформацію диспетчер фіксує в документах форми ДТ-1 і ДТ-2.

Форма ДТ-1 призначена для оперативного контролю за роботою засобів локомотивного відкочування і служить для аналізу роботи підземного транспорту. Вона подається в кінці зміни в нарядну ділянки ВШТ.

Форма ДТ-2 призначена для контролю усіх транспортних робіт з ділянки ВШТ і служить документом для звіту гірничому диспетчеру і начальнику ділянки.

Крім затверджених форм диспетчерської документації транспортний диспетчер заповнює наступні книги: приймання і здачі змін диспетчерами шахти; обліку доставки матеріалів і обладнання; обліку роботи електровозного відкочування.

Для забезпечення оперативного керівництва транспортом диспетчер повинний мати таблицю для визначення маси вугілля, виданого із шахти у вагонетках і скіпах, а також таблицю контрольних цифр щодо розміщення порожняка на об'єктах, відстаней до об'єктів і числа вагонеток у партії.

На сучасних шахтах багато служб і дільниць, у тому числі і диспетчерська служба, широко використовують засоби автоматизації. У цьому випадку інформація, що надходить на диспетчерський пункт, фіксується автоматично, наприклад, самописними приладами і лічильниками, або надходить у пам'ять ЕОМ. Ця інформація не тільки є базою даних для урахування виконаної транспортної роботи, але при відповідному програмному забезпеченні може використовуватися для вироблення і передачі керувальних сигналів безпосередньо обчислювальною машиною.

Керування підземним транспортом здійснюється ділянкою внутрішахтного транспорту, що має три служби:

- руху, що виконує на робочому місці в шахті оперативне керівництво щодо забезпечення транспортування основного і допоміжного вантажопотоків;
- тяги, що забезпечує безаварійну роботу локомотивів, пересувного поїзда, тягової мережі, зарядних і тягових пристроїв, стаціонарних установок і механізмів, закріплених наказом по шахті;
- шляхів, що робить настилення шляхів, їхнє утримання і ремонт; очищення водоочисних каналок і ремонт кріплення гірничих виробок ділянки.

## ГЛАВА 12

### ПРОЕКТ ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ ШАХТИ

#### 12.1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ

Шахта «Краснолиманська» розробляє два пласти –  $l_7$  і  $k_5$ , з яких найбільш продуктивним є пласт  $k_5$ .

На пласті  $k_5$  добувається вугілля марки ГЖК, чорний, напівблискучий. Міцність вугілля  $f = 1,05 \dots 1,5$ . Потужність пласта  $m = 1,6$  м, щільність вугілля у цілині  $\gamma_{\text{ц}} = 1,35$  т/м<sup>3</sup>, насипна щільність  $\gamma = 0,85$  т/м<sup>3</sup>, кут падіння пласту  $10^\circ$ , довжина розроблювальних очисних вибоїв 200 м. Безпосередня покрівля пласту являє собою темно-сірий аргилліт, потужність  $m = 1,75 \dots 5,1$  м; міцність  $f = 1,8 \dots 3$ , категорія БЗ. Основна покрівля являє собою піщаник, потужність  $m = 1,8 \dots 5$  м; міцність  $f = 4 \dots 7$ . Підшова – алевроліт, потужність  $m = 1$  м, міцність  $f = 3 \dots 5$ . Шахта зверхкатегорійна з газу, схильна до раптових викидів, небезпечна з вибоїв пилу, водорясність  $10 \dots 15$  м<sup>3</sup>/т.

У проекті розробляється схема транспорту для другої сходни від двох прохідницьких і двох підготовчих вибоїв II сходни південного ухилу пласта  $k_5$  (див. рис. 12.25) до пристовбурного двору. Відповідно до умов залягання в очисних вибоях приймається для роботи комплекс КМТ. До його складу входять: комбайн 1ГШ-68, механізоване кріплення 2МТ, скребковий конвеєр СП202, маслостанція СНТ-32. Схема роботи комбайна – човникова, змінна продуктивність  $A_{\text{зм}} = 540$  т/зміна.

У прохідницьких вибоях застосовуються комбайни ГПКС, якими проводяться два вентиляційні штреки. Перетин виробки  $11,8$  м<sup>2</sup>, середня щільність гірничої маси в цілині  $\gamma = 1,8$  т/м<sup>3</sup>, крок установки рам кріплення  $l = 0,8$  м, посування вибою за зміну  $3,2$  м.

При проектуванні схеми транспорту необхідно врахувати вантажопотоки, що надходять із 4 південної лави на I сходину південного ухилу і з 3 південної лави на ухил 1-«біс».

Робота на шахті виконується в 4 зміни, I – ремонтна, II, III, IV – добувні, тривалість зміни 6 годин.

Для розкриття пластів шахти використовують існуючу схему розкриття вертикальними стовбурами і капітальним квершлагом. До її переваг відноситься те, що протягом усього терміну служби в роботі перебуває один горизонт, відсутні капітальні роботи з поглиблення стовбурів, зручні вузли сполучення між стовбурами і пристовбурним двором. Пласт  $k_5$  розкритий головним і допоміжним стовбурами, квершлагом горизонту 545 м і похилим квершлагом. Для підготовки пласта приймаємо панельний спосіб з розподілом пласта на дві панелі: одна обслуговується ухилом 1-«біс», а друга – південним ухилом. Цей спосіб, прийнятий внаслідок великих розмірів пласта за простяганням, велике навантаження на пласт (проектна потужність шахти 2100 тис. т), дозволяє застосувати стовпову систему розробки.

Тому приймається стовпова система розробки поверх-ярус довгими стовпами за простяганням з відпрацюванням лав зворотним ходом. Ця система є найбільш прогресивною із усіх існуючих систем, вона зберігає транспортні виробки в нормальному стані, виключає взаємні перешкоди в роботі очисних і підготовчих вибоїв, дозволяє провести детальну розвідку пласта, виключає виток повітря через вироблений простір.

## **12.2. РОЗРАХУНОК ВАНТАЖОПОТОКІВ**

### **12.2.1. Вантажопотоки з очисних вибоїв**

Для обґрунтованого вибору конвеєрного транспорту необхідно визначити наступні якісні характеристики вантажопотоків:

$a_{(n)}$  – середній хвилинний вантажопотік за час надходження вугілля від очисного вибою на конвеєр, т/хв;

$a_{(\max)_n}$  – максимальний хвилинний вантажопотік, що надходить від очисного вибою на конвеєр у період досягнення добувною машиною максимального припустимої в очисному вибої швидкості подачі.

Вихідні дані для 1 південної і північної лав:

тип виїмкової машини – 1ГШ-68;

тип забійного конвеєра – СП202;  
 $L_{ов} = 200\text{м}$  – довжина очисного вибою;  
 $m = 1,6\text{ м}$  – потужність пласта, м;  
 $A_{зм} = 540\text{ т/зміна}$  – змінний обсяг видобутку;  
 $T_{зм} = 6\text{ч}$  – тривалість добувної зміни;  
 $n_{зм} = 3$  – число добувних змін у добу;  
 $b = 0,63$  - ширина захвату видобувної машини;  
 $N = 2$  – кількість циклів у зміну, цикл/зміна;  
 $\gamma_u = 1,35\text{ т/м}^3$  – щільність вугілля в ціліні.  
 Середній хвилинний вантажопотік

$$a_{(n)} = \frac{A_{зм}}{60T_{зм}k_n},$$

де  $k_n$  – коефіцієнт часу надходження від одного очисного вибою на транспортну систему;

$$k_n = \frac{t_e}{60T_{зм}},$$

$t_e$  – час виїмки вугілля комбайном 1ГШ-68,  $t_e = 250\text{ хв.}$

Для 1 південної і північної лави

$$k_{n1} = k_{n2} = \frac{250}{6 \cdot 60} = 0,69,$$

$$a_{(1)} = a_{(2)} = \frac{540}{6 \cdot 60 \cdot 0,69} = 2,19\text{ т/хв.}$$

Максимальний хвилинний вантажопотік:

$$a'_{max} = m \cdot b \cdot v_{max} \delta_1 \cdot \psi_n \cdot \gamma_u \text{ т/хв.} - \text{прямий хід};$$

$$a''_{max} = m \cdot b \cdot v'_{max} \delta_2 \cdot (1 - \psi_n) \cdot \gamma_u \text{ т/хв.} - \text{зворотній хід},$$

де  $v_{max} = v'_{max}$  – максимальна швидкість подачі комбайна при прямому і зворотному ході, м/хв;

$\psi_n$  – коефіцієнт навантаження ( $\psi_n = 1$  при прямому ході і  $\psi_n = 0$  при зворотному ході);

$\delta_1$  і  $\delta_2$  – розрахункові коефіцієнти

$$\delta_1 = \frac{v_{\kappa}}{v_{\kappa} + v_{\max}}, \quad \delta_2 = \frac{v_{\kappa}}{v_{\kappa} - v_{\max}},$$

$v_{\kappa}$  – швидкість руху ланцюга скребкового конвеєра

$$\delta_1 = \frac{60}{60 + 3,2} = 0,95; \quad \delta_2 = \frac{60}{60 - 3,2} = 1,06.$$

Тому що умови для двох лав однакові, то

$$a'_{\max} = 1,6 \cdot 0,63 \cdot 3,2 \cdot 0,95 \cdot 1,35 = 4,13 \text{ т/хв.};$$

$$a''_{\max} = 1,6 \cdot 0,63 \cdot 3,2 \cdot 1,06 \cdot 1,35 = 4,6 \text{ т/хв.}$$

Як максимальний хвилинний вантажопотік приймаємо  $a''_{\max} = 4,6 \text{ т/хв.}$

У такий спосіб для 1 південної і північної лави середні і максимальні хвилинні вантажопотоки

$$a_{(1)} = a_{(2)} = 2,19 \text{ т/хв.}; \quad a_{(\max)_1} = a_{(\max)_2} = 4,6 \text{ т/хв.}$$

Для 4 південної лави І сходини південного ухилу

$$a_{(3)} = 2,42 \text{ т/хв.}; \quad a_{(\max)_3} = 4,6 \text{ т/хв.}$$

Для 3 південної лави ухилу 1-«біс»

$$a_{(4)} = 3,25 \text{ т/хв.}; \quad a_{(\max)_4} = 5,37 \text{ т/хв.}$$

Вантажопотоки, що надходять із 4 південної лави на І сходину південного ухилу і з 3 південної лави на ухил 1-«біс» беремо за даними шахти.

Значення максимального сумарного вантажопотоку з декількох очисних вибоїв

$$a_{(\max)_{\Sigma}} = \sum a_{l(n)} + n_{\sigma} \sqrt{\sum \sigma_i^2},$$

де  $\sigma$  – середньоквадратичне відхилення  $a_{l(n)}$  за час надходження з будь-якого очисного вибою;

$n_{\sigma}$  – параметр, що враховує спільність надходження вантажопотоків (див. табл. 3,1)

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \frac{a_{(\max)_1} - a_{(1)}}{2,33} = \frac{4,6 - 2,19}{2,33} = 1,03;$$

$$\sigma_3 = \frac{a_{(\max)_3} - a_{(3)}}{2,33} = \frac{4,6 - 2,42}{2,33} = 0,94;$$

$$\sigma_4 = \frac{a_{(\max)_4} - a_{(4)}}{2,33} = \frac{5,37 - 3,25}{2,33} = 0,91;$$

$$a_{(\max)\Sigma}^{1-2} = 2,19 + 2,19 + 2,4\sqrt{1,03^2 + 1,03^2} = 7,89 \text{ т/хв.};$$

$$a_{(\max)\Sigma}^{1-3} = 2,19 + 2,19 + 2,42 + 2,15\sqrt{1,03^2 + 1,03^2 + 0,94^2} = 10,53 \text{ т/хв.};$$

$$a_{(\max)\Sigma}^{1-4} = 2,19 + 2,19 + 2,42 + 3,25 + \\ + 1,9\sqrt{1,03^2 + 1,03^2 + 0,94^2 + 0,91^2} = 13,77 \text{ т/хв.}$$

Значення хвилинного сумарного вантажопотоку з декількох очисних вибоїв

$$a_{(n)\Sigma} = \sum a_{(n)};$$

$$a_{(n)\Sigma}^{1-2} = 2,19 + 2,19 = 4,38 \text{ т/хв.};$$

$$a_{(n)\Sigma}^{1-3} = 2,19 + 2,19 + 2,42 = 6,8 \text{ т/хв.};$$

$$a_{(n)\Sigma}^{1-4} = 2,19 + 2,19 + 2,42 + 3,25 = 10,05 \text{ т/хв.};$$

### 12.2.2. Вантажопотоки з підготовчих вибоїв

Середнє значення вантажопотоку за машинний час із підготовчого вибою при комбайновій проходці визначається за формулою:

$$u_n = \frac{SL_n \gamma_u}{60t_p}, \text{ т/хв.},$$

де  $S$  – перетин виробки вчёрне,  $S = 11,8 \text{ м}^2$ ;

$L_n$  – середньозмінний темп проходки,  $L_n = 3,2$  м;

$t_p$  – час роботи комбайна,  $t_p = 2$  години;

$$u_1 = u_2 = \frac{11,8 \cdot 3,2 \cdot 1,8}{60 \cdot 2} = 0,57 \text{ т/хв.}$$

При надходженні на конвеєр вантажопотоку від двох підготовчих вибоїв значення сумарного вантажопотоку визначається за формулою:

$$u_{n_\Sigma} = z \sum u_n = 0,95(0,57 + 0,57) = 1,08 \text{ т/хв.}$$

Вантажопотік за зміну:

$$u_{3M_1} = u_{3M_2} = SL_n \gamma_{\text{ч}} = 11,8 \cdot 3,2 \cdot 1,8 = 68 \text{ т/зміна.}$$

Схема надходження вантажопотоків на збірну транспортну систему показана на рис. 12.1.



**Рисунок 12.1. Схема надходження вантажопотоків на транспортну систему**

### 12.2.3. Розрахунок допоміжних вантажопотоків

Орієнтовно допоміжний вантажопотік для очисного вибою можна приймати за 20 %, а для підготовчого – за 8 % від основного. Це ствердження справедливо для шахт, що розробляють пласти потужністю до 1 м. За реальними даними шахти:  $u_{\text{доп}}^{\text{об}} = 6,7$  т/зміна;  $u_{\text{доп}}^{\text{пг}} = 4,2$  т/зміна.

Загальний допоміжний вантажопотік:

$$Q_{\text{доп}} = 6,7 \cdot 4 + 4,2 \cdot 2 = 35,2 \text{ т/зміна.}$$

### 12.2.4. Перевезення людей

Пасажирські перевезення приймаються збільшено за фактичним розміщенням робітників. Для розрахунку пасажирських перевезень обирається найбільш навантажена зміна – ремонтна. У ремонтну зміну в кожному очисному вибої працює 30 чоловік, у підготовчому – 20.

Загальний обсяг пасажирських перевезень становить:

$$u_{\text{пас}} = 4 \cdot 30 + 2 \cdot 20 = 160 \text{ чол./зміна.}$$

Розраховані вантажопотоки занесемо в таблицю 12.1.

Таблиця 12.1.

| Назва виробки                   | Середній хвилинний вантажопотік $a_n(u_n)$ , т/хв | Максимальний хвилинний вантажопотік $a_{(max)}$ , т/хв | Змінний вантажопотік $A_{зм}$ , т/зміна | Вантажопотік допоміжних матеріалів $u_{\text{доп}}$ , т/зміна | Пасажирський вантажопотік $u_{\text{пас}}$ , чол/зміна |
|---------------------------------|---------------------------------------------------|--------------------------------------------------------|-----------------------------------------|---------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------|
| 1                               | 2                                                 | 3                                                      | 4                                       | 5                                                             | 6                                                      |
| 1 північний конвеєрний штрек    | 2,19                                              | 4,6                                                    | 540                                     | 6,7                                                           | 30                                                     |
| 1 північний вентиляційний штрек | –                                                 | –                                                      | –                                       |                                                               |                                                        |
| 1 південний конвеєрний штрек    | 2,19                                              | 4,6                                                    | 540                                     | 6,7                                                           | 30                                                     |

Продовження табл. 12.1

| 1                                          | 2     | 3     | 4    | 5    | 6   |
|--------------------------------------------|-------|-------|------|------|-----|
| 1 південний вентиляційний штрек            | —     | —     | —    | 6,7  | 30  |
| 2 північний вентиляційний штрек (проходка) | 0,57  | —     | 68   | 4,2  | 20  |
| 2 південний вентиляційний штрек (проходка) | 0,57  | —     | 68   | 4,2  | 20  |
| Південний ухил II шабелі і ходки           | 5,52  | 7,89  | 1216 | 21,8 | 100 |
| Конвеєрний штрек № 1                       | 5,52  | 7,89  | 1216 | —    | —   |
| 4 південний конвеєрний штрек               | 2,42  | 4,6   | 600  | 6,7  | 30  |
| 4 південний вентиляційний штрек            | —     | —     | —    |      |     |
| Південний ухил I шабелі і ходки            | 7,94  | 10,53 | 1816 | 28,5 | 130 |
| Конвеєрний штрек № 2                       | 7,94  | 10,53 | 1816 | —    | —   |
| 3 південний конвеєрний штрек               | 3,25  | 5,37  | 700  | 6,7  | 30  |
| 3 південний вентиляційний штрек            | —     | —     | —    |      |     |
| Ухил "№1-біс" і ходки                      | 11,19 | 13,77 | 2516 | 35,2 | 160 |
| Похилий квершлаг                           | 11,19 | 13,77 | 2516 | —    | —   |

### 12.3. ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ ЗАСОБІВ ДЛЯ ТРАНСПОРТУВАННЯ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

Для транспортування корисної копалини пластом  $k_5$  від вибою до бункера скіпового стовбура приймається повна конвеєризація. Вугілля після відділення від масиву попадає на скребковий конвеєр у лаві, далі на перевантажувач ПТК-1 конвеєрного штреку, звідки вугілля надходить на дільничний телескопічний конвеєр. Дільничні конвеєри передають вугілля на уклонний конвеєр II сходини (див. рис. 12.1). Між першою і другою сходинами знаходиться стрічковий конвеєр на конвеєрному штреку № 1. На уклонний конвеєр I-ї сходини також надходить вугілля з 4 південні лави. З уклонного конвеєра вугілля перевантажується на

конвеєр штреку № 2 і далі на конвеєр ухилу 1-«біс», конвеєр похилого квершлагоу, а з нього вугілля попадає в бункер скіпового стовбура. На конвеєр ухилу 1-«біс» також надходить вугілля з 3 південної лави. Гірнича маса від проведення штреків також надходить на конвеєрну систему, тому що відсоток породи в загальній масі змінного видобутку невеликий, а на шахті є збагачувальна фабрика.

### 12.3.1. Вибір конвеєра за прийнятною здатністю

Вихідні дані для визначення максимального хвилинного вантажопотоку, що надходить на конвеєр  $q_{l(max)}$ :

$a_{(n)}$ ,  $a_{(max)_n}$  – характеристики хвилинного і максимального вантажопотоку, що надходить із будь-якого очисного вибою на конвеєр, т/хв;

$u_n$  – хвилинний вантажопотік з підготовчого вибою, т/хв.

При завантаженні конвеєра з одного очисного вибою, одного підготовчого вибою або попереднього конвеєра:

$$q_{(max)} = a_{(max)_n}, \text{ або } q_{(max)} = u_n.$$

При завантаженні конвеєра з декількох очисних вибоїв і підготовчого вибою:

$$q_{(max)} = a_{(max)_\Sigma} + u_{n_\Sigma}.$$

Обов'язковою вимогою правильного вибору конвеєра є дотримання умови

$$Q_{\kappa.np} \geq \frac{q_{(max)}}{\gamma}.$$

За значенням  $Q_{\kappa.np}$  приймають параметри конвеєра: ширину і швидкість стрічки.

Згідно з рис. 12.1 значення максимального вантажопотоку і прийнятною здатності становлять:

- для конвеєрних штреків лав (1 південний і північний конвеєрні штреки):

$$q_{(max)} = a_{(max)_l} = 4,6 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{4,6}{0,85} = 5,4 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для прохідницьких вибоїв (2 південний і північний вентиляційні штреки):

$$q_{(\max)} = u_n = 0,57 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{0,57}{1,2} = 0,48 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для південного ухилу II-ї сходини:

$$q_{(\max)} = a_{(\max)_{\Sigma}}^{1-2} + u_{n_{\Sigma}} = 7,89 + 1,08 = 8,97 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{8,97}{0,85} = 10,55 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для конвеєрного штреку №1

$$q_{(\max)} = a_{(\max)_{\Sigma}}^{1-2} + u_{n_{\Sigma}} = 7,89 + 1,08 = 8,97 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{8,97}{0,85} = 10,55 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для південного ухилу I-ї сходини:

$$q_{(\max)} = a_{(\max)_{\Sigma}}^{1-3} + u_{n_{\Sigma}} = 10,53 + 1,08 = 11,61 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{11,61}{0,85} = 13,66 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для конвеєрного штреку №2

$$q_{(\max)} = a_{(\max)_{\Sigma}}^{1-3} + u_{n_{\Sigma}} = 10,53 + 1,08 = 11,61 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa.нр} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{11,61}{0,85} = 13,66 \text{ м}^3/\text{хв};$$

- для ухилу 1-«біс»:

$$q_{(\max)} = a_{(\max)_{\Sigma}}^{1-4} + u_{n_{\Sigma}} = 13,77 + 1,08 = 14,85 \text{ т/хв},$$

$$Q_{\kappa. np} \geq \frac{q_{(\max)}}{\gamma} = \frac{14,85}{0,85} = 17,47 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

На підставі  $Q_{\kappa. np}$  і кута нахилу виробки обираємо швидкість  $v$  і ширину  $B$  конвеєрної стрічки (див. табл. 12.2).

Таблиця 12.2.

| Виробка                                                  | $q_{(\max)}$ , т/хв | $Q_{\kappa. np}$ | $v$ , м/с | $B$ , мм |
|----------------------------------------------------------|---------------------|------------------|-----------|----------|
| 1 південний і північний конвеєрні штреки                 | 4,6                 | 5,4              | 1,6       | 800      |
| 2-й південний і північний вентиляційні штреки (проходка) | 0,57                | 0,48             | 1,6       | 800      |
| Південний ухил II сходина                                | 8,97                | 10,55            | 2,0       | 1000     |
| Конвеєрний штрек № 1                                     | 8,97                | 10,55            | 1,6       | 1000     |
| Південний ухил I сходина                                 | 11,61               | 13,66            | 2,5       | 1000     |
| Конвеєрний штрек № 2                                     | 11,61               | 13,66            | 2,5       | 1000     |
| Ухил "1-біс"                                             | 14,85               | 17,47            | 2,5       | 1200     |
| Похилий квершлаг                                         | 14,85               | 17,47            | 2,5       | 1200     |

### 12.3.2. Вибір конвеєрів за припустимою технічною продуктивністю і довжиною

#### Вибір конвеєра для конвеєрних штреків (1-й південний і північний)

Довжина штреку  $L=1150$  м, кут нахилу  $\beta = 0^\circ$ . Вугілля надходить із одного очисного вибою. Схема надходження вантажопотоку дана на рис. 12.2.

Розрахункова експлуатаційна продуктивність визначається за формулою:

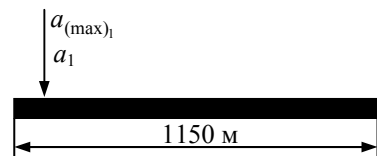


Рисунок 12.2. Схема надходження вантажопотоків на конвеєр

$$Q_{e_1} = 60a_{(1)}K_{t(L)} = 60 \cdot 2,19 \cdot 1,58 = 208 \text{ т/година},$$

де  $K_{t(L)}$  – коефіцієнт, що залежить від часу завантаження  $t_n$ , і коефіцієнта нерівномірності  $K_1$ ;

$$K_1 = \frac{a_{(\max)_1}}{a_{(1)}} = \frac{4,6}{2,19} = 2,09;$$

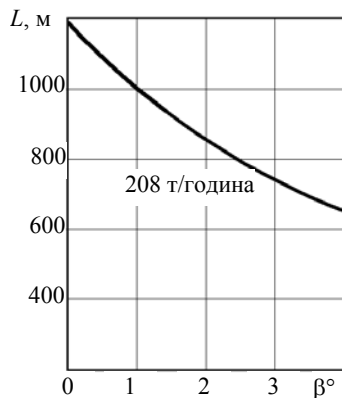
$$t_{\kappa} = \frac{L}{60\nu} = \frac{1150}{60 \cdot 1,6} = 11,98 \text{ хв.}$$

Згідно з таблицею (див. додаток 1 таблиця 1П. 3)  $K_{t(L)} = 1,58$ .

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3):

- приймальна здатність  $Q_{\kappa.пр.} = 5,4 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;
- ширина стрічки  $B = 800 \text{ мм}$ ;
- швидкість стрічки  $\nu = 1,6 \text{ м/с}$ ;
- довжина виробки  $L = 1150 \text{ м}$ ;
- розрахункова експлуатаційна продуктивність  $Q_{e_1} = 208 \text{ т/година}$ .

На підставі цих даних приймаємо конвеєр 2ЛТ80 довжиною  $L = 1150 \text{ м}$ , тому що лава спрацьовується зворотним ходом і потрібно швидке і нетрудомістке скорочення ставу. Даний конвеєр поставляється у комплекті з перевантажувачем ПТК – 1 довжиною  $50 \text{ м}$ ,  $\nu = 1,6 \text{ м/с}$ . Установлена потужність привода конвеєра  $N_y = 110 \text{ кВт}$ , приймальна здатність  $Q_{\kappa.пр.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв}$ . Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу даний на рис. 12.3.



**Рисунок 12.3. Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 2ЛТ80**

## **Вибір конвеєрів у прохідницьких вибоях (2 північний і південний вентиляційний штреки)**

Довжина штреку  $L = 1200$  м, кут нахилу  $\beta = 0^\circ$ .

Схема завантаження показана на рис. 12.4.

Визначаємо експлуатаційну продуктивність конвеєра:

$$Q_{e_2} = 60u_1 = 60 \cdot 0,57 = 34 \text{ т/година,}$$

де  $u_1$  – середнє значення вантажопотоку за машинний час від підготовчого вибою при комбайновій проходці,  $u_1 = 0,57$  т/хв.

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3):

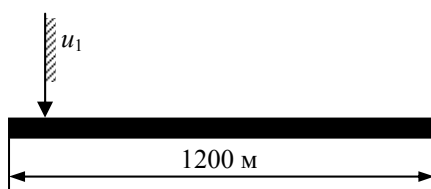
приймальна здатність  $Q_{к.пр.} = 0,48 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;

ширина стрічки  $B = 800$  мм;

швидкість стрічки  $v = 1,6$  м/с;

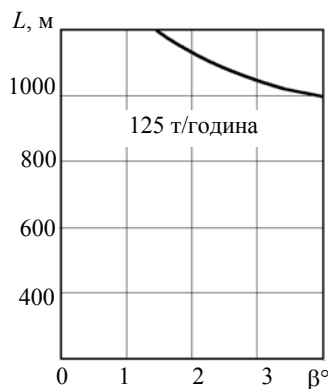
довжина виробки  $L = 1200$  м;

розрахункова експлуатаційна продуктивність  $Q_{e_2} = 34$  т/година.



**Рисунок 12.4. Схема  
надходження вантажопотоку на  
конвеєр**

На підставі вищевказаних даних приймаємо телескопічний конвеєр 2ЛТП80У, що подовжується, довжиною  $L = 1200$  м. Даний конвеєр поставляється в комплекті з перевантажувачем ПТК-1 довжиною 50 м. Характеристики конвеєра 2ЛТП80В: швидкість стрічки  $v = 2,0$  м/с, установлена потужність  $N_y = 110$  кВт, приймальна здатність  $Q_{к.пр.} = 8,15 \text{ м}^3/\text{хв}$ . Гра-



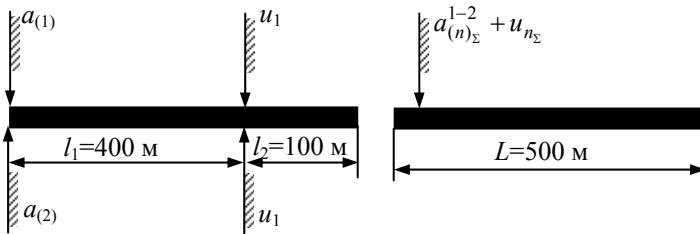
**Рисунок 12.5. Залежність  
довжини транспортування  
від експлуатаційної про-  
дуктивності і кута нахилу  
виробки для конвеєра  
2ЛТП80У**

фік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу наведений на рис. 12.5.

### **Вибір конвеєра для південного ухилу II сходини**

Довжина виробки  $L=1000$  м, кут нахилу  $\beta = 10^\circ$ .

Вугілля на ухил надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв. Попередньо приймаємо 2 конвеєри довжиною  $L=500$  м. Схема надходження вантажопотоку дана на рис. 12.6.



**Рисунок 12.6. Схема надходження вантажопотоків на конвеєри**

Розрахункова експлуатаційна продуктивність визначається за формулою:

$$Q_{e_{31}} = 60 a_{(n)\Sigma}^{1-2} K_{t(l_1)} = 60 \cdot 4,38 \cdot 1,58 = 415 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_{32}} = 60 (a_{(n)\Sigma}^{1-2} K_{t(l_2)} + u_{n\Sigma}) = 60 \cdot (4,38 \cdot 1,8 + 1,08) = 538 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_3} = \frac{Q_{e_{31}} l_1 + Q_{e_{32}} l_2}{L_K} = \frac{415 \cdot 400 + 538 \cdot 100}{500} = 440 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_4} = 60 (a_{(n)\Sigma}^{1-2} K_{t(l_2)} + u_{n\Sigma}) = 60 \cdot (4,38 \cdot 1,55 + 1,08) = 472 \text{ т/година};$$

де  $K_{t(L)}$  – коефіцієнт, що залежить від часу завантаження  $t_n$ , і коефіцієнта нерівномірності  $K_1$

$$K_1 = \frac{a_{(\max)\Sigma}^{1-2}}{a_{(n)\Sigma}^{1-2}} = \frac{7,89}{4,38} = 1,8;$$

$$t_{\kappa_1} = \frac{l_1}{60v} = \frac{400}{60 \cdot 2,0} = 3,33 \text{ хв.};$$

$$t_{\kappa_2} = \frac{l_2}{60v} = \frac{100}{60 \cdot 2,0} = 0,83 \text{ хв.};$$

$$t_{\kappa_3} = \frac{L}{60v} = \frac{500}{60 \cdot 2,0} = 4,17 \text{ хв.}$$

Згідно з таблицею (див. додаток 1 таблиця 1П. 3):  
 $K_{t(l_1)} = 1,58$ ;  $K_{t(l_2)} = 1,8$ ;  $K_{t(L)} = 1,55$ .

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3):

приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 10,55 \text{ м}^3/\text{хв.}$ ;

ширина стрічки  $B = 1000 \text{ мм.}$ ;

швидкість стрічки  $v = 2,0 \text{ м/с.}$ ;

довжина виробки  $L=1000 \text{ м.}$ ;

Розрахункова експлуатаційна продуктивність:



**Рисунок 12.7.** Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 2Л100У

- для першого конвеєра  $Q_{e_3} = 440 \text{ т/година,}$
- для другого конвеєра  $Q_{e_4} = 472 \text{ т/година.}$

На підставі цих даних приймаємо 2 конвеєри 2Л100У, довжиною  $L=500 \text{ м}$  кожний,  $v=2,5 \text{ м/с}$ , установлена потужність двигуна  $N_y = 220 \text{ кВт}$ , приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 16,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$  Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу даний на рис. 12.7.

## Вибір конвеєра для конвеєрного штреку №1

Довжина штреку  $L=150$  м, кут нахилу  $\beta = 0^\circ$ .

Вугілля на штрек надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв. Схема надходження вантажопотоку дана на рис. 12.8.

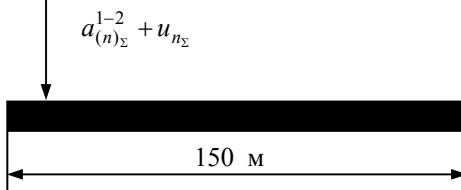
Розрахункова експлуатаційна продуктивність конвеєра

$$Q_{e_s} = 60(a_{(n)_\Sigma}^{1-2} K_{t(l_2)} + u_{n_\Sigma}) = 60 \cdot (4,38 \cdot 1,72 + 1,08) = 517 \text{ т/година};$$

$$K_1 = \frac{a_{(\max)_\Sigma}^{1-2}}{a_{(n)_\Sigma}^{1-2}} = \frac{7,89}{4,38} = 1,8;$$

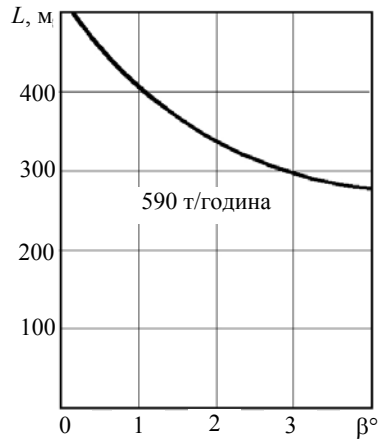
$$t_k = \frac{L}{60v} = \frac{150}{60 \cdot 1,6} = 1,56 \text{ хв.}$$

Згідно з таблицею (див. додаток 1, таблиця 1П. 3)  
 $K_{t(L)} = 1,72$ .



**Рисунок 12.8. Схема надходження вантажопотоків на конвеєр**

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3): приймальна здатність  $Q_{к.пр.}=10,55 \text{ м}^3/\text{хв}$ ; ширина стрічки  $B=1000$  мм; швидкість стрічки  $v = 1,6$  м/с; довжина виробки  $L=150$  м; розрахункова експлуатаційна продуктивність:  $Q_e = 517$  т/година.



**Рисунок 12.9. Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 1Л1000**

На підставі цих даних приймаємо конвеєр 1Л1000 довжиною  $L = 150$  м,  $v = 1,6$  м/с, установлена потужність двигуна  $N_y = 75$  кВт, приймальна здатність  $Q_{к.пр.} = 13,5$  м<sup>3</sup>/хв. Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу наведений на рис. 12.9.

### Вибір конвеєра для південного ухилу І сходини

Довжина виробки  $L = 1800$  м, кут нахилу  $\beta = 10^\circ$ .

Вугілля на ухил надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв II-ї сходини південного ухилу і 4 південної лави I-ї сходини південного ухилу. Попередньо приймаємо 3 конвеєри  $L = 600$  м. Схема надходження вантажопотоку дана на рис. 12.10.

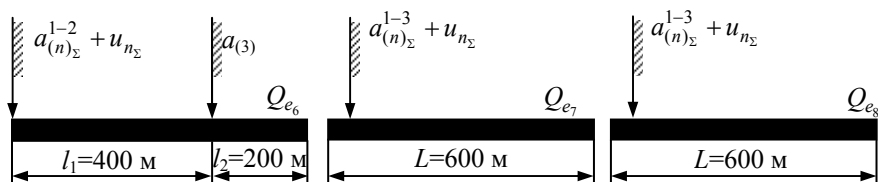


Рисунок 12.10. Схема надходження вантажопотоків на конвеєр

Розрахункова експлуатаційна продуктивність визначається за формулою:

$$Q_{e_{61}} = 60(a_{(n)Σ}^{1-2} K_{t(l_1)} + u_{nΣ}) = 60 \cdot (4,38 \cdot 1,63 + 1,08) = 493 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_{62}} = 60(a_{(n)Σ}^{1-3} K_{t(l_2)} + u_{nΣ}) = 60 \cdot (6,8 \cdot 1,42 + 1,08) = 644 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_6} = \frac{Q_{e_{61}} l_1 + Q_{e_{62}} l_2}{L_K} = \frac{493 \cdot 400 + 644 \cdot 200}{600} = 543 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_8} = Q_{e_7} = 60(a_{(n)Σ}^{1-3} K_{t(L)} + u_{nΣ}) = 60 \cdot (6,8 \cdot 1,34 + 1,08) = 612 \text{ т/година};$$

$$K_1 = \frac{a_{(\max)Σ}^{1-2}}{a_{(n)Σ}^{1-2}} = \frac{7,89}{4,38} = 1,8;$$

$$K_2 = K_3 = K_4 = \frac{a_{(\max)\Sigma}^{1-3}}{a_{(n)\Sigma}^{1-3}} = \frac{10,53}{6,8} = 1,54;$$

$$t_{\kappa_1} = \frac{l_1}{60\nu} = \frac{400}{60 \cdot 2,5} = 2,67 \text{ хв.};$$

$$t_{\kappa_2} = \frac{l_2}{60\nu} = \frac{200}{60 \cdot 2,5} = 1,33 \text{ хв.};$$

$$t_{\kappa_3} = t_{\kappa_4} = \frac{L}{60\nu} = \frac{600}{60 \cdot 2,5} = 4,0 \text{ хв.}$$

Згідно з таблицею (див. додаток 1, таблиця 1П. 3) знаходимо  $K_{t(l_1)} = 1,63$ ;  $K_{t(l_2)} = 1,42$ ;  $K_{t(L)} = 1,34$ .

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3): приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 13,66 \text{ м}^3/\text{хв}$ ; ширина стрічки  $B = 1000 \text{ мм}$ ; швидкість стрічки  $\nu = 2,5 \text{ м/с}$ ; довжина виробки  $L=1800 \text{ м}$ .

Розрахункова експлуатаційна продуктивність:

– для першого конвеєра

$$Q_{e_6} = 543 \text{ т/година},$$

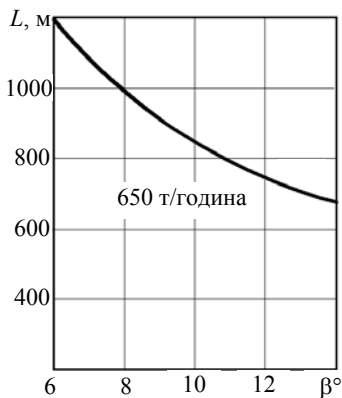
– для другого конвеєра  $Q_{e_7} = 612$

т/година,

– для третього конвеєра

$$Q_{e_8} = 612 \text{ т/година}.$$

На підставі цих даних приймаємо 3 конвеєри 3Л100У,  $L=600 \text{ м}$ ,  $\nu = 2,5 \text{ м/с}$ , установлена потужність двигуна  $N_y = 500 \text{ кВт}$ , приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.}=16,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ . Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу даний на рис. 12.11.



**Рисунок 12.11. Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 3Л100У**

## Вибір конвеєра для конвеєрного штрєку № 2

Довжина виробки  $L = 264$  м, кут нахилу  $\beta = 0^\circ$ .

Вугілля на штрєк надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв II-ї сходи́ни південного ухилу і 4 південної лави I-ї сходи́ни південного ухилу. Схема надходження вантажопотоку наведена на рис. 12.12.

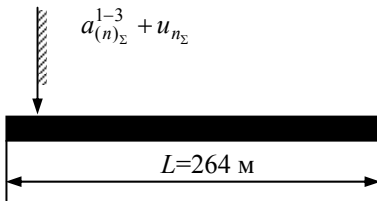
Розрахункова експлуатаційна продуктивність:

$$Q_{e_9} = 60 \left( a_{(n)_\Sigma}^{1-3} K_{t(L)} + u_{n_\Sigma} \right) = 60 \cdot (6,8 \cdot 1,48 + 1,08) = 669 \text{ т/година};$$

$$K_1 = \frac{a_{(\max)\Sigma}^{1-3}}{a_{(n)_\Sigma}^{1-3}} = \frac{10,53}{6,8} = 1,54;$$

$$t_\kappa = \frac{L}{60v} = \frac{264}{60 \cdot 2,5} = 1,76 \text{ хв.};$$

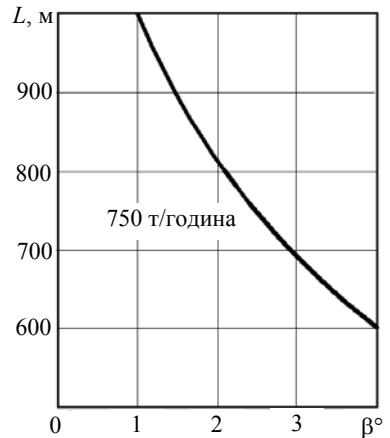
Згідно з таблицею (див. додаток 1, таблиця 1П. 3)  
 $K_{t(L)} = 1,48$ .



**Рисунок 12.12. Схема надходження вантажопотоків на конвеєр**

Вихідні дані

для вибору конвеєра (див. табл.12.3):  
 приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 13,66$  м<sup>3</sup>/хв; ширина стрічки  $B = 1000$  мм; швидкість стрічки  $v = 2,5$  м/с; довжина виробки  $L = 264$  м; розрахункова експлуатаційна продуктивність  $Q_{e_9} = 669$  т/година.



**Рисунок 12.13. Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 2Л100У**

Для забезпечення розрахункової  $Q_{\kappa.нр.} = 13,66 \text{ м}^3/\text{хв}$  приймаємо конвеєр 2Л100У,  $L = 264 \text{ м}$ ,  $v = 2,5 \text{ м/с}$ , установлена потужність  $N_y = 220 \text{ кВт}$ , приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 16,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ . Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу даний на рис. 12.13.

### **Вибір конвеєра для ухилу 1 - «біс»**

Довжина виробки  $L = 550 \text{ м}$ , кут нахилу  $\beta = 10^\circ$ .

Вугілля на ухил надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв II-ї сходи південного ухилу, 4 південної лави I-ї сходи південного ухилу і з 3 південної лави, що працює на ухилі 1 - «біс».

Схема надходження вантажопотоку дана на рис. 12.14.

Розрахункова експлуатаційна продуктивність

$$Q_{e_{101}} = 60a_{(4)}K_{t(l_1)} = 60 \cdot 3,25 \cdot 1,65 = 322 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_{102}} = 60(a_{(n)\Sigma}^{1-4} K_{t(l_2)} + u_{n_\Sigma}) = 60 \cdot (10,05 \cdot 1,25 + 1,08) = 819 \text{ т/година};$$

$$Q_{e_{10}} = \frac{Q_{e_{101}} l_1 + Q_{e_{102}} l_2}{L_\kappa} = \frac{322 \cdot 100 + 819 \cdot 450}{550} = 728 \text{ т/година};$$

$$K_1 = \frac{a_{(\max)_4}}{a_{(4)}} = \frac{5,37}{3,24} = 1,65; \quad K_2 = \frac{a_{(\max)\Sigma}^{1-4}}{a_{(n)\Sigma}^{1-4}} = \frac{13,77}{10,05} = 1,37;$$

$$t_{\kappa_1} = \frac{l_1}{60v} = \frac{100}{60 \cdot 2,5} = 0,67 \text{ хв.}; \quad t_{\kappa_2} = \frac{l_2}{60v} = \frac{450}{60 \cdot 2,5} = 3 \text{ хв.}$$

За таблицю (див. додаток 1, таблиця 1П. 3) знаходимо  $K_{t(l_1)} = 1,65$ ;  $K_{t(l_2)} = 1,25$ .

Вихідні дані для вибору конвеєра (див. табл.12.3):

приймальна здатність  $Q_{\kappa.нр.} = 17,47 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;

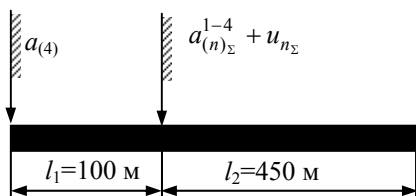
ширина стрічки  $B = 1200 \text{ мм}$ ;

швидкість стрічки  $v = 2,5 \text{ м/с}$ ;

довжина виробки  $L = 550 \text{ м}$ ;

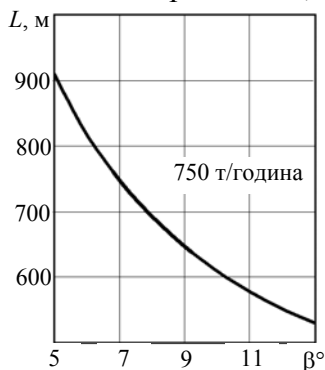
розрахункова експлуатаційна продуктивність  $Q_{e_{10}} = 728$  т/година.

На підставі вихідних даних приймаємо конвеєр 1ЛУ120, L



**Рисунок 12.14. Схема надходження вантажопотоків на конвеєр**

= 550 м,  $v=2,5$  м/с, установлена потужність двигуна  $N_y = 500$  кВт, приймальна здатність  $Q_{к.пр.} = 25$  м<sup>3</sup>/хв. Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу наведений на рис. 12.15.



**Рисунок 12.15. Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 1ЛУ120**

### **Вибір конвеєра для похилого квершлагоу**

Довжина виробки  $L = 264$  м, кут нахилу  $\beta = 10^\circ$ .

Вугілля на ухил надходить із двох очисних і двох підготовчих вибоїв II-ї сходини південного ухилу, 4 південної лави I-ї сходини південного ухилу і з 3 південної лави, що працює на ухилі 1 - «біс».

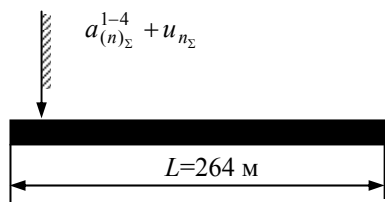
Схема надходження вантажопотоку наведена на рис. 12.16.

Розрахункова експлуатаційна продуктивність визначається за формулою:

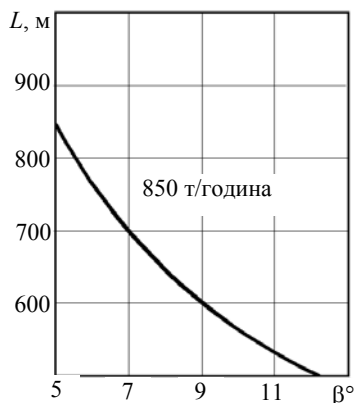
$$Q_{e_{11}} = 60(a_{(n)\Sigma}^{1-4} K_{I(L)} + u_{n\Sigma}) = 60 \cdot (10,05 \cdot 1,3 + 1,08) = 849 \text{ т/година};$$

$$K_1 = \frac{a_{(max)\Sigma}^{1-4}}{a_{(n)\Sigma}^{1-4}} = \frac{13,77}{10,05} = 1,37; \quad t_k = \frac{L}{60v} = \frac{264}{60 \cdot 2,5} = 1,76 \text{ хв.};$$

Згідно з таблицею (див. додаток 1, таблиця 1П. 3)  
 $K_{t(L)} = 1,3$ .



**Рисунок 12.16.** Схема надходження вантажопотоків на конвеєр



**Рисунок 12.17.** Залежність довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу виробки для конвеєра 1ЛУ120

Вихідні дані для вибору конвеєра: приймальна здатність  $Q_{к.пр.}=17,47 \text{ м}^3/\text{хв}$ ; ширина стрічки  $B=1200 \text{ мм}$ ; швидкість стрічки  $v=2,5 \text{ м/с}$ ; довжина виробки  $L=264 \text{ м}$ ; розрахункова експлуатаційна продуктивність  $Q_{e11} = 849 \text{ т/година}$ . На підставі вихідних даних приймаємо конвеєр 1ЛУ120,  $L=264 \text{ м}$ ,  $v=2,5 \text{ м/с}$ , установлена потужність двигуна  $N_y=500 \text{ кВт}$ , прийомна здатність  $Q_{к.пр.}=25 \text{ м}^3/\text{хв}$ . Графік залежності довжини транспортування від експлуатаційної продуктивності і кута нахилу даний на рис. 12.17.

Зведені результати вибору конвеєрів наведені в таблиці 12.3.

Таблиця 12.3.

| Виробка                      | Тип конвеєра | Ширина стрічки<br>$B, \text{ мм}$ | Швидкість руху<br>стрічки $v, \text{ м/с}$ | Експлуатаційна<br>продуктивність<br>$Q_e, \text{ т/година}$ | Потужність при-<br>вода $N, \text{ кВт}$ | Довжина конвеєра<br>$L, \text{ м}$ | Кут установки $\beta$ ,<br>град. |
|------------------------------|--------------|-----------------------------------|--------------------------------------------|-------------------------------------------------------------|------------------------------------------|------------------------------------|----------------------------------|
| 1                            | 2            | 3                                 | 4                                          | 5                                                           | 6                                        | 7                                  | 8                                |
| Конвеєрні штре-<br>ки вибоїв | 2ЛТ80        | 800                               | 1,6                                        | 208                                                         | 110                                      | 1150                               | 0                                |
| Підготовчі вибої             | 2ЛТП80У      | 800                               | 2,0                                        | 34                                                          | 110                                      | 1200                               | 0                                |

| 1                         | 2      | 3    | 4   | 5                 | 6   | 7    | 8  |
|---------------------------|--------|------|-----|-------------------|-----|------|----|
| Південний ухил II сходини | 2Л100У | 1000 | 2,5 | 440<br>472        | 220 | 500  | 10 |
| Конвеєрний штрек № 1      | 1Л1000 | 1000 | 1,6 | 517               | 75  | 150  | 0  |
| Південний ухил I сходини  | 3Л100У | 1000 | 2,5 | 543<br>612<br>612 | 500 | 1800 | 10 |
| Конвеєрний штрек № 2      | 2Л100У | 1000 | 2,5 | 669               | 220 | 264  | 0  |
| Ухил 1-«біс»              | 1ЛУ120 | 1200 | 2,5 | 728               | 500 | 550  | 10 |
| Похилий квершлаг          | 1ЛУ120 | 1200 | 2,5 | 849               | 500 | 264  | 10 |

#### 12.4. РОЗРАХУНОК СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Для розрахунку вибираємо найбільш навантажений конвеєр 1ЛУ120, розташований на похилому квершлагу (дані в табл. 12.3).

Вихідні дані для розрахунку:

$Q_e$  – експлуатаційна продуктивність,  $Q_e = 849$  т/година;

$L$  – довжина транспортування,  $L = 264$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 10^\circ$ ;

$N_y$  – установлена потужність двигунів,  $N = 500$  кВт.

Кінематична схема конвеєра наведена на рис. 12.18.

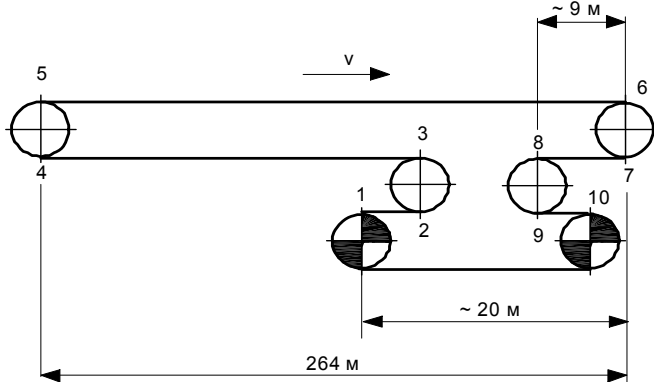


Рисунок 12.18 Кінематична схема конвеєра 1ЛУ120

Погонна маса вантажу на стрічці конвеєра:

$$q = \frac{Q_e}{3,6v} = \frac{849}{3,6 \cdot 2,5} = 94,3 \text{ кг/м.}$$

Погонна вага роликоопор:

- навантаженої вітки

$$q'_p = \frac{G'_p}{l'_p} = \frac{45}{1,2} = 37,5 \text{ кг/м;}$$

- порожньої вітки

$$q''_p = \frac{G''_p}{l''_p} = \frac{35}{2,4} = 14,6 \text{ кг/м;}$$

де  $G'_p$ ,  $G''_p$  – маса обертових частин роликоопор, при діаметрі роликів 159 мм (див. додаток 2)

$$G'_p = 45 \text{ кг, } G''_p = 35 \text{ кг;}$$

$l'_p$ ,  $l''_p$  – відстань між роликоопорами на навантажених і порожніх вітках,  $l'_p = 1,2$  м,  $l''_p = 2,4$  м.

Визначимо орієнтовно погонну вагу стрічки за встановленою потужністю двигуна конвеєра:

- максимально можливе тягове зусилля, що може розвинути привод конвеєра

$$W_{om} = 708 \frac{N_y}{v} = 708 \cdot \frac{500}{2,5} = 141600 \text{ Н,}$$

де  $N_y$  – встановлена потужність двигуна,  $N_y = 500$  кВт.

- максимально можливий натяг конвеєрної стрічки

$$S_{\max} = W_{om} \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} = 141600 \cdot \frac{6,86}{6,86 - 1} = 165764 \text{ Н,}$$

де  $\alpha$  – кут обхвату приводних барабанів,  $\alpha = 440^\circ$  або 7,7 рад;

$\mu$  – коефіцієнт зчеплення стрічки із приводним барабаном (вогнестійка обкладка, барабан без футеровки, виробка

не примикає до очисного вибою) (див. додаток 2),  $\mu = 0,25$ ;

$e^{\mu\alpha}$  – тяговий фактор,  $e^{\mu\alpha} = 6,86$ .

За величиною  $S_{max}$  вибираємо тип конвеєрної стрічки (див. додаток 2)

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{max} m}{B} = \frac{165764 \cdot 8,5}{120} = 11742 \text{ Н/см},$$

де  $i \cdot \sigma$  – сумарне розривне зусилля всіх прокладок конвеєрної стрічки, Н/см;

$i$  – число прокладок;

$\sigma$  – розривне зусилля однієї прокладки, Н/см;

$B$  – ширина стрічки,  $B = 120$  см;

$m$  – запас міцності конвеєрної стрічки,  $m = 8,5$ .

Попередньо приймаємо конвеєрну стрічку ТК-200 із шістьма тканинними прокладками, для якої  $\sigma = 2000$  Н/см, а

$$i \cdot \sigma = 6 \cdot 2000 = 12000 \text{ Н/см}.$$

Погонна маса обраної нами стрічки становить  $q_n = 21,12$  Н/см (див. додаток 2).

Опір руху навантаженої і порожньої віток стрічки:

$$\begin{aligned} W_n &= [(q + q_n + q'_p) \omega \cos \beta + (q + q_n) \sin \beta] L_n g = \\ &= [(94,3 + 21,12 + 37,5) 0,035 \cos 10^\circ + (94,3 + 21,12) \sin 10^\circ] \times \\ &\times 264 \cdot 9,81 = 65558 \text{ Н}; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} W_{nop} &= [(q_n + q''_p) \omega \cos \beta - q_n \sin \beta] L_n g = \\ &= [(21,12 + 14,6) 0,035 \cos 10^\circ - 21,12 \sin 10^\circ] \cdot 244 \cdot 9,81 = \\ &= -5831 \text{ Н}; \end{aligned}$$

де  $L_n$ ,  $L_n$  – довжина навантаженої і порожньої галузі стрічкового конвеєра  $L_n = 264$  м,  $L_n = 244$  м;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху стрічки (див. додаток 2),  $\omega = 0,035$ .

Приблизно тягове зусилля на приводі конвеєра:

$$W'_0 = (W_n - W_{nop}) k = (65558 - 5831) 1,3 = 77645 \text{ Н},$$

де  $k$  - коефіцієнт, що враховує місцеві опори руху стрічки,  $k=1,3$ .

Мінімально необхідний натяг стрічки в точці її збігання із приводного барабана:

$$S_{сб}^{\min} \geq \frac{k_m W'_0}{e^{\mu\alpha} - 1} = \frac{1,2 \cdot 77645}{6,86 - 1} = 15900 \text{ Н},$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу сил зчеплення,  $k_m = 1,2$ .

Мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці за умовою припустимого її прогину:

$$S_n^{\min} \geq 5(q + q_n) l'_p = 5 \cdot 9,81 (94,3 + 21,12) \cdot 1,2 = 6794 \text{ Н}.$$

Загальне тягове зусилля на приводі установки.

Щоб уникнути проковзування конвеєрної стрічки на приводному барабані повинна виконуватись умова:

$$S_1 \geq S_{сб}^{\min}.$$

У нашому прикладі  $S_{сб}^{\min} = 15900 \text{ Н}$ . Прийнемо  $S_1 = 16000 \text{ Н}$ .

Через те, що довжина ділянки 1-2 мала в порівнянні з довжиною конвеєра, вважаємо, що

$$S_2 = S_1 = 16000 \text{ Н};$$

$$S_3 = S_2 + W_{2-3} = S_2 + 0,05 S_2 = 1,05 S_2 = 1,05 \cdot 16000 = 16800 \text{ Н};$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = S_3 + W_{nop} = 16800 - 5831 = 10969 \text{ Н};$$

$$S_5 = S_4 + W_{4-5} = S_4 + 0,05 S_4 = 1,05 S_4 = 11517 \text{ Н}.$$

Точка 5 має мінімальний натяг стрічки на навантаженій вітці тому що  $S_5 = 11517 \text{ Н}$ , а  $S_n^{\min} = 6794 \text{ Н}$ , і умова відсутності надмірного прогину стрічки на навантаженій вітці  $S_5 \geq S_n^{\min}$  виконується.

$$S_6 = S_5 + W_{5-6} = S_5 + W_n = 11517 + 65558 = 77075 \text{ Н};$$

$$S_7 = S_6 + W_{6-7} = S_6 + 0,05 S_6 = 1,05 S_6 = 80929 \text{ Н}.$$

Оскільки довжини ділянок 7-8 і 9-10 малі в порівнянні з довжиною конвеєра, ними нехтуємо і уважаємо, що

$$S_8 = S_7 = 80929 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9;$$

$$S_9 = S_8 + W_{8-9} = S_8 + 0,05S_8 = 1,05S_8 = 84976 \text{ Н};$$

$$S_{10} = S_9 = 84976 \text{ Н}.$$

Натяг стрічки в точці набігання на приводний барабан

$$S_{нб} = S_{10} = 84976 \text{ Н}.$$

Загальне тягове зусилля привода

$$\begin{aligned} W_0 &= S_{нб} - S_{сб} + k_{np} (S_{нб} + S_{сб}) = \\ &= 84976 - 16000 + 0,04 (84976 + 16000) = 73015 \text{ Н}, \end{aligned}$$

де  $k_{np}$  – коефіцієнт опору руху стрічки на приводному барабані,  
 $k_{np} = 0,04$ .

Уточнюємо тип конвеєрної стрічки.

Дійсний максимальний натяг конвеєрної стрічки за результатами розрахунку становить:

$$S_{\max_o} = S_{10} = 84976 \text{ Н}.$$

Необхідне припустиме зусилля конвеєрної стрічки  $S_{\partial} \geq S_{\max_o}$ .

Згідно з таблицями (див. додаток 2) обираємо остаточно тип і число тканинних прокладок

$$i \cdot \sigma = \frac{S_{\max_o} m}{B} = \frac{84976 \cdot 8,5}{120} = 6019 \text{ Н/см},$$

Остаточно обираємо конвеєрну стрічку із чотирма тканинними прокладками ТК-200, розривна міцність якої

$$S_p = \frac{i \sigma B}{m} = \frac{4 \cdot 2000 \cdot 120}{8,5} = 112941 \text{ Н}.$$

Необхідна сумарна потужність двигунів привода стрічкового конвеєра:

$$N = \frac{W_0 \nu k_3}{1000 \eta} = \frac{73015 \cdot 2,5 \cdot 1,2}{1000 \cdot 0,85} = 258 \text{ кВт},$$

де  $k_3$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_3=1,2$ ;

$\eta$  – ККД привода,  $\eta = 0,85$ .

Установлена потужність двигунів конвеєра 1ЛУ120 становить  $N_y = 500$  кВт. Оскільки  $N_y > N_n$ , то конвеєр буде нормально працювати на довжині транспортування 264 м з експлуатаційною продуктивністю  $Q_e = 867$  т/година. Діаграма натягу стрічки з 4 прокладками ТК-200 конвеєра 1ЛУ120 представлена на рис. 12.19.

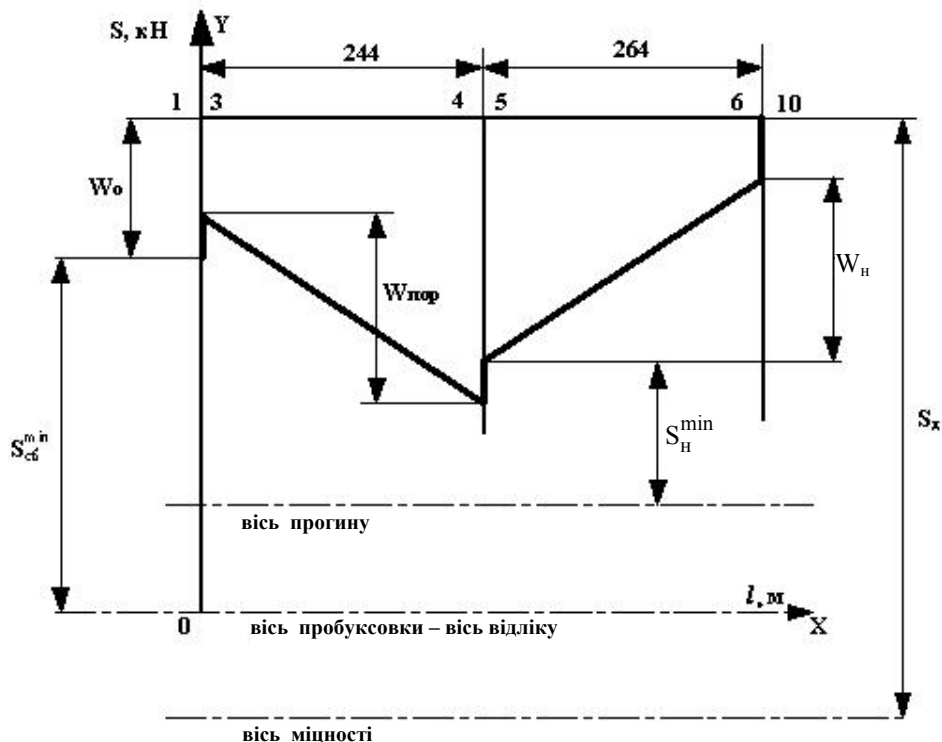


Рисунок 12.19. Діаграма натягу стрічки конвеєра

## 12.5. ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ ЗАСОБІВ ДОПОМІЖНОГО ТРАНСПОРТУ

Транспорт допоміжних матеріалів пластом  $k_5$  здійснюється за наступною схемою: клітьовий стовбур – виробки пристовбурного двору, квершлаг на пласт  $k_5$  – вантажний ходок ухилу 1-«біс» – проміжний штрек – вантажний ходок I сходини південного ухилу – проміжний штрек – вантажний ходок 2 сходини південного ухилу – дільничні штреки.

Для транспортування горизонтальними виробками застосовується електровозне відкочування. Виходячи з того, що шахта зверхкатегорійна з газу, приймаємо акумуляторний електровоз АМ8Д. Електровозне відкочування є найпоширенішим і продуктивним видом транспорту для допоміжних матеріалів. Вона має наступні переваги: багатофункціональність, досить висока продуктивність, економічність, маневреність, можливість роздільного і безперервного транспортування розгалуженою трасою на необмежену відстань.

Для транспортування матеріалів похилими гірничими виробками з урахуванням кута нахилу і вантажопотоку приймається відкочування одним кінцевим канатом. Заїзди для відкочування – похилі, у зв'язку з наявністю проміжних горизонтів. Канатне відкочування має наступні переваги: можливість використання при більших кутах нахилу, при хвилястому профілі колії, простота пристрою, мала вартість, можливість перевезення, як вантажу, так і людей, відсутність пунктів перевантаження. При цьому використовуються однобарабанні підйомні машини Ц1,6×1,2, Ц3×2,2 і Ц2×1,5 (див. рис. 12.25).

Оскільки виробками пласту  $k_5$  електровозне відкочування, відкочування одним кінцевим канатом і нагрунтова канатна дорога транспортують тільки допоміжні матеріали і людей, то як транспортну посудину для матеріалів застосовуємо вагонеточні вантажні платформи ПВГ2,5, а для перевезення людей горизонтальними виробками – вагонетки ВГЛ-18, похилими – ВЛ30/15.

На дільничних виробках для транспортування допоміжних матеріалів і людей застосовуємо канатну нагрунтову дорогу ДКН - 1.

Транспортування людей пластом  $k_5$  здійснюється за наступною схемою: клітьовий стовбур – виробка пристовбурного двору, квершлаг на пласт  $k_5$  – людський ходок ухилу 1-«біс» – проміжний штрек – людський ходок 1 сходини південного ухилу – людський ходок 2 сходини південного ухилу – дільничні штреки.

При виборі засобів для перевезення людей варто враховувати, що при відстані на горизонтальних виробках більше 1000 м або при перепаді висот більше 25 м на похилих виробках необхідно забезпечити механізовану доставку. Виходячи із цього, люди від клітьового ствола пересуваються пішки до ухилу 1-«біс» і конвеєрними штреками №1, №2, а на інших виробках застосовуємо механізовану доставку.

### 12.5.1. Розрахунок канатного відкочування

Розглянемо розрахунок відкочування одним кінцевим канатом з похилими заїздами, установленим на ухилі 1-«біс», використовуюваного для транспортування допоміжних матеріалів.

Вихідні дані,

$Q_{зм}$  – змінний вантажопотік,  $Q_{зм}=35,2$  т/зм (див. табл. 12.1);

$L$  – довжина ухилу,  $L = 550$  м;

$\beta$  – середній кут нахилу виробки,  $\beta = 10^\circ$ ;

транспортна посудина – вагонеточні платформи ПВГ2,5;

$G$  – вантажопідйомність платформи. У середньому приймаємо  $G = 3,6$  т.

Розрахункова схема наведена на рис.7.3

Через мале значення змінного вантажопотоку він буде перевезений протягом зміни, а число відкаточних посудин обмежується лише міцністю зчеплення.

Перевірка величини поїзда за міцністю зчеплення

$$z_{\max} \leq \frac{S_{зч}}{(G + G_0)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})g},$$

де  $S_{зч}$  – припустиме зусилля на зчепі,  $S_{зч} = 60000\text{Н}$ ;

$G_o$  – маса платформи,  $G_o = 0,66\text{ т}$ ;

$\omega$  – коефіцієнт опору руху вагонеток,  $\omega = 0,022$ ;

$\beta_{\max}$  – максимальний кут нахилу виробки,  $\beta_{\max} = 10^\circ$ ;

$$z_{\max} \leq \frac{60}{(0,66 + 3.6)(0,022 \cos 10^\circ + \sin 10^\circ) \cdot 9,81} = 7,35 \approx 7.$$

Число рейсів у змін

$$n = \frac{Q}{zG} = \frac{35,2}{7 \cdot 3,6} = 1,44 \text{ рейси.}$$

До подальшого розрахунку приймаємо однакове число вагонеток у кожному рейсі  $z = 5$ .

Погонна вага каната

$$q_k = \frac{z(G + G_o)(\omega \cos \beta_{\max} + \sin \beta_{\max})g}{\frac{\sigma}{m\rho_o} - L_k(f_k \cos \beta + \sin \beta)},$$

де  $m$  – запас міцності, для вантажного підйому,  $m = 6,5$ ;

$\rho_o$  – наведену питому вагу дроту в канаті,  $\rho_o = 90000\text{Н/м}^3$ ;

$\sigma$  – опір розриву дроту,  $\sigma = 1800 \cdot 10^6\text{Н/м}^2$ ;

$L_k$  – довжина каната, м

$$L_k = L + L_{kp1} + L_{кх},$$

$L_{кх}$  – довжина канатного ходка, м; попередньо приймаємо  $L_{кх} = 30\text{ м}$  (див. табл. 7.3)

$$L_k = 550 + 30 + 30 = 610\text{ м};$$

$f_k$  – коефіцієнт опору руху каната,  $f_k = 0,2$ ;

$$q_k = \frac{5(660 + 3600)(0,022 \cos 10^\circ + \sin 10^\circ) \cdot 9,81}{\frac{1800 \cdot 10^6}{6,5 \cdot 90000} - 610(0,2 \cos 10^\circ + \sin 10^\circ)} = 14,32\text{ Н/м.}$$

Приймаємо канат ТЛК-06×22 ДСТ 3078-69. Діаметр каната  $d = 20\text{ мм}$   $q_k = 14,9\text{ Н/м}$ .

Мінімальний діаметр барабана

$$D \geq 60d = 60 \cdot 20 = 1200 \text{ мм.}$$

Перевіримо умову спуска порожнього поїзда

$$F_{min} \geq F_{don},$$

де  $F_{don}$  – натяг каната в точці змотування з барабана,  
 $F_{don}=2000\text{Н.}$

$F_{min}$  – натяг каната наприкінці ланцюжка канатного поїзда,  
Н;

$$F_{min} = zG_o(\sin\beta - \omega\cos\beta)g + q_\kappa L_\kappa(\sin\beta - f_\kappa \cos\beta),$$

$$F_{min} = 8 \cdot 660 \cdot (\sin 10^\circ - 0,022 \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + \\ + 14,9 \cdot 610 (\sin 10^\circ - 0,2 \cos 10^\circ) = 7660 \text{ Н.}$$

Умова виконана.

Потужність двигуна для відкочування одним кінцевим канатом на ухилі визначається за найбільшою силою тяги лебідки при підйомі навантаженого поїзда.

Натяг каната

$$F_{max} = z(G_0 + G)(\omega\cos\beta + \sin\beta)g + q_\kappa L_\kappa(f_\kappa \cos\beta + \sin\beta), \text{Н;}$$

$$F_{max} = 5 \cdot (660 + 3600) \cdot (\sin 10^\circ + 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + \\ + 14,9 \cdot 610 (\sin 10^\circ + 0,2 \cos 10^\circ) = 44180 \text{ Н.}$$

Потужність на валу двигуна

$$N_n = \frac{F_{max} v_{cp}}{1000\eta} = \frac{44180 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 260 \text{ кВт,}$$

де  $\eta$  - ККД редуктора,  $\eta = 0,85$ .

До подальшого розрахунку приймаємо  $N_{max} = 260 \text{ кВт.}$

Визначаємо необхідну ширину барабана.

Приймаємо  $D = 1,6 \text{ м.}$

$$B = \left( \frac{L_\kappa - L_{\kappa\kappa} + L_3}{\pi(D + d(n_c - 1))n_c} + n_m + n_o \right) \frac{d + \varepsilon}{1000}, \text{ м,}$$

де  $L_3$  – запас каната,  $L_3 = 80 \text{ м;}$

$n_c$  – число шарів навивки,  $n_c = 3$ ;

$n_m$  – число витків тертя,  $n_m = 3$ ;

$n_o$  – додаткові витки, що враховують не заповнювану частину в реборд, при тришаровій навивці  $n_o = 2,5$ ;

$\varepsilon$  – зазор між суміжними витками,  $\varepsilon = 2,5$  мм.

$$B = \left( \frac{(610 - 30 + 80) \cdot 1000}{3,14(1600 + 20(3 - 1)) \cdot 3} + 3 + 2,5 \right) \frac{20 + 2,5}{1000} = 1,08 \text{ м.}$$

Визначаємо середньоквадратичну потужність:

$$N_e = \alpha \sqrt{\frac{1}{2} (N_{cp.n}^2 + N_{cp.on}^2)} \tau,$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт, що враховує нагрівання двигуна при маневрах,  $\alpha = 1,1$ ;

$\tau$  – відносна тривалість руху

$$\tau = \frac{T_{\partial \theta}}{T_{\partial \theta} + \theta} = \frac{286}{286 + 90} = 0,76;$$

$T_p$  – тривалість руху при похилих заїздах

$$T_p = \frac{2L + 2cL_{don} + 4cL_c}{v_{cp}} = \frac{2 \cdot 550 + 2 \cdot 1,8 \cdot 60 + 4 \cdot 1,8 \cdot 15,5}{5} = 286 \text{ с.}$$

$L_c$  – довжина поїзда,  $L_c = z \cdot l_g = 5 \cdot 3,1 = 15,5$  м;

$F_{cp.n.}$  і  $F_{cp.on.}$  – середні статичні зусилля на барабані при спуску і підйомі поїзда.

$$F_{cp.n.} = z(G + G_o)(\sin\beta + \omega \cos\beta)g + \frac{q_k L_k}{2} (\sin\beta + f_k \cos\beta), \text{ Н;}$$

$$F_{cp.n.} = 5 \cdot (3600 + 660) \cdot (\sin 10^\circ + 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 + \frac{14,9 \cdot 610}{2} \times \\ \times (\sin 10^\circ + 0,2 \cdot \cos 10^\circ) = 42496 \text{ Н.}$$

$$F_{cp.on.} = z G_o (\sin\beta - \omega \cos\beta)g + \frac{q_k L_k}{2} (\sin\beta - f_k \cos\beta),$$

$$F_{cp.on.} = 5 \cdot 660 \cdot (\sin 10^\circ - 0,022 \cdot \cos 10^\circ) \cdot 9,81 +$$

$$+ \frac{14,9 \cdot 610}{2} \cdot (\sin 10^\circ - 0,2 \cdot \cos 10^\circ) = 4814 \text{ Н.}$$

$$N_{cp.n} = \frac{F_{cp.n} v}{1000 \eta} = \frac{42496 \cdot 5}{1000 \cdot 0,85} = 250 \text{ кВт},$$

$$N_{cp.on} = \frac{F_{cp.on} v \eta}{1000} = \frac{4814 \cdot 5,2 \cdot 0,85}{1000} = 21 \text{ кВт},$$

$$N_c = 1,1 \sqrt{\frac{1}{2} (250^2 + 21^2)} 0,76 = 170 \text{ кВт}.$$

Паспортна потужність двигуна

$$N_{yct} \geq k_m \cdot N_c = 1,2 \cdot 170 = 204 \text{ кВт}.$$

де  $k_m$  – коефіцієнт запасу потужності,  $k_m = 1,2$ .

За значеннями  $B$ ,  $D$  і  $N_{yct}$  приймаємо підйомну машину Ц1,6×1,2 і двигун потужністю 160 кВт.

Коефіцієнт перевантаження двигуна

$$\lambda = \frac{N_{\max}}{N_{yct}} \leq 1,6 \dots 1,8,$$

$$\lambda = \frac{260}{160} = 1,63 \leq 1,8.$$

### 12.5.2. Розрахунок електровозного відкочування

Для транспортування допоміжних матеріалів від пристовбурного двору до приймально-відправного майданчика ухилу 1-«біс» використовуємо локомотивне відкочування електровозами АМ8Д.

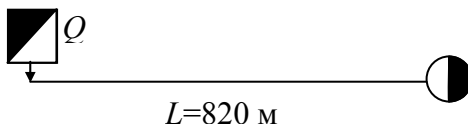


Рисунок 12.20. Схема локомотивного відкочування

Для визначення необхідної кількості електровозів виконаємо тяговий розрахунок локомотивного відкочування.

Основні параметри електровоза АМ8Д.

- Зчіпна вага, кН 80
- Ширина колії, мм 900
- Струм, А:
  - годинний 125
  - тривалий 50
- Сила тяги, Н:
  - годинна 11500
  - тривала 3300
- Швидкість, км/година
  - годинна 7,2
  - тривала 12,0
- Тип двигуна ДПТР - 12
- Тип батареї 112ТНЖШ-500
- Довжина, мм 4580

Вихідні дані для розрахунку.

- Довжина відкочування, м 820
- Змінний вантажопотік, т/см 35,2
- Ухил рейкового шляху, ‰
  - мінімальний 2
  - середній 4
  - максимальний 5

Вибір транспортного засобу.

Як транспортну посудину приймемо вагонеточні платформи ПВГ2,5, що є на шахті, з наступними технічними характеристиками:

- довжина за буферами, м 2,76
- вантажопідйомність, кН 60
- маса платформи, кН 6,6

При визначенні ваги вантажу на платформі вважаємо, що вона, у середньому, завантажена масою 36 кН.

Характерною рисою роботи електровозного відкочування при транспортуванні допоміжних матеріалів від клітьового

стовбура до ухилу 1-«біс» є рух навантаженого поїзда на підйом, а порожнього – під ухил.

1. Визначення величини поїзда.

**За умовою зчеплення коліс електровоза з рейками.**

Максимально припустима вага поїзда за умовою зчеплення коліс із рейками при зрушенні навантаженого поїзда на максимальний підйом

$$Q_n \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_n + i_{\max} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{8,4 + 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 878 \text{ кН},$$

де  $P$  – зчіпна вага електровоза,  $P = 80 \text{ кН}$ ;

$\omega'_n$  – пусковий опір руху вагонетки (при зрушенні з місця) – приймається в 1,3..1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_n$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_n = 6 \text{ Н/кН}$  для платформ ПВГ2,5;

$$\omega'_n = 1,4 \cdot 6 = 8,4 \text{ Н/кН};$$

$a$  – пускове прискорення, приймаємо  $a = 0,03 \text{ м/с}^2$ ;

$\psi_n$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_n = 0,2$  – з підсипанням піску на вологі рейки (див. додаток 4).

Максимально припустима вага поїзда при зрушенні порожнього поїзда під мінімальний ухил

$$Q_{\text{пор}} \leq P \left( \frac{1000 \psi_n}{\omega'_{\text{пор}} - i_{\max} + 110a} - 1 \right), \text{ кН};$$

$$Q_{\text{пор}} \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,2}{14 - 2 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 966 \text{ кН},$$

де  $\omega'_{nop}$  – пусковий опір руху вагонетки (при зрушенні з місця) –  
приймається в 1,3..1,5 рази більше ходового опору;

$\omega_{nop}$  – питомий опір навантажених вагонеток,  $\omega_{nop} = 10$   
Н/кН для платформ ПВГ2,5;

$$\omega'_{nop} = 1,4 \cdot 10 = 14 \text{ Н/кН};$$

За умовою гальмування електровоза, що рухається під максимальний ухил.

**Примітка.** У розглянутому прикладі під максимальний ухил рухається порожній поїзд.

$$Q_{nop} \leq P \left( \frac{1000 \psi_m}{110a - \omega_{nop} + i_{\max}} - 1 \right), \text{ кН},$$

де  $a_m$  – уповільнення, м/с<sup>2</sup>

$$a_m = \frac{v_m^2}{2l_m} = \frac{3,33^2}{2 \cdot 40} = 0,14 \text{ м/с}^2,$$

$v_m$  – швидкість початку гальмування,  $v_m = 3,33$  м/с;

$l_m$  – гальмовий шлях, згідно ТБ  $l_m = 40$  м;

$\psi_m$  – коефіцієнт зчеплення,  $\psi_m = 0,17$  – з підсипанням піску на вологі рейки (див. додаток 4)

$$Q_n \leq 80 \left( \frac{1000 \cdot 0,17}{110 \cdot 0,14 - 10 + 5} - 1 \right) = 1308 \text{ кН}.$$

З визначених  $Q_n$  і  $Q_{nop}$  обираємо мінімальні. У цьому випадку  $Q_{nop} = 966$  кН  $Q_n = 878$  кН.

Визначаємо можливе число платформ у поїзді.

$$n_{nop} = \frac{Q_{nop}}{G_0} = \frac{966}{6,6} = 143 \text{ платформи};$$

$$n_n = \frac{Q_n}{G + G_0} = \frac{878}{42,6} = 20 \text{ платформ},$$

де  $G_0$  – вага порожньої вагонетки, для ПВГ 2,5 приймаємо за її технічною характеристикою  $G_0 = 6,6$  кН.

У розглянутому розрахунку змінний вантажопотік допоміжних матеріалів становить 35,2 т/зміну тому, обмежимося числом платформ у поїзді  $n = 10$ .

Уточнюємо вагу навантаженого і порожнього поїздів за прийнятим числом платформ

- вага навантаженого поїзда

$$Q_n = n(G + G_0) = 10(36 + 6,6) = 426 \text{ кН};$$

- вага порожнього поїзда

$$Q_{пор} = nG_0 = 10 \cdot 6,6 = 66 \text{ кН};$$

## 2. Перевірка тягових двигунів на нагрівання.

Розглянемо найбільш важкий випадок для роботи двигуна, коли навантажений поїзд рухається на підйом, а порожній під ухил.

Оскільки довжина відкочування не перевищує 1000м, для визначення еквівалентного струму використовуємо трапецієподібну діаграму швидкості.

Визначаємо силу тяги в сталому режимі, що доводиться на один двигун

$$F_n = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_n)(\omega_n + i_{\text{ср}}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 426)(6 + 4) = 2,53 \text{ кН};$$

$$F_{\text{пор}} = \frac{1}{n_{\text{дв}}} \cdot \frac{1}{10^3} (P + Q_{\text{пор}})(\omega_{\text{пор}} + i_{\text{ср}}) = \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{10^3} (80 + 66)(10 - 4) = 0,43 \text{ кН},$$

де  $n_{\text{дв}}$  – число двигунів електровоза,  $n_{\text{дв}} = 2$ .

Струми і швидкості в сталому режимі роботи двигуна.

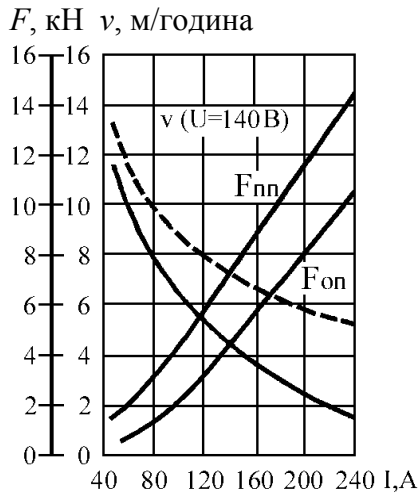
За електромеханічними характеристиками двигуна ДПТР-12 (див. рис. 12.21) визначаємо:

$I_n$  і  $I_{\text{пор}}$  – струм, споживаний електровозом при усталеному русі відповідно з вантажем і порожняком:

$$I_n = 65 \text{ А}; \quad I_{\text{пор}} = 18 \text{ А};$$

$v_n$  і  $v_{\text{пор}}$  – сталу швидкість руху поїздів у вантажному і порожньому напрямку:

$v_n = 9$  км/година;  $v_{nop} = v_k = 14,4$  км/година.



**Рисунок 12.21. Електромеханічна характеристика двигуна ДПТР - 12**

Визначаємо струми і час руху поїзда при пуску.

Вважаємо, що пусковий струм дорівнює годинному  $I_z = 125$  А.

За електромеханічною характеристикою двигуна визначаємо силу тяги при пуску  $F_{пуск} = 6,2$  кН.

Уточнюємо пускові прискорення.

Під час руху навантаженого поїзда:

$$a_n = \frac{\frac{n_{\text{дв}} F_{\text{пуск}} \cdot 10^3}{P + Q_n} - (\omega'_n + i_{cp})}{110} = \frac{\frac{2 \cdot 6,2 \cdot 1000}{80 + 426} - (8,4 + 4)}{110} = 0,1 \text{ м/с}^2;$$

Під час руху порожнього поїзда

$$a_{nop} = \frac{\frac{n_{\text{дв}} F_{\text{пуск}} \cdot 10^3}{P + Q_{nop}} - (\omega'_{nop} + i_{cp})}{110} = \frac{\frac{2 \cdot 6,2 \cdot 1000}{80 + 66} - (14 - 4)}{110} = 0,68 \text{ м/с}^2;$$

Визначаємо тривалість періоду прискорення під час руху навантаженого і порожнього поїздів.

Під час руху навантаженого поїзда:

$$t_{n_n} = \frac{v_{yct}}{60a_n} = \frac{3,33}{60 \cdot 0,1} = 5,5 \text{ хв.}$$

Під час руху порожнього поїзда

$$t_{nop_n} = \frac{v_{yct}}{60a_{nop}} = \frac{3,33}{60 \cdot 0,68} = 0,08 \text{ хв.}$$

Визначаємо припустиму швидкість руху порожнього поїзда під ухил за фактором гальмування

$$\begin{aligned} v_{доп.пор} &\leq 2,7 \sqrt{\frac{1000\psi_m P}{P + nG_0} + \omega_{nop} - i_{\max}} = \\ &= 2,7 \sqrt{\frac{1000 \cdot 0,17 \cdot 80}{80 + 66} + 10 - 5} = 27 \text{ км/година,} \end{aligned}$$

де  $\psi_m$  – коефіцієнт зчеплення при гальмуванні,  $\psi_m = 0,17$ .

Відповідно до отриманого результату швидкість поїзда в порожньому напрямку під час його руху під ухил не обмежена у всьому інтервалі швидкостей руху електровоза. Для подальшого розрахунку приймаємо  $v_{nop} = v_{\kappa} = 14,4$  км/година.

Визначаємо еквівалентний (середньоквадратичний) струм

$$\begin{aligned} I_{ек} &= \alpha \sqrt{\frac{I_{nyc}^2 (t_{n_n} + t_{nop_n}) + I_n^2 T_n + I_{nop}^2 T_{nop}}{T_{рей} + \Theta}} = \\ &= 1,05 \sqrt{\frac{125^2 (5,5 + 0,08) + 63^2 \cdot 7,3 + 17^2 \cdot 4,6}{11,9 + 30}} = 49,5 \text{ А,} \end{aligned}$$

де  $T_n$  та  $T_{nop}$  – час руху навантаженого і порожнього поїздів:

$$T_n = \frac{L \cdot 60}{0,75v_n} = \frac{0,82 \cdot 60}{0,75 \cdot 9} = 7,3 \text{ хв.};$$

$$T_{nop} = \frac{L \cdot 60}{0,75v_{nop}} = \frac{0,82 \cdot 60}{0,75 \cdot 14,4} = 4,6 \text{ хв.};$$

$T_{рей}$  – тривалість рейсу:

$$T_{рей} = T_n + T_{пор} = 7,3 + 4,6 = 11,9 \text{ хв.};$$

$\theta$  – тривалість пауз:

$$\theta = \theta_1 + \theta_2 + \theta_3 = 10 + 10 + 10 = 30 \text{ хв},$$

$\theta_1$  – тривалість маневрів електровоза в пристовбурному дворі,

$$\theta_1 = 10 \text{ хв};$$

$\theta_2$  – тривалість маневрів електровоза в пункті навантаження,

$$\theta_2 = 10 \text{ хв};$$

$\theta_3$  – тривалість додаткових зупинок у місцях перетинання транспортних магістралей,  $\theta_3 = 10 \text{ хв};$

$\alpha$  – коефіцієнт, що враховує погіршення охолодження двигуна під час зупинок, а також роботу двигуна під час маневрів,  $\alpha = 1,05$ .

Умова  $I_{ек} \leq I_{дл}$  виконується.

3. Інвентарне число електровозів

$$N_u = N_p + N_{рез} = 1 + 0 = 1;$$

де  $N_p$  – число робочих електровозів;

$N_{рез}$  – число резервних електровозів,

$$N_p = \frac{\tau_n}{\tau} = \frac{2}{7} = 1.$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$\tau$  – число можливих рейсів одного електровоза,

$$\tau = \frac{60T_0}{T_{рей} + \theta} = \frac{60 \cdot 5,5}{11,9 + 30} = 7 \text{ рейсів},$$

$T_0$  – чистий час роботи електровозного відкочування в зміну, прийнятий на 0,5 годин менше тривалості зміни;

$\tau_n$  – повне число рейсів у зміну,

$$\tau_n = \tau_{не} + \tau_{л} = 2 + 0 = 2 \text{ рейси};$$

$\tau_{nz}$  – необхідне число рейсів для виведення вантажу,

$$\tau_{nz} = \frac{k_n Q_{zm}}{nG} = \frac{1,3 \cdot 35,2}{10 \cdot 3,6} = 2 \text{ рейси.}$$

**Примітка.** Результат округляємо до найближчого більшого цілого числа;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  $k_n = 1,3$ ;

$Q_{zm}$  – змінний вантажопотік;

$\tau_l$  – необхідне число рейсів для перевезення людей,  $\tau_l = 1$ ;

$n$  – кількість платформ.

Число резервних електровозів приймаємо  $N_{рез} = 0$ .

Можлива змінна продуктивність одного локомотива для вивезення вантажу

$$Q_{el} = \tau n G = 7 \cdot 10 \cdot 3,6 = 252 \text{ т/зміна.}$$

4. Розрахунок параметрів електропостачання.

Енергоємність батареї необхідна для роботи електровоза протягом зміни

$$\begin{aligned} A_s &= \frac{\alpha n_{об} U_p (I_n t_n + I_{пор} t_{пор})}{60 \cdot 10^3} \tau = \\ &= \frac{1,05 \cdot 2 \cdot 129(65 \cdot 11,9 + 18 \cdot 4,6)}{60 \cdot 1000} \cdot 7 = 27 \text{ кВт} \cdot \text{година,} \end{aligned}$$

де  $U_p$  – середня розрядна напруга батареї,  $U_p = 129\text{В}$ .

Необхідне число робочих батарей на один електровоз:

$$m_{p.б} = \frac{A_s}{A'} = \frac{27}{65} = 0,4 \text{ батареї,}$$

де  $A'$  – енергоємність батареї,  $A' = 65 \text{ кВт} \cdot \text{година}$ .

Загальне число батарей на один електровоз:

$$m_0 = m_{p.б} + m_3 = 1 + 1 = 2 \text{ батареї,}$$

де  $m_3$  – число батарей під зарядкою,  $m_3 = 1$ .

Загальне число батарей

$$m = m_0 N_u + m_p = 2 \cdot 1 + 1 = 3 \text{ батареї,}$$

де  $m_p$  – резервне число батарей (1 батарея на 10 працюючих).

Інвентарне число зарядних столів

$$m_{з.ч.и} = N_{и} + n_{рем} = 1 + 1 = 2 \text{ столи,}$$

де  $n_{рем}$  – додаткове число зарядних столів для обміну і ремонту батарей.

Питома витрата енергії

$$\begin{aligned} a &= 5\alpha [\omega_n + \lambda(\omega_{нор} + \omega_n) - i_{ср}] = \\ &= 5 \cdot 1,05 [6 + 0,18(10 + 6) - 4] = 25,6 \frac{\text{Вт} \cdot \text{година}}{\text{т} \cdot \text{км}}. \end{aligned}$$

Абсолютна витрата енергії

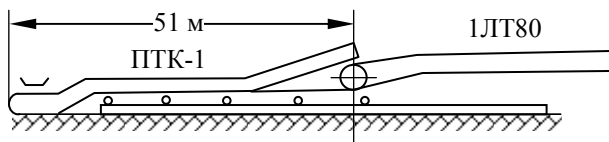
$$A = aQ_{зм}L = 25,6 \cdot 90 \cdot 0,82 = 1890,8 \text{ Вт} \cdot \text{година.}$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт тари,  $\lambda=0,18$ .

## 12.6. ТРАНСПОРТ НА НАВАНТАЖУВАЛЬНИХ І ОБМІННИХ ПУНКТАХ

### 12.6.1. Навантажувальний пункт в очисному вибої

Вугілля з лави скребковим конвеєром СП202 доставляється на конвеєрний штрек, де встановлений конвеєр 2ЛТ80. Теле-скопічний конвеєр 2ЛТ80 складається зі стрічкового конвеєра, скребкового перевантажувача (на базі скребкового конвеєра СП63), шести візків для розміщення електроустаткування вибою і пересувача. Довжина ходу натяжного барабана 50 м, на кінцевій секції стрічкового конвеєра конструкцією передбачається кріплення привода скребкового перевантажувача. Крім того, у натяжному пристрої розташований механізм намотування стрічки, що змотує її на бобіну відрізками до 90 м при періодичному скороченні довжини. Гірнична маса з очисного вибою подається за допомогою перевантажувача на стрічковий конвеєр. Хвостова секція переміщається за необхідністю, став скорочується видаленням секцій.



**Рисунок 12.22. Навантажувальний пункт біля очисного вибою**

### **12.6.2. Навантажувальний пункт у прохідницькому вибої**

Телескопічний конвеєр 2ЛТП80У призначений для роботи в комплексі із прохідницьким комбайном, він може подовжуватися, хвостову станцію пересувають слідом за комбайном гідропідциліндрами, які живляться від маслостанції комбайна. Гірнична маса від проходки подається на конвеєр за допомогою стрічкового мостового перевантажувача, один кінець якого шарнірно закріплений на комбайні, а інший – на візку, що пересувається хвостовою частиною конвеєра 2ЛТП80У, що дозволяє комбайну маневрувати в межах вибою. Хвостова станція пересувається рейками у міру необхідності. Став конвеєра нарощується установкою нових секцій. Після вичерпання запасу стрічки в телескопічному пристрої стрічка нарощується відразу на довжину 90 м.

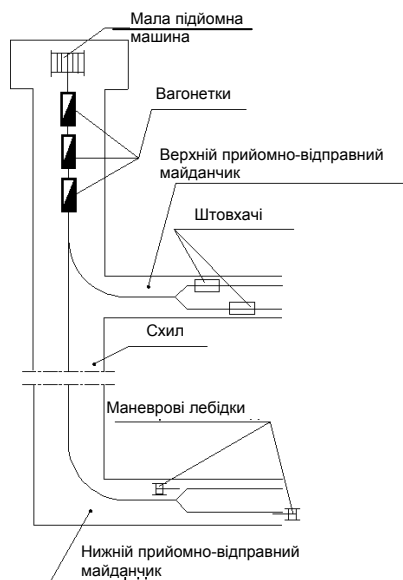
### **12.6.3. Перевантажувальні пристрої для конвеєрних ліній**

Вони повинні забезпечувати: зменшення здрібнювання вугілля і зношування матеріалу стрічки; рівномірний розподіл матеріалу за усією шириною стрічки; напрямок потоку матеріалу посередині стрічки за допомогою бортів; забезпечення швидкості переміщення матеріалу, близьку до швидкості стрічки; запобігання просипу матеріалу на ґрунт виробки; зменшення пилоутворення в місцях пересипу за допомогою зрошувальних пристроїв; пропуск матеріалу крупністю до 500 мм; висоту вільного

падіння на стрічку не більше 300 мм; кут нахилу приймального лотка не більше  $45^{\circ}$ .. $65^{\circ}$ .

Перевантажувальний пристрій з конвеєра на конвеєр, якщо вони розташовані в одній виробці, складається з лотка, що опирається на балку коробчатого перетину за допомогою ребер, які одночасно служать напрямними для матеріалу; приймальної вирви із двома бортами, до нижньої крайки яких прикріплені смуги для ліквідації зазорів. Прохідний перетин приймальні вирви має трапецієподібну форму. Короб, що створює замкнений простір над лотком, складається із двох бічних і одного торцевого листа з отвором під штир датчика і кронштейном для його кріплення. Кожух П-подібного перетину в нижній частині має фланці для кріплення його з похилим коробом. Усі елементи зварені з листового прокату.

Перевантажувальний пристрій на перетинанні конвеєрних ліній устатковується в будь-якому місці за довжиною траси конвеєра. Якщо на конвеєр надходить вантаж з декількох конвеєрів, то для пропуску матеріалу від попередніх конвеєрів напрямний лоток закріплюється на опорній рамі шарнірно, що дозволяє йому вільно відхилятися нагору залежно від шару матеріалу на стрічці. Поворот лотка вниз обмежений упором, що забезпечує зазор між лотком і стрічкою. Інші елементи аналогічні вищеведеним.



**Рисунок 12.23. Обмін вагонеток на приймальних майданчиках ухилу**

#### 12.6.4. Обмін вагонеток на приймальних майданчиках ухилу

Під час доставки допоміжних матеріалів порожній поїзд, залишений на нагрунтовій канатній дорозі на нижньому відправному майданчику, підтягують маневровою лебідкою на верхній шлях. Канат перечіпляють від прибулого зверху на нижній шлях навантаженого поїзда до порожнього. Маневровою лебідкою вантажний поїзд подають на ДКН. Порожній поїзд піднімають ухилом на ділянку перепідйому, а потім самокатом опускають на верхній шлях верхнього заїзду. Канат перечіпляють до вантажного поїзда, що стоїть на нижньому шляху, а порожній поїзд штовхачем подають до локомотива. Навантажений поїзд закругленням подають на ділянку перепідйому і опускають похилою виробкою на нижній заїзд. Якщо в схемі є заїзд на проміжний горизонт, то цикл аналогічний.

#### 12.7. ТРАНСПОРТ В ПРИСТОВБУРНОМУ ДВОРІ

На шахті пристовбурний двір розташований на горизонті 545 м. Пристовбурний двір за видом шахтного транспорту відноситься до комбінованого типу (конвеєри і електровози), за типом составів – до змішаного (порода і матеріали), за кількістю напрямків підходу вантажів – двосторонній, за орієнтуванням віток – паралельний, за характером руху вагонеток – круговий.

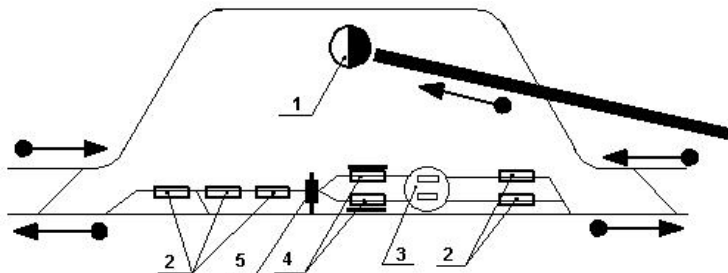


Рисунок 12.24. Схема пристовбурного двору:

1 – скіповий ствол; 2 – штовхач; 3 – клітьовий стовбур;  
4 – дозуючий стопор; 5 – агрегати для обміну вагонеток у клітках

Приймання і відправлення людей.

Посадка і вихід людей із кліті відбувається на сполученні стовбура з пристовбурним двором. При використанні двоповерхових клітей у межах сполучення змонтована додатковий майданчик для одночасного завантаження обох поверхів кліті. Камера очікування влаштовується біля стовбура на вхідний і вихідний бік клітьової вітки. Біля камери розташовується шлях для стоянки пасажирського поїзда.

Приймання і відправлення вагонеток.

Для приймання і відправлення вагонеток варто виконати наступні операції:

- подачу поїзда до місця розформування;
- розформування, подача окремих вагонеток до стовбура, посадки кліті;
- відкриття стовбурних дверей, зштовхування вагонеток у кліть;
- пересувка вагонеток за кліттю;
- формування і пересування поїздів.

Електровози доставляють в пристовбурний двір матеріали і обладнання для видачі на поверхню. При цьому локомотив залишає платформи перед штовхачем 2 і відправляється за черговою партією вагонеток. Вагонетки за допомогою штовхача 2 і агрегатів для обміну вагонеток 5 заштовхуються в кліть. В пристовбурному дворі застосовуються агрегати типу АПГ і штовхачі типу ТЦ.

## **12.8. ОРГАНІЗАЦІЯ ТРАНСПОРТУ**

Організація транспорту передбачає оперативне технічне планування, контроль і облік виконання плану і керування роботою транспорту. Контроль за затвердженим планом здійснюється диспетчерською службою.

Двигуни стаціонарних установок перебувають в одному місці і тому координувати роботу цих установок у просторі немає необхідності. Завдання в цьому випадку зводяться тільки до операцій, які виконуються в часі: приймання-здача зміни маши-

ністами, перевезення необхідних вантажів, виконання планово-попереджувальних ремонтів, зміна геометричних розмірів установки за довжиною і ін.

Для складання плану робіт стаціонарних установок необхідно мати:

- графік надходження вантажів у часі;
- тривалість і кількість змін роботи;
- тривалість одного циклу на перевезенню вантажу;
- норматив часу на виконання ремонту і огляду.

План роботи таких установок оформляється у вигляді графіка або розкладу роботи установок і затверджується керівництвом шахти.

Планування роботи локомотивного транспорту передбачає вибір виду організації руху (закріплення поїздів за локомотивами або за маршрутами), складання планів роботи підземних станцій, локомотивів; визначення числа вагонеток і їхнє розташування на робочих місцях. У розглянутому проекті рух проводиться без закріплення поїзда за локомотивами.

План роботи підземних станцій і локомотивів містить характеристику стрілочних переводів, розминовок, пристроїв для обміну і завантаження вагонеток, організацію виконання обміну вагонеток і приводиться у вигляді графіка руху вантажних і порожніх поїздів і виконання маневрових робіт на навантажувальних пунктах, розминовках, в пристовбурному дворі. Графік руху локомотивів зв'язується з пунктами навантаження і роботою підйомних установок пристовбурного двору.

Диспетчерський контроль і керування роботою транспорту здійснюється диспетчерською службою, що організована за двоступінчастим варіантом.

Гірничому диспетчерові на поверхні підкоряється змінний гірничий майстер транспорту в шахті. До функцій диспетчера відносяться контроль і облік роботи транспорту, керування його роботою. Завдання керування полягає в забезпеченні безпеки роботи і виконанні плану перевезень із найменшими витратами.

Керування локомотивним відкочуванням здійснюється за допомогою допоміжного зв'язку диспетчера з машиністами еле-

ктовозів, а також автоматичної сигналізації на сполученнях виробок. Крім того, використовуються світлові сигнали і дорожні знаки.

Керування підземним транспортом здійснюється ділянкою внутрішнього транспорту, що має три служби:

- служба руху (оперативне управління щодо забезпечення транспортування основних і допоміжних вантажопотоків);
- служба тяги (забезпечення безаварійної роботи локомотивів, рухомого поїзда, тягової мережі зарядних і тягових підстанцій, стаціонарних установок і механізмів і ін.);
- служба шляху (настилення рейкової колії в магістральних виробках, відхід і ремонт, чищення канавок, ремонт кріплення і ін.).

## **12.9. ОСНОВНІ ЗАХОДИ ЩОДО ТЕХНІКИ БЕЗПЕКИ НА ТРАНСПОРТІ**

Перевезення людей гірничими виробками здійснюється пасажирськими поїздами, призначеними і допущеними у встановленому порядку для даної мети відповідно до вказівок, що приводяться в заводських інструкціях для експлуатації.

Під час перевезення людей у пасажирських вагонетках горизонтальними виробками швидкість руху не повинна перевищувати 20 км/година, а під час перевезення людей в обладнаних вантажних вагонетках - 12 км/година.

Забороняється:

- перевезення в поїздах з людьми інструментів і запасних частин, які виступають за борт вагонеток, підливних, легкозаймистих і їдких матеріалів;
- причеплення вантажних вагонеток до людських поїздів, за винятком не більше двох вагонеток наприкінці поїзда для перевезення інструмента (у горизонтальних виробках);
- їзди людей на локомотивах у необладнаних вагонетках, на платформам і т.п.;

Заборонено допускати до роботи вантажні вагонетки, транспортні одиниці секційних поїздів і ін.:

- з несправними напівскатами;
- з несправними зчіпками і ін. тяговими частинами, а також зчіпками, зношеними понад припустимих нормативів;
- з несправними буферами і гальмами;
- з несправними запорами і нещільно прилягаючими днищами вагонеток з розвантаженням через дно.

Забороняється:

- прошовування розчеплених поїздів, причеплення безпосередньо до локомотива платформ або вагонеток з довгомірними матеріалами, а також платформ і вагонеток, навантажених лісом і обладнанням, що виступає за верхній габарит засобу транспорту;
- ручне зчеплення і розчеплення вагонеток під час руху поїздів, а також зчеплення і розчеплення гаківих зчіпок без застосування спеціальних пристосувань;
- зчеплення і розчеплення вагонеток у похилих виробках і виробках із самокатним ухилом і на закругленнях;
- залишати поїзд на ділянках виробок, які мають самокатний ухил;
- формування поїздів з вагонеток зі зчіпками різних типів;
- зчеплення і розчеплення вагонеток на відстані ближче 5 м від перекидачів, вентиляційних дверей і інших перешкод;
- застосування для гальмування і утримання поїзда, що рухається, підручних засобів;
- залишати вагонетки, поїзди і локомотиви на розминовках ближче 4 м від рамної рейки стрілочного перевалу.

## 12.10. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ СИСТЕМИ ТРАНСПОРТУ

Техніко-економічні показники визначаються капітальними витратами на транспортне обладнання, амортизаційними відрахуваннями, вартістю енергії, витратами на заробітну плату і загальні витрати на транспорт, на підставі яких визначається вартість транспортування 1 т вугілля. Результати розрахунків наводимо у вигляді таблиць 12.4 - 12.8.

Таблиця 12.4.

### Визначення вартості транспортних засобів

| Вид устаткування | Кількість | Вартість, грн                 |                       |                                  |          |
|------------------|-----------|-------------------------------|-----------------------|----------------------------------|----------|
|                  |           | Одиниці обладнання за прејск. | Загального обладнання | Монтаж і транс. – склад. витрати | Разом    |
| СП202            | 4         | 420000                        | 1680000               | 403200                           | 2083200  |
| 2ЛТ80            | 4         | 839400                        | 3357600               | 805824                           | 4163424  |
| 2ЛТП80У          | 2         | 834400                        | 1668800               | 400512                           | 2069312  |
| 2Л100У           | 3         | 153330                        | 459990                | 110398                           | 570388   |
| 1Л100            | 1         | 33255                         | 33255                 | 7981                             | 41236    |
| 3Л100У           | 3         | 522720                        | 1568160               | 376358                           | 1944518  |
| 1ЛУ120           | 2         | 220000                        | 440000                | 105600                           | 545600   |
| АМ-8Д            | 1         | 123780                        | 123780                | 29707                            | 153487   |
| Ц1,6х1,2         | 2         | 65500                         | 131000                | 31440                            | 162440   |
| Ц3х2,2           | 2         | 175000                        | 350000                | 84000                            | 434000   |
| Ц2х1,5           | 2         | 98000                         | 196000                | 47040                            | 243040   |
| ДКН-1            | 8         | 95000                         | 760000                | 182400                           | 942400   |
| ВГЛ-18           | 10        | 10000                         | 100000                | 24000                            | 124000   |
| ВЛ30/15          | 10        | 11000                         | 110000                | 26400                            | 136400   |
| ПВГ-2,5          | 20        | 3798                          | 75960                 | 18230                            | 94190    |
| РАЗОМ:           |           | 3605183                       | 11054545              | 2653091                          | 13707636 |

Таблиця 12.5.

**Амортизаційні відрахування**

| Вид обладнання | Сума капітальних витрат, грн. | Річний фонд амортизаційних відрахувань, грн. |                       | Разом, грн. |
|----------------|-------------------------------|----------------------------------------------|-----------------------|-------------|
|                |                               | На погашення попередніх витрат               | На капітальний ремонт |             |
| СП202          | 2083200                       | 374976                                       | 270816                | 645792      |
| 2ЛТ80          | 4163424                       | 749416                                       | 541245                | 1290661     |
| 2ЛТП80У        | 2069312                       | 372476                                       | 269011                | 641487      |
| 2Л100У         | 570388                        | 102670                                       | 74150                 | 176820      |
| 1Л1000         | 41236                         | 7423                                         | 5361                  | 12783       |
| 3Л100У         | 1944518                       | 350013                                       | 252787                | 602801      |
| 1ЛУ120         | 545600                        | 98208                                        | 70928                 | 169136      |
| АМ-8Д          | 153487                        | 27628                                        | 19953                 | 47581       |
| Ц1,6х1,2       | 162440                        | 29239                                        | 21117                 | 50356       |
| Ц3х2,2         | 434000                        | 78120                                        | 56420                 | 134540      |
| Ц2х1,5         | 234040                        | 43747                                        | 31595                 | 75342       |
| ДКН-1          | 942400                        | 169632                                       | 122512                | 292144      |
| ВГЛ-18         | 124000                        | 22320                                        | 16120                 | 38440       |
| ВЛ30/15        | 136400                        | 24552                                        | 17732                 | 42284       |
| ПВГ-2,5        | 94190                         | 16954                                        | 12245                 | 29199       |
| РАЗОМ:         | 13707636                      | 2467374                                      | 1781993               | 4249367     |

Вартість електроенергії визначається за формулою

$$E_{mp} = a W_p,$$

де  $a$  – вартість 1 кВт·година витраченої електроенергії;

$W_p$  – кількість витраченої електроенергії, кВт·година.

$$W_p = \frac{\sum P k_{исп} n_{зм} t_{зм} k_{маш} n_{зод} k_{ном}}{\eta_{дв}},$$

де  $\sum P$  – сумарна потужність двигунів, кВт,

$k_{пот}$  – коефіцієнт втрат електроенергії в мережі і трансформаторі,  $k_{пот} = 1,1$ ,

$k_{исп}$  – коефіцієнт використання двигунів за потужністю,  $k_{исп} = 0,8$ ,

$n_{зм}$  – кількість змін роботи встаткування,  $n_{зм} = 3..4...4$ ,

$t_{зм}$  – тривалість зміни,  $t_{зм} = 6$  ч,

$k_{маш}$  – коефіцієнт машинного часу,  $k_{маш} = 0,5$ ,

$\eta_{дв}$  – середній ККД двигунів,  $\eta_{дв} = 0,85$ .

Собівартість 1 т вугілля

$$C = \frac{\sum B}{A_{доб}} = \frac{9550911}{7548} = 5,28 \text{ грн/т,}$$

де  $\sum B$  – загальна сума витрат (див. таблицю 12.8);

$A_{доб}$  – обсяг видобутку вугілля за добу,  $A_{доб} = 7548$  т/доба (див. таблицю 12.1).

Таблиця 12.6.

### Витрати на заробітну плату

| Найменування професії        | Кількість людей за добу | Кількість людино/змін за рік | Тарифна ставка, грн | Річний фонд зарплати, грн | Доплати, грн | Усього, грн |
|------------------------------|-------------------------|------------------------------|---------------------|---------------------------|--------------|-------------|
| Електрослюсар                | 120                     | 36000                        | 8,22                | 295920                    | 147960       | 443880      |
| Машиніст електровоза         | 4                       | 1200                         | 8,22                | 9864                      | 4932         | 118368      |
| Машиніст підземних установок | 116                     | 34800                        | 6,30                | 219240                    | 109620       | 328860      |
| УСЬОГО:                      | 240                     | 72000                        | -                   | 525024                    | 262512       | 787536      |

Таблиця 12.7.

**Витрати на електроенергію**

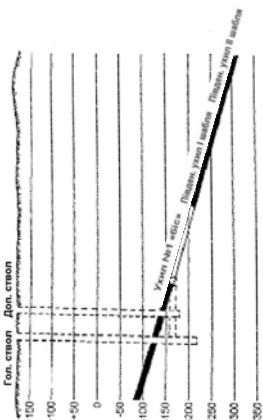
| Найменування електро-приймачів | Установлена потужність, кВт | Добова витрата електроенергії, кВт·година/доба | Вартість енергії, грн/доба |
|--------------------------------|-----------------------------|------------------------------------------------|----------------------------|
| СП202                          | 440                         | 8746,165                                       | 1486,848                   |
| 2ЛТ80                          | 440                         | 8746,165                                       | 1486,848                   |
| 2ЛТП80У                        | 220                         | 4373,082                                       | 743,424                    |
| 2Л100У                         | 660                         | 13119,25                                       | 2230,272                   |
| 1Л1000                         | 75                          | 1490,824                                       | 253,44                     |
| 3Л100У                         | 1500                        | 29816,47                                       | 5068,8                     |
| 1ЛУ120                         | 1000                        | 19877,65                                       | 3379,2                     |
| Зарядне для АМ-8Д              | 25                          | 248,4706                                       | 42,24                      |
| Ц1,6х1,2                       | 320                         | 3180,424                                       | 540,672                    |
| Ц3х2,2                         | 1260                        | 12522,92                                       | 2128,896                   |
| Ц2х1,5                         | 500                         | 4969,412                                       | 844,8                      |
| ДКН-1                          | 600                         | 7454,118                                       | 1267,2                     |
| УСЬОГО:                        | 1365                        | 114569,8                                       | 19476,86                   |

Таблиця 12.8.

**Загальні витрати**

| Найменування витрат               | Витрати |          | Примітки                     |
|-----------------------------------|---------|----------|------------------------------|
|                                   | грн.    | грн./рік |                              |
| Заробітна плата                   | 1750    | 525024   | -                            |
| Відрахування від заробітної плати | 158     | 47252    | 9 % від заробітної плати     |
| Електроенергія                    | 19477   | 2235974  | -                            |
| Матеріали                         | 5633    | 2056145  | 15 % від вартості обладнання |
| Запчастини                        | 1126    | 411229   | 3 % від вартості обладнання  |
| БІІ і спецодяг                    | 86      | 25920    | 108 грн/рік на 1 працівника  |
| Амортизація                       | 11642   | 4249367  | -                            |
| РАЗОМ:                            | 39872   | 9550911  | -                            |

# СХЕМА РОЗКРИТТЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ



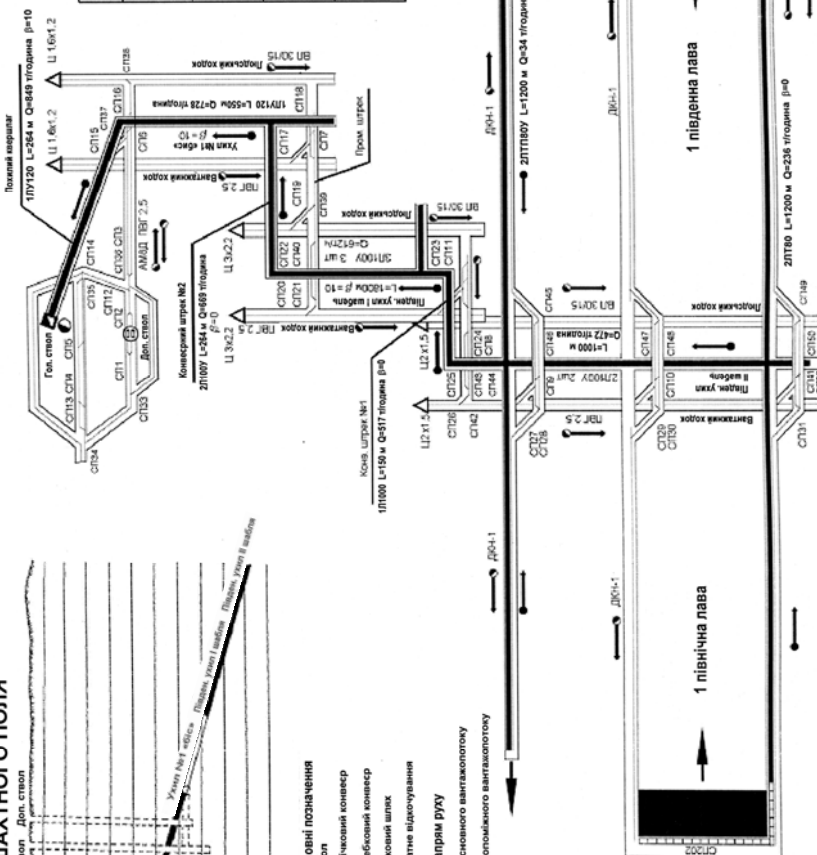
## Умовні позначення

- - ствол
- стрічковий конвеєр
- скребковий конвеєр
- рейсовий шпал
- канатне відкопування

## Напрямок руху

- основного вентилятологону
- допоміжного вентилятологону

# СХЕМА ТРАНСПОРТУ



## Таблиця стрілочних переводів

| № | ЕКОД | № НА СХЕМІ | НАЗВА           |
|---|------|------------|-----------------|
| 1 |      | 1-3        | ПС-033-1/4-12   |
| 2 |      | 12-32      | ПОН-024-1/4-24П |
| 3 |      | 33-50      | ПОН-024-1/4-24П |
| 4 |      | 4-11       | С-024-1/4-216   |

Рисунок 12.25 – Схема транспорту

# ДОДАТКИ

## Додаток 1

### ДО РОЗРАХУНКУ ВАНТАЖОПОТОКІВ

Таблиця 1П. 1.

Технічні характеристики виймкових машин

| Тип<br>виймкової машини | Максимальна маневрова<br>швидкість виймкової ма-<br>шини, $v_{max}, \text{м/хв.}$ | Потужність пласту, що<br>виймається, $и, \text{м}$ | Ширина<br>захвату,<br>$b, \text{м}$ | Найбільша швидкість подачі $v_{max}$<br>(м/хв.) виймкової машини при опір-<br>ності вугілля різанню $A_p, \text{Н/мм}$ |           |           |           |
|-------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|-------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|-----------|-----------|
|                         |                                                                                   |                                                    |                                     | 100                                                                                                                    | 200       | 300       | 400       |
| Комбайни                |                                                                                   |                                                    |                                     |                                                                                                                        |           |           |           |
| 1К101                   | 4,5                                                                               | 0,8 - 1,2                                          | 0,8                                 | 4,5 - 3,9                                                                                                              | 2,7 - 1,8 | 1,5 - 1   | -         |
| 2К101                   | 10                                                                                | 0,8 - 1,45                                         | 0,63                                | 10                                                                                                                     | 10 - 5,6  | 7 - 3,9   | 5,6 - 3,1 |
|                         | 6                                                                                 | 0,8 - 1,45                                         | 0,8                                 | 10 - 8                                                                                                                 | 7,7 - 4,3 | 5,3 - 2,9 | 4,2 - 2,3 |
| МК67                    | 6                                                                                 | 0,8 - 1,2                                          | 0,8                                 | 6                                                                                                                      | 4,6 - 3,7 | 3,2 - 2,3 | 2,6 - 1,7 |
| 2К52М                   | 5,5                                                                               | 1 – 1,7                                            | 0,63                                | 5,5                                                                                                                    | 5,3 - 3,4 | 4 - 2,2   | 3,2 - 1,9 |
| 2К52                    | 6                                                                                 | 1 – 1,7                                            | 0,63                                | 6 - 4,8                                                                                                                | 4 - 2,2   | 2,7 - 1,6 | 2,1 - 1,2 |
| 1ГШ68                   | 6                                                                                 | 1,1 - 2,5                                          | 0,63                                | 6                                                                                                                      | 6 – 5,4   | 6 - 2,8   | 4,6 - 2   |
| 2ГШ68                   | 10                                                                                | 1,1 - 2,5                                          | 0,63                                | 10                                                                                                                     | 10 - 8,2  | 9 - 5,4   | 7,5 - 3,1 |
| КШ1КГ                   | 6                                                                                 | 1,6 - 3,2                                          | 0,63                                | 4,1 - 2,2                                                                                                              | 1,7 - 0,8 | 0,8 - 0,4 | -         |
| КШ3М                    | 5,5                                                                               | 1,6 - 3,2                                          | 0,5–0,63                            | 5,5                                                                                                                    | 3,6       | 2         | 1,4       |
| К120                    | 3                                                                                 | 3,5 - 5,2                                          | 0,5                                 | 3                                                                                                                      | 3         | 3         | 3         |
| Струги                  |                                                                                   |                                                    |                                     |                                                                                                                        |           |           |           |
| УСТ2А                   |                                                                                   | 0,55 - 1                                           | 0,1                                 | 28                                                                                                                     | -         | -         | -         |
| УСТ2М                   |                                                                                   | 0,55 - 1                                           | 0,1                                 | 89 - 37                                                                                                                | 89 - 37   | -         | -         |
| 1УСБ67                  |                                                                                   | 0,90 - 2                                           | 0,15                                | 39                                                                                                                     | 39        | -         | -         |
| УСВ                     |                                                                                   | 0,80 - 1,9                                         | 0,1                                 | 90 - 55                                                                                                                | 90 - 55   | -         | -         |
| 375                     |                                                                                   | 0,60 - 1,2                                         | 0,07                                | 91 - 46                                                                                                                | 91 - 46   | -         | -         |
| СН75                    |                                                                                   | 0,65 - 1,2                                         | 0,07                                | 91 - 46                                                                                                                | 91 - 46   | 91 - 46   | -         |

Таблиця 1П. 2.

Значення коефіцієнта навантаження  $\psi_n$ 

| Ширина захвата $b$ , м | Коефіцієнт навантаження при потужності пласта, що виймається, м |      |      |      |      |      |      |      |
|------------------------|-----------------------------------------------------------------|------|------|------|------|------|------|------|
|                        | 0,8                                                             | 1,0  | 1,2  | 1,4  | 1,6  | 2,0  | 2,4  | 2,8  |
| 0,5                    | 0,47                                                            | 0,55 | 0,62 | 0,68 | 0,72 | 0,78 | 0,82 | 0,84 |
| 0,63                   | 0,36                                                            | 0,48 | 0,57 | 0,63 | 0,68 | 0,74 | 0,79 | 0,82 |
| 0,8                    | 0,28                                                            | 0,40 | 0,5  | 0,57 | 0,62 | 0,70 | 0,75 | 0,79 |

Таблиця 1П. 3.

Значення розрахункового коефіцієнта навантаження  $K_t$ 

| Хвилинний коефіцієнт нерівномірності $K_t$ | Тривалість завантаження несучого полотна $t_k$ , хв. |      |      |      |      |      |      |      |      |             |
|--------------------------------------------|------------------------------------------------------|------|------|------|------|------|------|------|------|-------------|
|                                            | 2 і менше                                            | 4    | 6    | 8    | 10   | 12   | 14   | 16   | 18   | 20 і більше |
| 2,6 і більше                               | 2,37                                                 | 2,18 | 2,09 | 2,02 | 1,97 | 1,92 | 1,88 | 1,85 | 1,81 | 1,78        |
| 2,4                                        | 2,20                                                 | 2,04 | 1,95 | 1,88 | 1,83 | 1,78 | 1,74 | 1,71 | 1,68 | 1,65        |
| 2,2                                        | 2,03                                                 | 1,88 | 1,80 | 1,73 | 1,68 | 1,64 | 1,61 | 1,58 | 1,54 | 1,51        |
| 2                                          | 1,86                                                 | 1,74 | 1,66 | 1,61 | 1,56 | 1,52 | 1,49 | 1,45 | 1,43 | 1,41        |
| 1,8                                        | 1,70                                                 | 1,59 | 1,53 | 1,48 | 1,44 | 1,41 | 1,38 | 1,36 | 1,34 | 1,32        |
| 1,6                                        | 1,53                                                 | 1,45 | 1,40 | 1,36 | 1,33 | 1,30 | 1,28 | 1,26 | 1,25 | 1,24        |
| 1,4                                        | 1,36                                                 | 1,31 | 1,27 | 1,24 | 1,21 | 1,19 | 1,18 | 1,17 | 1,16 | 1,15        |
| 1,2 і менше                                | 1,18                                                 | 1,15 | 1,13 | 1,12 | 1,11 | 1,10 | 1,09 | 1,08 | 1,07 | 1,06        |

Таблиця 1П. 4.

Хвилинна приймальна здатність конвеєра  $Q_{к.пр.}$ , м<sup>3</sup>/хв.

| Спосіб<br>установки кон-<br>веєра | Кут на-<br>хилу ви-<br>робки,<br>град | Ширина стрічки $B$ , мм                 |     |      |      |      |      |      |      |
|-----------------------------------|---------------------------------------|-----------------------------------------|-----|------|------|------|------|------|------|
|                                   |                                       | 800                                     |     |      | 1000 |      |      | 1200 |      |
|                                   |                                       | Швидкість стрічки конвеєра, $v_k$ , м/с |     |      |      |      |      |      |      |
|                                   |                                       | 1,6                                     | 2,0 | 2,5  | 1,6  | 2,0  | 2,5  | 2,5  | 3,15 |
| Стационарний                      | К 6                                   | 6,6                                     | 8,2 | 10,3 | 10,7 | 13,4 | 16,8 | 24,8 | 31,2 |
|                                   | 7 – 18                                | 6,2                                     | 7,8 | 9,7  | 10,2 | 12,7 | 15,9 | 23,5 | 29,6 |
| Напівстационар-<br>ний            | К 6                                   | 5,9                                     | 7,4 | 9,2  | 9,7  | 12,1 | 15,1 | -    | -    |
| Пересувний                        | 7 – 18                                | 5,6                                     | 7,0 | 8,8  | 9,2  | 11,5 | 14,3 | -    | -    |

Таблиця 1П. 5.

Значення розрахункового коефіцієнта  $C$ 

| Пункт розвантаження підбункерної частини конвеєрної лінії, що приймає вугілля з розрахункового акумулюючого бункера | Число конвеєрів у підбункерній частині конвеєрної лінії | Розрахунковий коефіцієнт $I_3$ |                   |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------|--------------------------------|-------------------|
|                                                                                                                     |                                                         | Обхідний бункер                | Наскрізний бункер |
| Акумулюючий бункер                                                                                                  | 1—2                                                     | 0,08                           | 0,10              |
| Підземний або на поверхні (при конвеєрному підйомі) пункт навантаження в засоби рейкового транспорту                | 3 і більше                                              | 0,10                           | 0,12              |
| Бункер-дозатор скіпового підйому (без бункера, що акумулює)                                                         | 1—2                                                     | 0,20                           | 0,25              |
|                                                                                                                     | 3 і більше                                              | 0,22                           | 0,27              |

Таблиця 1П. 6.

Значення розрахункового коефіцієнта  $K_{\delta,y}$ .

| $Q_{\delta,y}$ | Значення розрахункового коефіцієнта $K_{\delta,y}$ при $t_k$ , хв. |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|----------------|--------------------------------------------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| $a_1 \max$     | 2                                                                  | 4     | 6     | 8     | 10    | 12    | 14    | 16    | 18    | 20    |
| 1,0            | 0                                                                  | 0     | 0     | 0     | 0     | 0     | 0     | 0     | 0     | 0     |
| 0,9            | 0,004                                                              | 0,007 | 0,01  | 0,013 | 0,017 | 0,020 | 0,023 | 0,027 | 0,030 | 0,033 |
| 0,8            | 0,007                                                              | 0,013 | 0,020 | 0,027 | 0,033 | 0,040 | 0,047 | 0,053 | 0,060 | 0,067 |
| 0,7            | 0,010                                                              | 0,020 | 0,030 | 0,040 | 0,050 | 0,060 | 0,070 | 0,080 | 0,090 | 0,100 |
| 0,6            | 0,013                                                              | 0,027 | 0,040 | 0,053 | 0,067 | 0,080 | 0,093 | 0,107 | 0,120 | 0,132 |
| 0,5            | 0,017                                                              | 0,033 | 0,050 | 0,066 | 0,083 | 0,100 | 0,117 | 0,132 | 0,150 | 0,166 |

# КОНВЕЄРИ

Таблиця 2П. 1.

Швидкість руху ланцюга і максимальна продуктивність  
скребкових конвеєрів

| Тип скребково-го конвеєра  | Швидкість руху ланцюга, $v$ , м/хв. | Максимальна продуктивність, $a_{з,к}$ , т/хв. | Тип скребково-го конвеєра | Швидкість руху ланцюга, $v$ , м/хв. | Максимальна продуктивність, $a_{з,к}$ , т/хв. |
|----------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------------------|---------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------------------|
| СПЦ 163<br>СПЦ 273         | 60,0<br>60,0                        | 6,7<br>8,0                                    | СП 326                    | 60,0                                | 13,3                                          |
| СП 230<br>СП 301<br>СП 250 | 60,0<br>58,8<br>60,0                | 12,0<br>10,0<br>7,17                          | СКТ-64                    | 18,6<br>43,2                        | 3,4<br>6,7                                    |
| СП-70А                     | 56,4                                | 4,4                                           | СУ-1МК                    | 55,8                                | 4,4                                           |
| СП-72                      | 57,1                                | 10,0                                          | СУ-2МК                    | 55,8                                | 4,4                                           |
| СП-63М                     | 48,0                                | 4,3                                           | СУ-ОКП                    | 70,2                                | 6,4                                           |
|                            | 55,2                                | 4,9                                           | СП-87ПМ                   | 58,5                                | 8,1                                           |
|                            | 67,2                                | 6,0                                           |                           | 72,0                                | 10,0                                          |

Таблиця 2П.2.

Коефіцієнт опору руху стрічки  $\omega$

| Ширина конвеєрної стрічки, мм | Довжина конвеєра, м |           |
|-------------------------------|---------------------|-----------|
|                               | $L \leq 200$        | $L > 200$ |
| $B = 800$                     | 0,05                | 0,04      |
| $B > 800$                     | 0,04                | 0,035     |

Таблиця 2П.3.

Маса частин роликоопор, які обертаються

| Ширина стрічки, мм | Жолобчаста роликоопора (вантажна вітка) |                  | Пряма роликоопора (порожнякова вітка) |                   |
|--------------------|-----------------------------------------|------------------|---------------------------------------|-------------------|
|                    | Діаметр ролика, мм                      | Маса $G'_p$ , кг | Діаметр ролика, мм                    | Маса $G''_p$ , кг |
| 800                | 127                                     | 22               | 127                                   | 19                |
| 1000               | 127                                     | 25               | 127                                   | 21,5              |
| 1200               | 159                                     | 45               | 159                                   | 35                |

Таблиця 2П. 4.

Коефіцієнт тертя між стрічкою і поверхнею барабана

| Умови застосування конвеєра                        | Наявність футеровки | Розрахунковий коефіцієнт тертя від виду обкладки стрічки |      |
|----------------------------------------------------|---------------------|----------------------------------------------------------|------|
|                                                    |                     | Негорюча гума                                            | ПВХ  |
| Виробки, що при-<br>микають до очис-<br>ного вибою | Немає               | 0,15                                                     | 0,1  |
|                                                    | Є                   | 0,25                                                     | 0,15 |
| Інші<br>виробки                                    | Немає               | 0,25                                                     | 0,15 |
|                                                    | Є                   | 0,3                                                      | 0,25 |

Таблиця 2П. 5.

Коефіцієнт запасу міцності стрічки

| Конвеєр                         | Стрічка     | Кут нахилу конвеєра, градус |          |
|---------------------------------|-------------|-----------------------------|----------|
|                                 |             | До 10                       | понад 10 |
| Вантажний                       | Гумотросова | 7                           | 8,5      |
|                                 | Тканинна    | 8,5                         | 9        |
| Вантажолюдський<br>або людський | Гумотросова | 8,5                         | 9,5      |

Таблиця 2П. 6.

Маса (розрахункова) 1 м<sup>2</sup> гумовотканинних стрічок, кг

| Тип стрічки     | Товщина зовнішніх обкладок, мм | Число тканинних прокладок |      |      |      |      |      |
|-----------------|--------------------------------|---------------------------|------|------|------|------|------|
|                 |                                | 3                         | 4    | 5    | 6    | 7    | 8    |
| <b>БКНЛ-65</b>  | 3/1                            | 7,3                       | 8,2  | 9,1  | 10   | 10,9 | 11,8 |
| <b>БКНЛ-100</b> | 3/1                            | 7,9                       | 9    | 10,1 | 11,2 | 12,3 | 13,4 |
|                 | 4,5/2                          | 10,8                      | 11,9 | 13   | 14,1 | 15,2 | 16,3 |
| <b>БКНЛ-150</b> | 3/1                            | 8,5                       | 10,8 | 11,1 | 12,1 | 13,7 | 15   |
|                 | 4,5/2                          | 11,4                      | 12,7 | 14   | 15,3 | 16,6 | 17   |
| <b>ТА-100</b>   | 4,5/2                          | 11,1                      | 12,3 | 13,5 | 14,7 | 15,9 | 17,1 |
| <b>ТК-100</b>   | 6/2                            | 12,8                      | 14   | 15,2 | 16,4 | 17,6 | 18,8 |
| <b>ТК-150</b>   | 4,5/2                          | 11,7                      | 13,1 | 14,5 | 15,9 | 17,3 | 18,7 |
| <b>ТК-200</b>   | 6/2                            | 13,4                      | 14,8 | 16,2 | 17,6 | 19   | 20,4 |
| <b>ТК-300</b>   | 4,5/2                          | 12                        | 13,5 | 15   | 16,5 | 18   | 19,5 |
| <b>ТА-300</b>   | 6/2                            | 13,7                      | 15,2 | 16,7 | 18,2 | 19,7 | 21,2 |
| <b>ТА-400</b>   | 4,5/2                          | 12,3                      | 13,9 | 15,5 | 17,1 | 18,7 | 20,3 |

Таблиця 2П. 7.

Технічні характеристики негорючих гумовотросових  
конвеєрних стрічок

| Тип стрічки | Ширина, мм  | Розрахункова розривна міцність 1 см ширини, кН/см | Діаметр троса, мм | Крок установки тросів, мм | Товщина обкладок, мм | Подовження при навантаженні 10 % від розривний, % (не більше) | Маса стрічки, кг/м <sup>2</sup> |
|-------------|-------------|---------------------------------------------------|-------------------|---------------------------|----------------------|---------------------------------------------------------------|---------------------------------|
| 1РТЛО-500   | 800         | 4,9                                               | 2,7               | 9                         | 3/2                  | 0,25                                                          | 20,5                            |
| 2РТЛО-500   | 800         | 4,9                                               | 2,7               | 9                         | 4,5/2,5              | 0,25                                                          | 20,5                            |
| 1РТЛО-1000  | 800 – 1000  | 9,8                                               | 3,4               | 9                         | 4/2                  | 0,25                                                          | 25                              |
| 2РТЛО-1000  | 800 – 1000  | 9,8                                               | 3,4               | 9                         | 4/4                  | 0,25                                                          | 25                              |
| 2РТЛО-1500  | 800 – 1200  | 14,7                                              | 4,2               | 9                         | 5,5                  | 0,25                                                          | 28                              |
| 2РТЛО-1500У | 800 – 1400  | 14,7                                              | 6                 | 15                        | 5,5                  | 0,25                                                          | 30                              |
| 2РТЛО-2500  | 1000 – 1200 | 24,5                                              | 7,5               | 14                        | 5,5                  | 0,25                                                          | 37                              |
| 2РТЛО-3150  | 1000 – 1600 | 31                                                | 8,25              | 14                        | 5,5                  | 0,25                                                          | 43,2                            |
| 2РТЛО-4000  | 1100 – 1600 | 39,2                                              | 10,9              | 15                        | 6/4                  | 0,25                                                          | 48                              |

Таблиця 2П. 8.

Технічні характеристики негорючих конвеєрних стрічок

| Тип стрічки            | Число прокладок | Межа міцності прокладки, Н/см (не менше) | Подовження при навантаженні 10 % від розривного, % (не більше) | Товщина обкладок, мм |           |
|------------------------|-----------------|------------------------------------------|----------------------------------------------------------------|----------------------|-----------|
|                        |                 |                                          |                                                                | робочої              | неробочої |
| 2ШБКНЛ-65              | 3–8             | 540                                      | 3,5                                                            | 3                    | 1         |
| 2ШБКНЛ-100             | 3–8             | 980                                      | 3,5                                                            | 4,5; 3               | 2; 1,5    |
| 2ШТА-100<br>2ШТК-100   | 3–8             | 980                                      | 3,5                                                            | 4,5                  | 2         |
| ПВХ-120                | 4–6             | 1180                                     | 3                                                              | 4,5; 3               | 1,3       |
| СПВХ-120               | 4–6             | 1180                                     | 3                                                              | 4,5; 3               | 1,3       |
| 2ШБКНЛ-150             | 3–6             | 1470                                     | 3,5                                                            | 4,5; 3               | 1,5; 2    |
| 2ШТА-150<br>2ШТК-150   | 3–6             | 1470                                     | 3,5                                                            | 4,5; 3               | 2; 1,5    |
| 2ШТК-200-2             | 3–6             | 1960                                     | 3,5                                                            | 4,5; 3               | 2; 1,5    |
| 2РШТЛК-200             | 3–6             | 1960                                     | 2                                                              | 6; 4,5               | 2         |
| 2РШТК-300<br>2РШТА-300 | 3–5             | 2940                                     | 4                                                              | 6; 4,5               | 2         |
| 2РШТЛК-300             | 3–6             | 2940                                     | 4                                                              | 6; 4                 | 2         |

Таблиця 2П. 9.

Характеристика стрічок, що випускаються вітчизняною  
промисловістю

| Тип стрічки                                  | Ширина<br>стрічки | Кількість<br>прокладок | Міцність<br>Н/мм. | Товщина<br>обкл., мм. | Відпускна<br>ціна із<br>ПДВ, м <sup>2</sup> |
|----------------------------------------------|-------------------|------------------------|-------------------|-----------------------|---------------------------------------------|
| ШР із тканини<br>ТА-200                      | 800               | 4-5                    | 800               | 3,0/3,0               | 62,00                                       |
|                                              | 1000              |                        | 1000              | 3,0/3,0               | 70,00                                       |
| ШПВХ                                         | 800               | 4-5                    | 480               | 1,5/1,5               | 35,00                                       |
|                                              | 1000              |                        | 600               | 1,5/1,5               | 40,00                                       |
| ШПВХР                                        | 800               | 4-5                    | 480               | 3,0/3,0               | 45,00                                       |
|                                              | 1000              |                        | 600               | 3,0/3,0               | 50,00                                       |
| ШР із тканини ТК-200<br>2Ш із тканини ТК-200 | 800               | 4-5                    | 800               | 3,0/3,0               | 42,00                                       |
|                                              | 1000              |                        | 1000              | 3,0/3,0               | 48,00                                       |
| 2,2 ТК-200                                   | 800               | 4                      | 800               | 5,0/2,0               | 36,00                                       |

ШР із тканини ТА-200. Трудногорюча гумовотканинна конвеєрна стрічка категорії «V», призначена для комплектації конвеєрів у підземних виробках вугільних шахт. Максимальний кут нахилу конвеєра 8 градусів.

ШР із тканини ТК-200. Труднозапальна гумовотканинна конвеєрна стрічка категорії «K», призначена для комплектації конвеєрів у підземних виробках вугільних шахт (крім тупикових), поверхневих комплексів шахт, збагачувальних фабрик. Максимальний кут нахилу конвеєра 18 градусів.

ШПВХ. Трудногорюча полівінілхлоридна конвеєрна стрічка категорії «V», призначена для комплектації конвеєрів у підземних виробках вугільних шахт. Максимальний кут нахилу конвеєра 14 градусів.

ШПВХР. Трудногорюча полівінілхлоридна конвеєрна стрічка з гумовими обкладками категорії «V», призначена для комплектації конвеєрів у підземних виробках вугільних шахт. Максимальний кут нахилу конвеєра 18 градусів.

ТК-100 і ТК-200. Гумовотканинні конвеєрні стрічки загального призначення. Звичайно застосовуються для транспортування рядового вугілля, глини, цементу, м'яких порід і інших мало абразивних матеріалів шматками до 150 мм і штучних вантажів на збагачувальних фабриках, цементно-шиферних і будівельних комбінатах, відкритих розробках крейди, глиноземів і т.д., промислових і сільськогосподарських підприємствах.

Таблиця 2П. 10.

Відстань між лінійними роликоопорами, м

| Вітка<br>конвеєра | Позначення | Ширина стрічки, мм |      |      |
|-------------------|------------|--------------------|------|------|
|                   |            | 800                | 1000 | 1200 |
| Вантажна          | $l_p'$     | 1,3                | 1,2  | 1,2  |
| Порожнякова       | $l_p''$    | 2,6                | 2,4  | 2,4  |

Таблиця 2П. 11.

Характеристики стрічкових конвеєрів для капітальних  
горизонтальних і похилих виробок,  
що випускаються у Великій Британії

| Тип<br>конвеєра | Ширина стрічки,<br>мм | Швидкість<br>стрічки,<br>м/с | Макс.<br>довжина,<br>м | Потужність<br>привода,<br>кВт | Продуктивність,<br>т/година |
|-----------------|-----------------------|------------------------------|------------------------|-------------------------------|-----------------------------|
| TP400B          | 800                   | 2,0                          | 800                    | 2×55                          | 340                         |
| TP800           | 800                   | 2,0                          | 650                    | 55                            | 350                         |
|                 |                       | 2,5                          |                        |                               | 450                         |
| TP1000          | 1000                  | 2,0                          | 550                    | 2×55                          | 560                         |
|                 |                       | 2,5                          | 800                    | 2×75                          | 710                         |
| TP800           | 1000                  | К 3,15                       | 800                    | 2×75                          | К 900                       |

Таблиця 2П. 12.

Характеристики стрічкових конвеєрів для капітальних горизонтальних  
і похилих виробок, що випускаються у Польщі

| Тип конвеєра  | Швидкість<br>стрічки, м/с | Потужність<br>привода, кВт | Продуктив-<br>ність, т/година |
|---------------|---------------------------|----------------------------|-------------------------------|
| «Гварек-800»  | 1,4; 1,6; 1,8; 2,15       | 2×22; 2×30                 | 260; 300; 340;<br>400         |
| «Гварек-1000» | 1,6; 1,8; 2,0; 2,5        | 2×40; 2×55                 | 420; 470; 520;<br>650         |

Таблиця 2П. 13

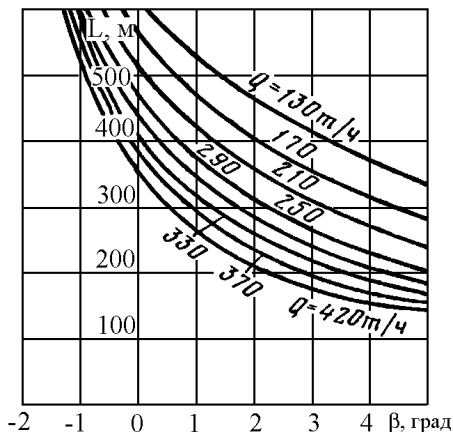
## Розрахункові схеми конвеєрів

| Тип конвеєра | Ширина стріч-<br>ки, мм | Схема конвеєра | Швидкість руху<br>стрічки, м/с | Потужність<br>привода, кВт | Продуктивність<br>максимальна,<br>т/година | Кут<br>установки, град | Довжина<br>поставки кон-<br>веєра, м | Тип ставу      |  |
|--------------|-------------------------|----------------|--------------------------------|----------------------------|--------------------------------------------|------------------------|--------------------------------------|----------------|--|
| 1Л80УК       | 800                     |                | 1,6                            | 75                         | 330                                        | -3...+10               | 500                                  | Калет. напруж. |  |
| 1Л80УК-01    |                         |                | 2,0                            |                            | 410                                        |                        |                                      | Калет. пасив.  |  |
| 1ЛТ800К      |                         |                | 1,6                            | 330                        | Жорст. напруж.                             |                        |                                      |                |  |
| 1ЛПТ800К     |                         |                | 2,0                            | 410                        | Калет. пасив.                              |                        |                                      |                |  |
|              | 800                     |                | 2,0                            | 90                         | 515                                        | -10...+10              | 750                                  | Жорст. напруж. |  |
|              |                         |                | 2,5                            | 110                        | 650                                        |                        | 1000                                 | Жорст. пасив.  |  |
|              |                         |                | 3,15                           | 132                        |                                            |                        |                                      | Жорст. напруж. |  |
|              |                         |                | 2,0                            |                            |                                            |                        |                                      | Жорст. пасив.  |  |
| 1Л1000       | 1000                    |                | 1,6                            | 75                         | 570                                        | -10...+18              | 750                                  | Калет. напруж. |  |
|              |                         |                | 2,0                            | 90                         | 710                                        |                        |                                      | Калет. пасив.  |  |
| 1Л1000-01    |                         |                | 2,5                            | 110                        | 890                                        |                        | 500                                  | Жорст. напруж. |  |
|              |                         |                | 3,15                           | 132                        | 1120                                       |                        |                                      |                |  |
| 1Л100У-01    |                         |                | 1,6                            | 75x2                       | 570                                        | -3...+18               | 1000                                 | Калет. напруж. |  |
| 2Л100У       |                         |                | 2,0                            | 90x2                       | 710                                        |                        |                                      | Калет. пасив.  |  |
| 2Л100У-01    |                         |                | 2,5                            | 110x2                      | 850                                        |                        | 700                                  | Калет. напруж. |  |
| 2ЛТ100У      |                         |                |                                | 110x3                      |                                            |                        | 1500                                 | Калет. пасив.  |  |
| 2ЛТ100У-01   |                         |                |                                | 110x2                      | -10...+10                                  | 1000                   | Калет. напруж.                       |                |  |
| 3Л100У       |                         |                |                                | 110x3                      |                                            | 1500                   | Жорст. напруж.                       |                |  |
| 3Л100У-02    |                         |                |                                | 250x2                      |                                            | 1000                   | Калет. напруж.                       |                |  |
|              |                         |                | 2,0                            |                            | 680                                        | -3...+18               |                                      | Калет. пасив.  |  |
|              |                         |                |                                |                            |                                            |                        |                                      | Спеціальний    |  |

Додаток 3

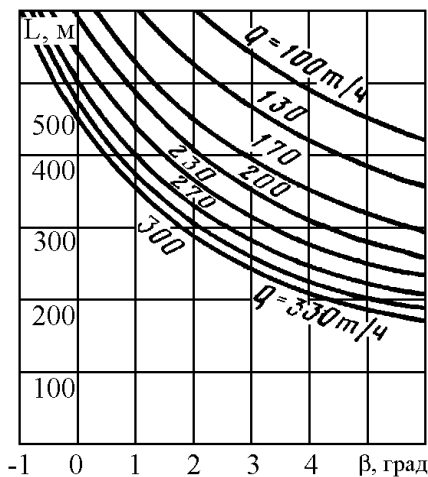
**ХАРАКТЕРИСТИКИ ЗАЛЕЖНОСТІ ДОВЖИНИ КОНВЕЄРІВ  
ВІД КУТА НАХИЛУ ТА ПРОДУКТИВНОСТІ**

**1Л80, 1ЛТ80У-01**

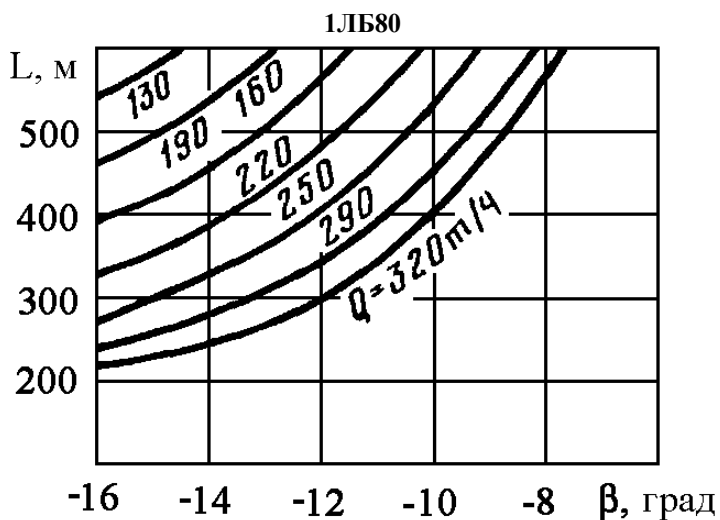


$N = 40 \text{ кВт}; v = 2,0 \text{ м/с}; Q_{np.} = 8,15 \text{ м}^3/\text{хв.}$

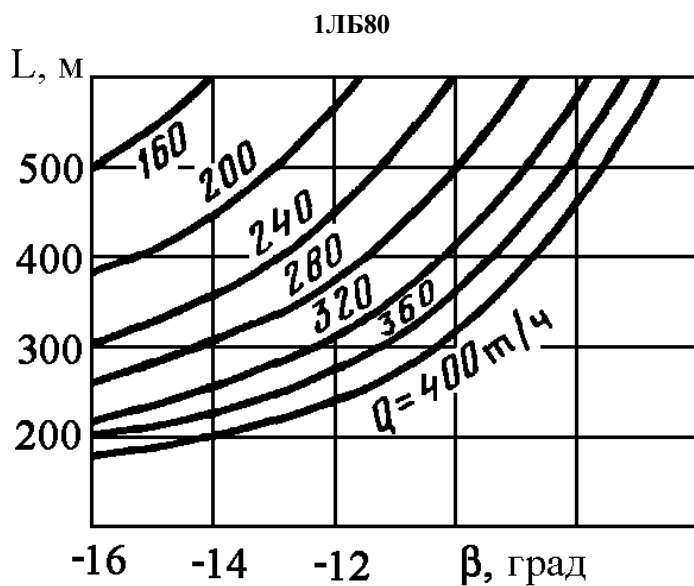
**1Л80, 1ЛТ80У-01**



$N = 40 \text{ кВт}; v = 1,6 \text{ м/с}; Q_{np.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$

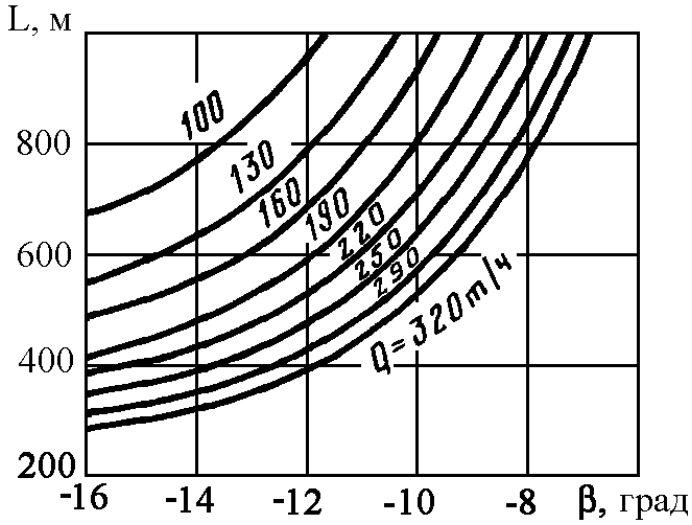


$N = 40 \text{ кВт}; v = 1,6 \text{ м/с}; Q_{np.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$



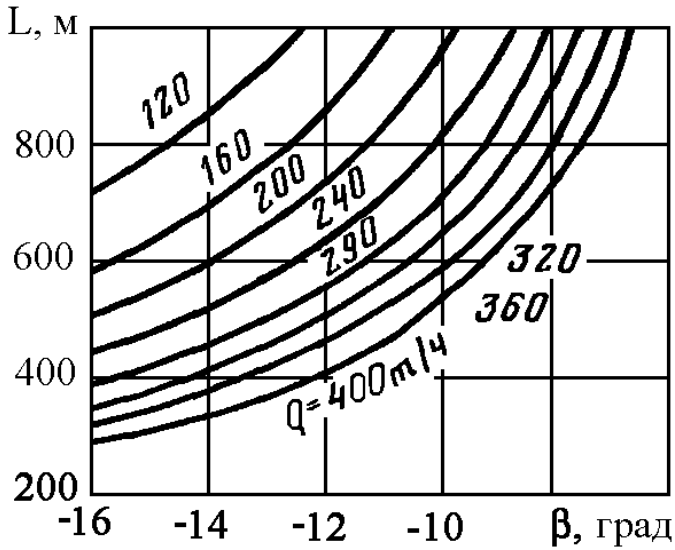
$N = 40 \text{ кВт}; v = 2,0 \text{ м/с}; Q_{np.} = 8,15 \text{ м}^3/\text{хв.}$

1ЛБ80



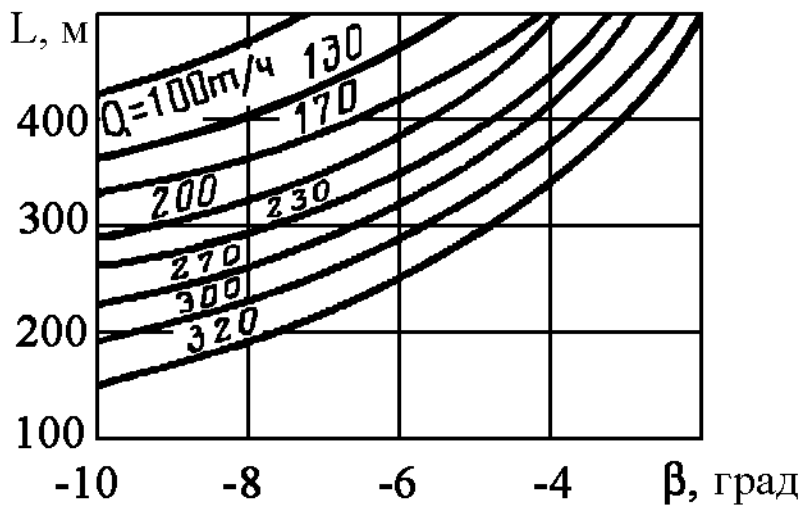
$N = 55 \text{ кВт}$ ;  $\nu = 1,6 \text{ м/с}$ ;  $Q_{np.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$

1ЛБ80



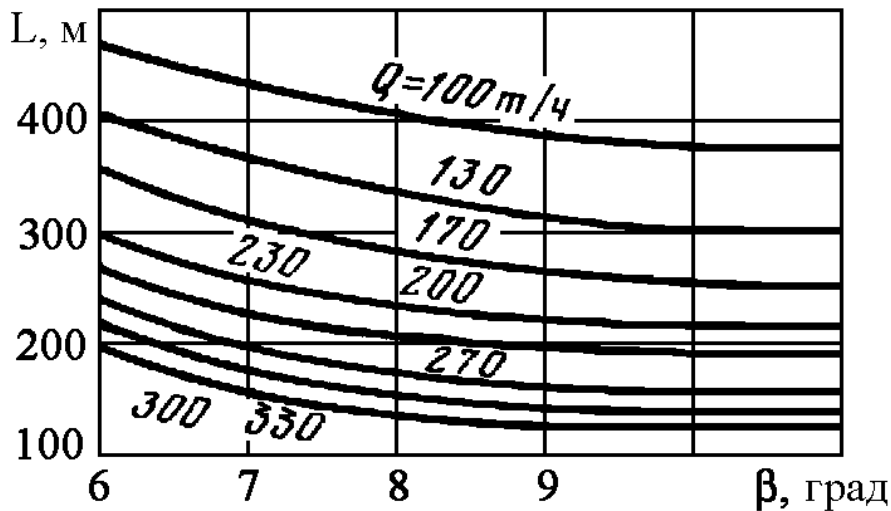
$N = 55 \text{ кВт}$ ;  $\nu = 2,0 \text{ м/с}$ ;  $Q_{np.} = 8,15 \text{ м}^3/\text{хв.}$

1Л80У-02



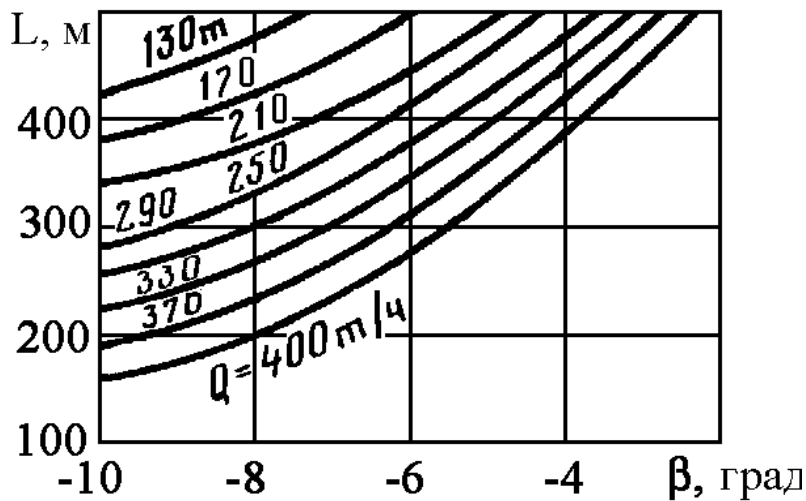
$N=40 \text{ кВт}$ ;  $v = 1,6 \text{ м/с}$ ;  $Q_{np.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$  (установка на бремсбергу)

1Л80У-02



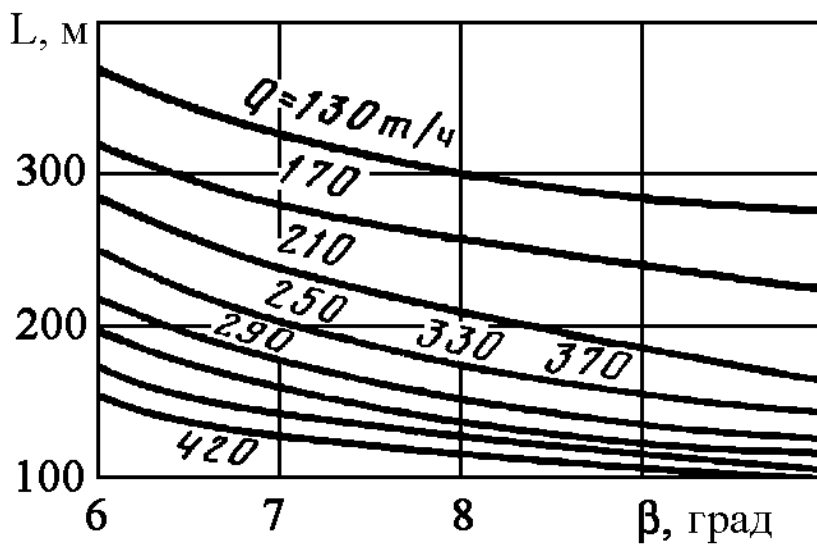
$N=40 \text{ кВт}$ ;  $v = 1,6 \text{ м/с}$ ;  $Q_{np.} = 6,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$  (установка на ухилі)

1Л80У-02



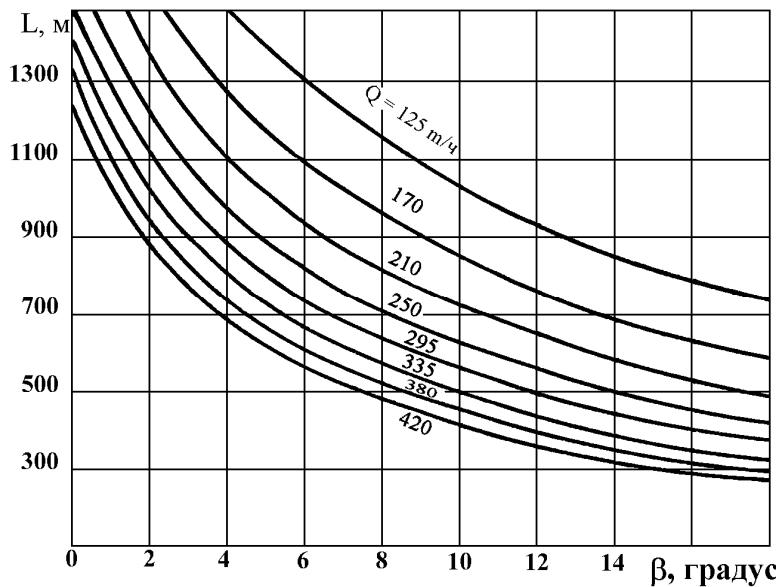
$N=40$  кВт;  $v=2,0$  м/с;  $Q_{np.}=8,15$  м<sup>3</sup>/хв. (установка на бремсбергу)

1Л80У-02



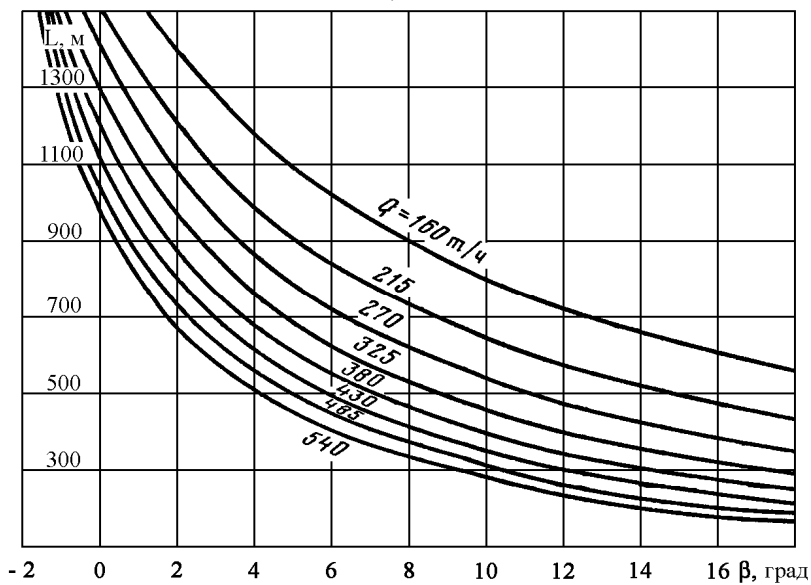
$N=40$  кВт;  $v=2,0$  м/с;  $Q_{np.}=8,15$  м<sup>3</sup>/хв. (установка на ухилі)

# 2Л80У-02, 2Л80У-03, 2ЛТ80У-02



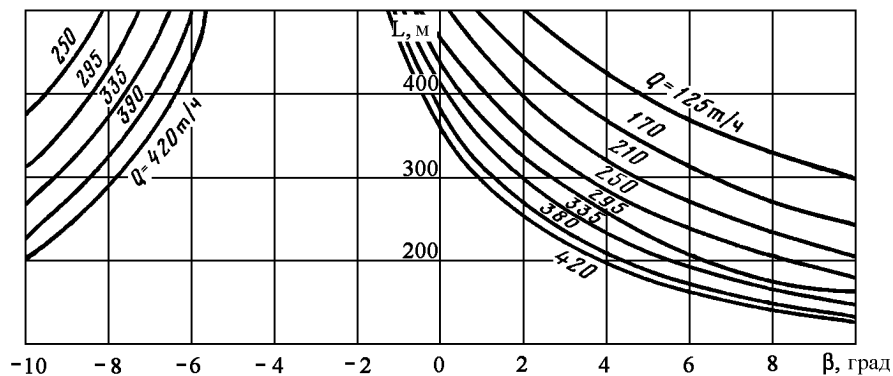
$N=165$  кВт;  $v=2$  м/с;  $Q_{np.}=8,15$  м<sup>3</sup>/хв.

## 2Л80У, 2ЛТ80У



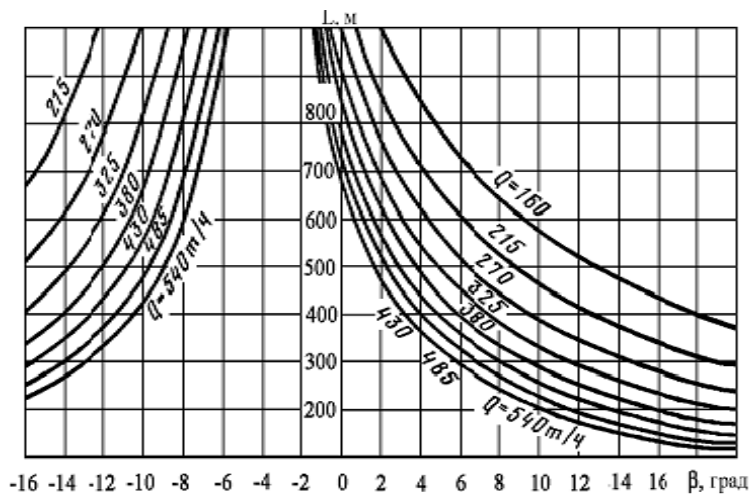
$N=165$  кВт;  $v=2,5$  м/с;  $Q_{np.}=10,2$  м<sup>3</sup>/хв.

**2Л80У, 2Л80У – 01, 2ЛТ80У, 2ЛТН80У**



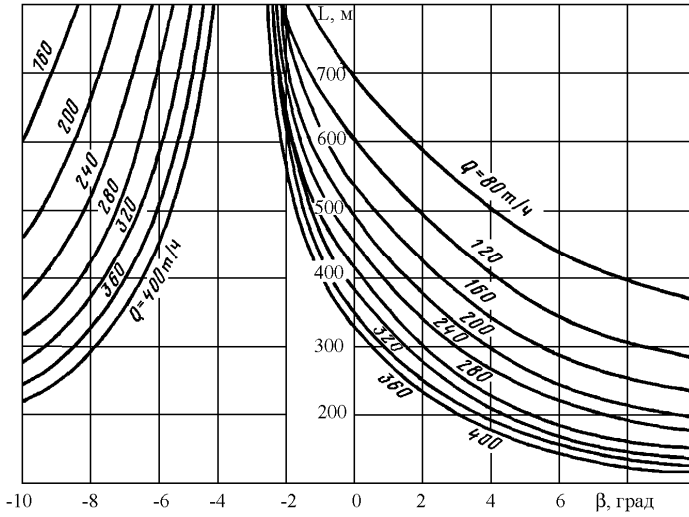
$N=110$  кВт;  $v=2,0$  м/с;  $Q_{np.}=8,15$  м<sup>3</sup>/хв.

**2Л80У, 2ЛТ80У**



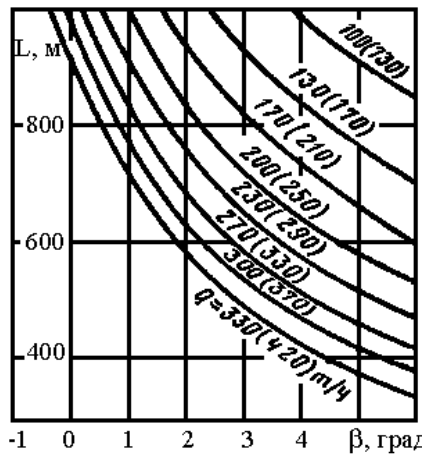
$N=110$  кВт;  $v=2,5$  м/с;  $Q_{np.}=10,2$  м<sup>3</sup>/хв.

### 1ЛТН80



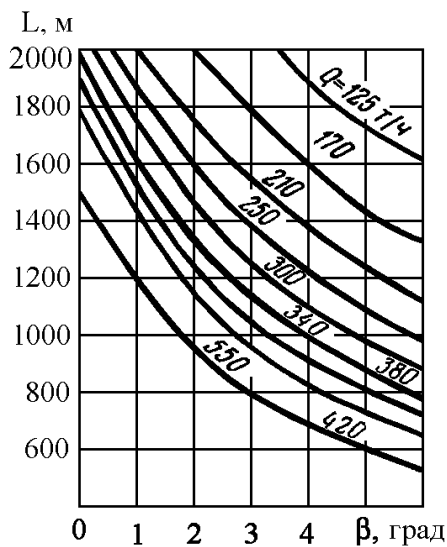
$N = 40$  кВт,  $\nu = 2,0$  м/с;  $Q_{np.} = 6,5$  м<sup>3</sup>/хв.

### 2Л80 і 2ЛТ80



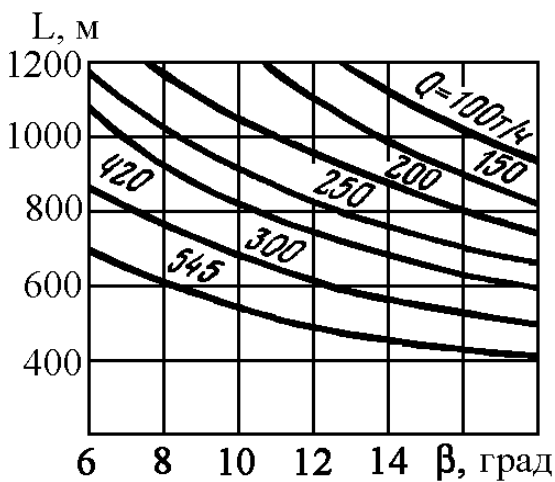
$N = 110$  кВт (продуктивність без дужок вказана для  $\nu = 1,6$  м/с;  
у дужках –  $\nu = 2$  м/с);  
 $Q_{np.} = 6,5$  м<sup>3</sup>/хв.

# 1Л100



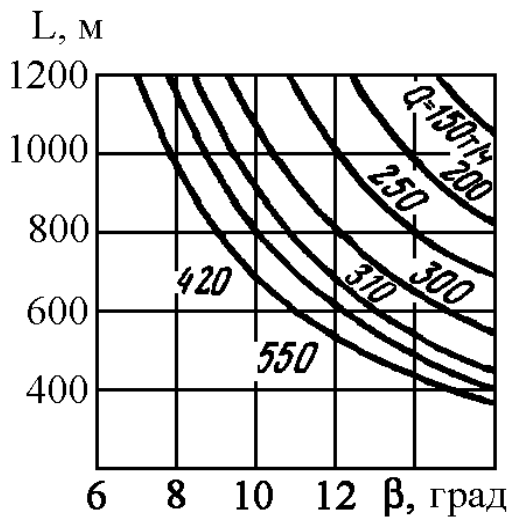
$N=200$  кВт;  $\nu = 1,6$  м/с;  $Q_{np.} = 11,0$  м<sup>3</sup>/хв.

# 1ЛУ100



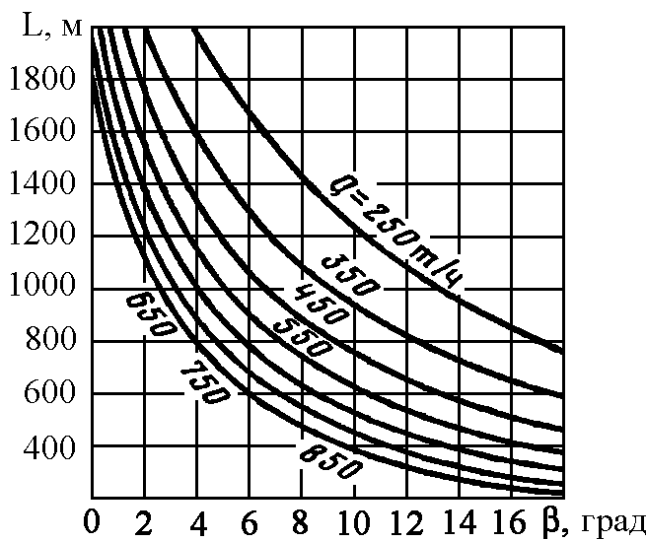
$N=200$  кВт;  $\nu = 1,6$  м/с;  $Q_{np.} = 11,0$  м<sup>3</sup>/хв.

# 1ЛБ100



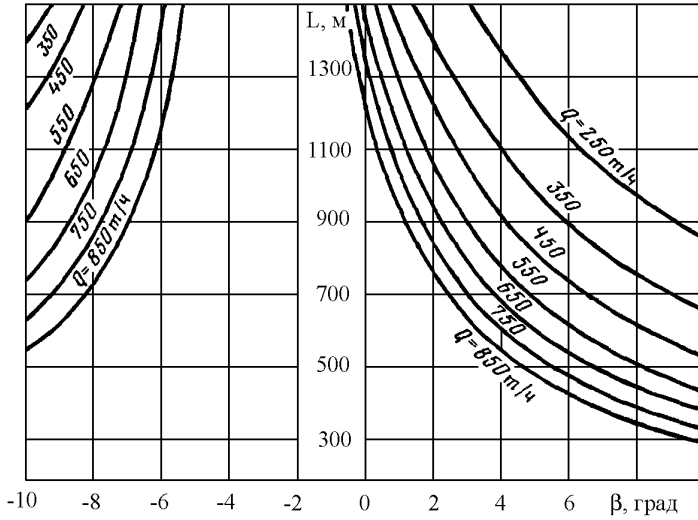
$N=100$  кВт;  $\nu = 1,6$  м/с;  $Q_{np.} = 11,0$  м<sup>3</sup>/хв.

# 2ЛТ100У



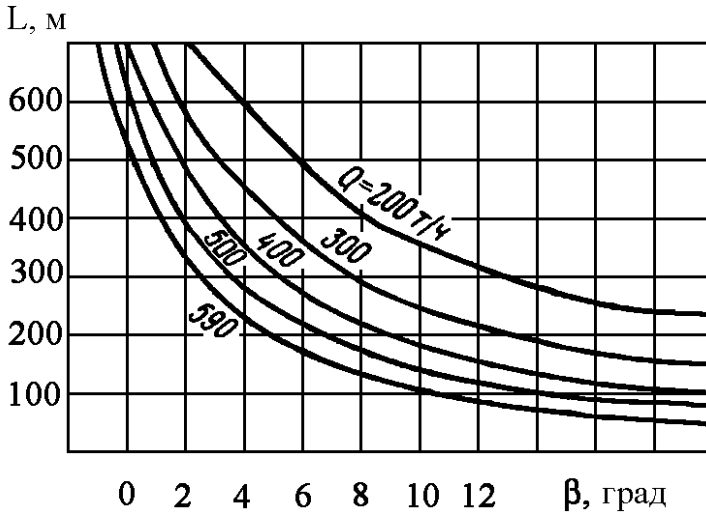
$N=220$  кВт;  $\nu = 2,5$  м/с;  $Q_{np.} = 16,8$  м<sup>3</sup>/хв.

# 1ЛТ100



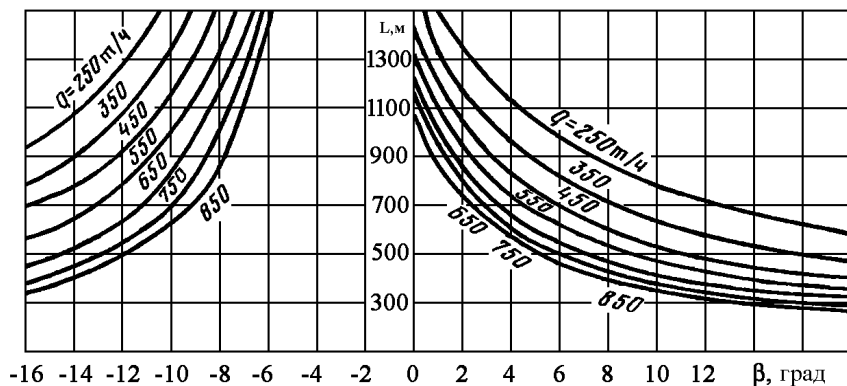
$$N = 220 \text{ кВт}, v = 2,5 \text{ м/с}; Q_{np.} = 16,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

# 1Л100К1



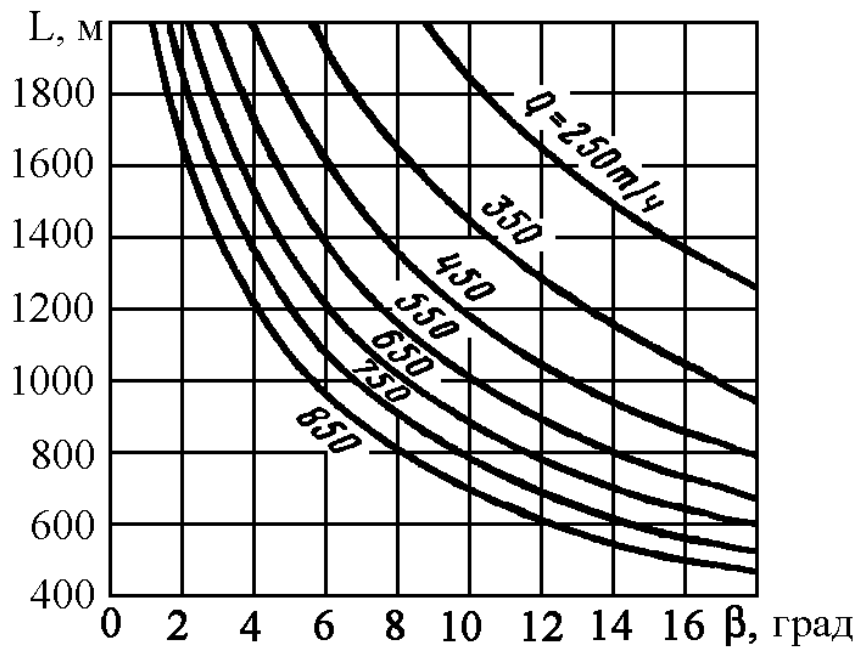
$$N = 75 \text{ кВт}, v = 2,0 \text{ м/с}; Q_{np.} = 13,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

# 2Л100У-01



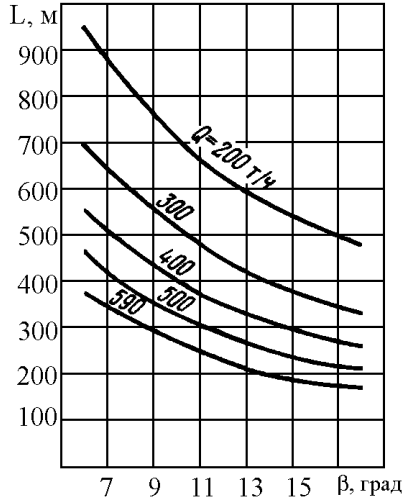
$N=330 \text{ кВт}; v=2,5 \text{ м/с}; Q_{np.}=16,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$

# 3Л100У



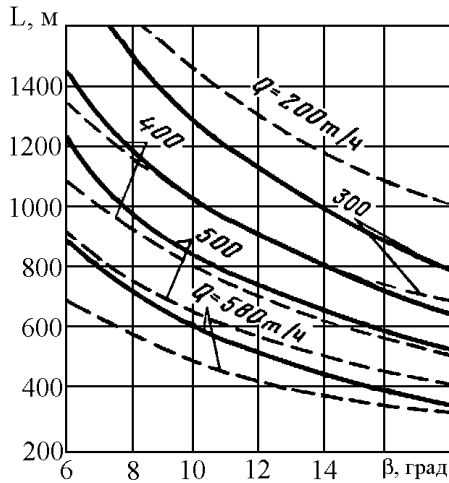
$N=550 \text{ кВт}; v = 2,5 \text{ м/с}; Q_{np.} = 16,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$

### 1Л100К1-01



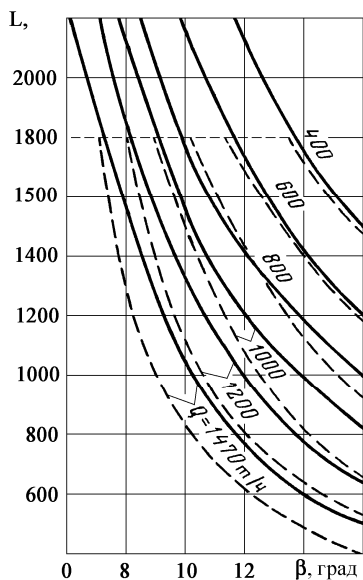
$N = 150 \text{ кВт}$ ;  $v = 2,0 \text{ м/с}$ ;  $Q_{пр.} = 13,5 \text{ м}^3/\text{хв.}$

### 2ЛЛ100



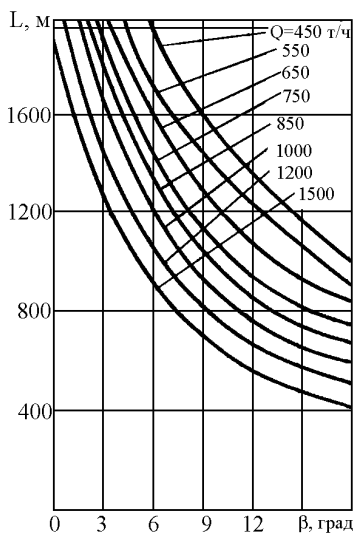
$v = 2 \text{ м/с}$  (суцільні лінії при  $N = 500 \text{ кВт}$ , штрихові – коли  $N = 400 \text{ кВт}$ ),  
 $Q_{пр.} = 12,2 \text{ м}^3/\text{хв.}$

## 2ЛБ120К1



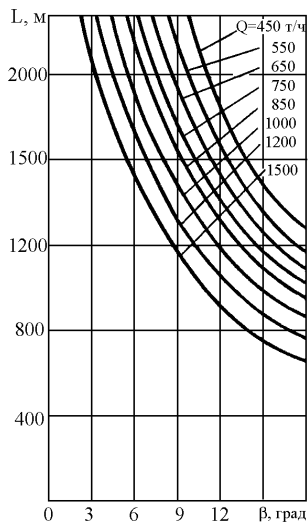
$\nu = 3,15$  м/с (суцільні лінії -  $N = 500$  кВт, штрихові -  $N = 400$  кВт);  $Q_{np.} = 31,0$  м³/хв.

## 2ЛУ120А та 2ЛУ120 У



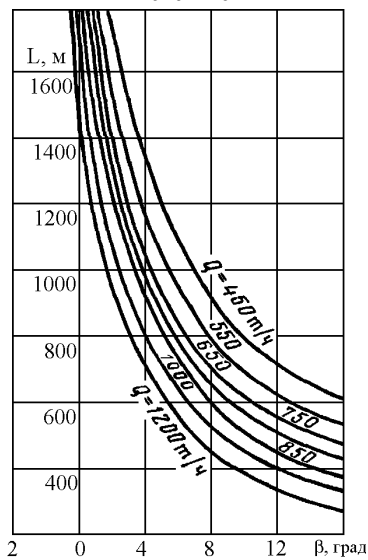
$N = 1000$  кВт;  $\nu = 3,15$  м/с;  $Q_{np.} = 31,0$  м³/хв.

## 2ЛУ120Б-01



$$N = 1500 \text{ кВт}; \nu = 3,15 \text{ м/с}; Q_{np.} = 31,0 \text{ м}^3/\text{чв.}$$

## 1ЛУ120



$$N = 500 \text{ кВт}; \nu = 2,5 \text{ м/с}; Q_{np.} = 25,0 \text{ м}^3/\text{чв.}$$

# Додаток 4

## ЛОКОМОТИВИ І ВАГОНЕТКИ

Таблиця 4П. 1.

Значення розрахункових коефіцієнтів зчеплення коліс  
локомотива з рейками  $\psi$

| Характеристика шляху                                                | Без підсилення піску       | З підсиленням піску        |
|---------------------------------------------------------------------|----------------------------|----------------------------|
| Чисті сухі рейки                                                    | 0,17 - 0,18                | 0,18 - 0,24                |
| Вологі практично чисті рейки:<br>на рудниках<br>на вугільних шахтах | 0,12 - 0,17<br>0,09 - 0,13 | 0,17 - 0,2<br>0,17 - 0,2   |
| Мокрі покриті брудом рейки:<br>на рудниках<br>на вугільних шахтах   | 0,09 - 0,12<br>0,07 - 0,08 | 0,12 - 0,16<br>0,12 - 0,16 |

Таблиця 4П. 2.

Значення питомого основного опору руху шахтних вагонеток, Н/кН

| Місткість вагонетки, м <sup>3</sup> | Навантажених                                                     |     |     | Порожніх |
|-------------------------------------|------------------------------------------------------------------|-----|-----|----------|
|                                     | При щільності матеріалу, що транспортується, γ, т/м <sup>3</sup> |     |     |          |
|                                     | 1,6                                                              | 1,8 | 2,5 |          |
| К 1,6                               | 9                                                                | 9   | 7   | 11       |
| 2,5                                 | 8                                                                | 7   | 6   | 10       |
| 4,5                                 | 7                                                                | 6   | 5   | 8        |
| 9,5                                 | 6                                                                | 5   | 4   | 6        |

Таблиця 4П. 3.

Значення коефіцієнта опору руху поїзда вагонеток  
 $\omega$  похилими виробками вугільних шахт

| Повна<br>маса однієї<br>вагонетки, т | Найбільша швидкість руху вагонеток |       |             |              |       |             |
|--------------------------------------|------------------------------------|-------|-------------|--------------|-------|-------------|
|                                      | До 3,0 м/с                         |       |             | 3,0..5,0 м/с |       |             |
|                                      | Число вагонеток у партії           |       |             |              |       |             |
|                                      | 1..5                               | 6..9  | 10 і більше | 1..5         | 6..9  | 10 і більше |
| Не більше 1,0                        | 0,026                              | 0,036 | 0,040       | 0,039        | 0,054 | 0,060       |
| 1,0..2....20                         | 0,00                               | 0,028 | 0,033       | 0,030        | 0,042 | 0,050       |
| 2,0..3,0                             | 0,016                              | 0,022 | 0,027       | 0,024        | 0,033 | 0,040       |
| Більше 3,0                           | 0,015                              | 0,020 | 0,024       | 0,022        | 0,030 | 0,030       |

Таблиця 4П. 4.

Розрахункові значення коефіцієнта зчеплення  $\psi$  і  
опору руху  $\omega$  приводних коліс монорейкових доріг

| Тип приводних коліс | Коефіцієнти |          |
|---------------------|-------------|----------|
|                     | $\psi$      | $\omega$ |
| Сталеві             | 0,22        | 0,015    |
| Поліуретанові       | 0,45        | 0,025    |
| Пневмомашинні       | 0,04        | 0,035    |

Таблиця 4П. 5.

Технічна характеристика вагонеток для перевезення людей

| Параметри                  | Моделі вагонеток |       |                        |                        |                        |                        |                      |
|----------------------------|------------------|-------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|----------------------|
|                            | ВПГ12            | ВПГ18 | ВЛН1-10М<br>(ВЛН1-10П) | ВЛН1-15М<br>(ВЛН1-15П) | ВЛН2-10М<br>(ВЛН2-10П) | ВЛН2-15М<br>(ВЛН2-15П) | ВЛН3-6М<br>(ВЛН3-6П) |
| Кут нахилу виробки, градус | Горизонт.        |       | 6–30                   | 60–30                  | 6–50                   | 6–50                   | 40–80                |
| Число посадкових місць     | 12               | 18    | 10                     | 15                     | 10                     | 15                     | 6                    |
| Колія *, мм                | 600              | 900   | 600                    | 750<br>900             | 600                    | 750<br>900             | 600                  |
| Тягове зусилля зчіпки, кН  | 60               |       | 85 (70)                | 85 (70)                | 85<br>(70)             | 85<br>(70)             | 50 (25)              |
| Жорстка база, мм           | 1500             |       | 3300                   | 3300                   | 3300                   | 3300                   | 3000                 |
| Основні розміри, мм:       |                  |       |                        |                        |                        |                        |                      |
| довжина                    | 4550             |       | 5000                   | 5000                   | 5000                   | 5000                   | 4600                 |
| ширина                     | 1030             | 1325  | 1075                   | 1400                   | 1080                   | 1400                   | 1070                 |
| висота від головки рейки   | 1530             | 1530  | 1565                   | 1565                   | 1565                   | 1565                   | 1200                 |
| Маса, кг                   | 1800             | 2150  | 2140<br>(2100)         | 2470<br>(2440)         | 2280                   | 2530                   | 1870<br>(1885)       |

\* За окремими замовленнями випускаються на колію 550 і 575 мм.

Таблица 4П. 6.

\* Дані стосовно дослідної партії вагонеток.

Таблица 4П. 7.

419

Таблиця 4П. 8.

Технічні характеристики вагонеток ВГ із глухим кузовом

| Параметри                               | Моделі вагонеток  |                   |                   |                   |                   |       |       |
|-----------------------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------|-------|
|                                         | ВГ1,0<br>(УВГ1,0) | ВГ1,1<br>(УВГ1,2) | ВГ1,3<br>(УВГ1,3) | ВГ1,4<br>(УВГ1,4) | ВГ1,6<br>(УВГ1,6) | ВГ2,5 | ВГ3,3 |
| Місткість кузова, м <sup>3</sup>        | 1                 | 1,1               | 1,3               | 1,4               | 1,6               | 2,5   | 3,3   |
| Колія, мм                               | 600               | 600               | 600               | 600               | 600               | 900   |       |
| Жорстка база, мм                        | 500               | 550               | 550               | 650               | 800               | 800   | 1100  |
| Діаметр колеса за колом катання, мм     | 300               |                   |                   |                   |                   | 350   |       |
| Висота осі зчіпки від головки рейок, мм | 320               |                   |                   |                   |                   | 365   |       |
| Основні розміри, мм:                    |                   |                   |                   |                   |                   |       |       |
| довжина                                 | 1500              | 1800              | 2000              | 2400              | 2700              | 2800  | 3450  |
| ширина кузова                           | 850               | 850               | 880               | 850               | 850               | 1240  | 1320  |
| висота від головки рейок                | 1300              | 1300              | 1300              | 1230              | 1200              | 1300  | 1300  |
| Маса, кг                                | 509               | 570               | 610               | 674               | 706               | 1140  | 1270  |

Примітка. Моделі вагонеток, зазначені в дужках, випускають на колію 550 і 575 мм.

Таблиця 4П. 9.

Технічні характеристики секційних поїздів

| Параметри                          | ПС1,5                                          | ПС3,5       |
|------------------------------------|------------------------------------------------|-------------|
| Місткість секції, м <sup>3</sup>   | 1,5                                            | 3,5         |
| Число секцій у складі              | Приймається за тяговими параметрами локомотива |             |
| Колія, мм.                         | 600                                            | 900         |
| Діаметр колеса, мм.                | 300                                            | 350         |
| Тип зчіпки                         | Ланкова                                        | Автоматична |
| Основні розміри, мм:               |                                                |             |
| довжина                            | 1800                                           | 2650        |
| ширина                             | 950                                            | 1350        |
| Висота від рівня головки рейки     | 1450                                           | 1600        |
| Число секцій у поставці на 1 поїзд | 25                                             | 30          |

Таблиця 4П. 10.

Технічні характеристики вагонеток для доставки лісу (ВЛ)  
і вибухових речовин (ВВ)

| Параметри                               | ВЛ600              | ВЛ900 | ВВ600 | ВВ900 |
|-----------------------------------------|--------------------|-------|-------|-------|
| Вантажопідйомність, т.                  | 1,4                | 4     | 0,18  | 0,3   |
| Колія, мм.                              | 600                | 900   | 600   | 900   |
| Жорстка база, мм.                       | 550                | 1100  | 650   | 1200  |
| Діаметр колеса, мм.                     | 300                | 350   | 300   | 400   |
| Тип зчіпки                              | Крюкова необертова |       |       |       |
| Висота осі зчіпки від головки рейки, мм | 320                | 365   | 320   | 365   |
| Основні розміри, мм:                    |                    |       |       |       |
| довжина                                 | 2000               | 3450  | 2600  | 3390  |
| ширина                                  | 880                | 1320  | 1030  | 1240  |
| висота                                  | 1150               | 1300  | 850   | 950   |
| Маса, кг                                | 540                | 840   | 765   | 1180  |

Таблиця 4П. 11.

Технічна характеристика вагонетки ВСМ1.4

|                                                                                 |       |
|---------------------------------------------------------------------------------|-------|
| Колія, мм                                                                       | 600   |
| Базовий тип вагонетки                                                           | ВГ1,4 |
| Місткість відсіків для робочої рідини і мастильних матеріалів, м <sup>3</sup> : |       |
| Масла індустріального загального призначення ДСТ 20799-75 або емульсії          | 0,95  |
| Масла індустріального загального призначення ДСТ 20799-75                       | 0,16  |
| Нігролу                                                                         | 0,14  |
| Змащення 1 - 13 жирогового                                                      | 0,014 |

Таблиця 4П. 12.

Технічна характеристика платформи ПАК

| Параметри                                      | ПАК600            | ПАК900    |
|------------------------------------------------|-------------------|-----------|
| Ширина колії, мм                               | 600               | 900       |
| Максимальний кут нахилу гірничої виробки, град | 25                | 25        |
| Вантаж, що транспортується                     | Верхняки і стійки | Верхняки  |
| Вантажопідйомність крана, кг                   | 1000              | 1650      |
| Місткість, число секцій аркового кріплення:    |                   |           |
| АП6,Г; АП7; АП7,9                              | 10                | –         |
| АП9,2; АП11Д                                   | 12                | –         |
| АП13,8                                         | 6                 | 12        |
| АП15,5; АП18.3                                 | –                 | 12        |
| Жорстка база, мм                               | 650; 800          | 800; 1100 |
| Основні розміри, мм                            |                   |           |
| довжина                                        | 2400              | 2800      |
| ширина                                         | 825               | 1166      |
| висота                                         | 1375              | 1420      |
| Маса, кг                                       | 1195              | 1455      |

Таблиця 4П. 13.

Основні характеристики акумуляторних електровозів

| ПАРАМЕТРИ                    | АМ8Д    | АРП10 | АРП14   |
|------------------------------|---------|-------|---------|
| Колія, мм                    | 900     |       |         |
| Довжина, мм                  | 4550    | 5080  | 5850    |
| Ширина, мм                   | 1345    | 1350  | 1350    |
| Висота, мм                   | 1415    | 1500  | 1650    |
| Жорстка база, мм             | 1200    | 1300  | 1650    |
| Потужність годинна, кВт      | 2×12    | 2×16  | 2×23,5  |
| Сила тяги годинна, Н         | 11500   | 12850 | 17800   |
| Сила тяги тривала, Н         | 3250    | 3500  | 4400    |
| Швидкість годинна, км/година | 7,2     | 8,0   | 8,0     |
| Швидкість тривала, км/година | 12      | 13    | 13      |
| Струм годинний, А            | 113     | 135   | 148     |
| Струм тривалий, А            | 50      | 60    | 68      |
| Тип двигуна                  | ДПТР-12 | ЭТ-16 | ЭТ-23,5 |

Таблиця 4П. 14.

## Основні характеристики контактних електровозів

| <b>ПАРАМЕТРИ</b>             | <b>К10</b> | <b>К14</b> |
|------------------------------|------------|------------|
| Колія, мм                    | 900        |            |
| Довжина, мм                  | 1350       | 1350       |
| Висота, мм                   | 1650       | 1650       |
| Жорстка база, мм             | 1200       | 1800       |
| Потужність годинна, кВт      | 2×31       | 2×45       |
| Сила тяги годинна, Н         | 18000      | 24000      |
| Сила тяги тривала, Н         | 4800       | 7000       |
| Швидкість годинна, км/година | 12,2       | 12,8       |
| Швидкість тривала, км/година | 18,0       | 22,0       |
| Струм годинний, А            | 142        | 204        |
| Струм тривалий, А            | 62         | 85         |
| Тип двигуна                  | ЭТ-31      | ЭТ-46      |

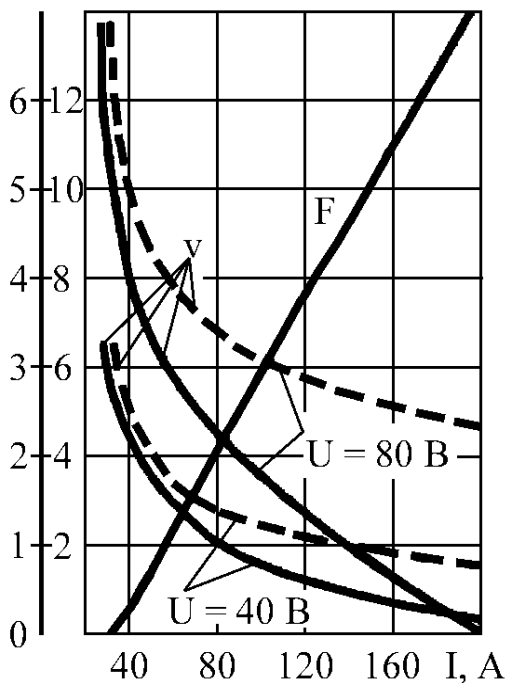
## ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТЯГОВИХ ДВИГУНІВ ЕЛЕКТРОВОЗІВ

На графіках позначені:

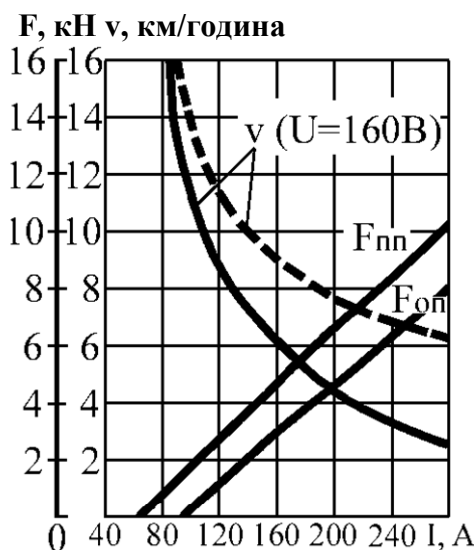
- $F$  – сила тяги годинного режиму, кН;
- $F_{n.n}$  – сила тяги годинного режиму при повному полі, кН;
- $F_{o.n}$  – сила тяги годинного режиму при ослабленому полі, кН;
- $v$  – швидкість годинного режиму (суцільною лінією – фактична, штриховою – стендова), км/година.
- $i$  – передаточне число редуктора;

4,5АРП2М та 5АРВ; батареї 66ТНЖШ – 350 або 66ТНЖШ – 300;  
двигун ЭДР – 7П

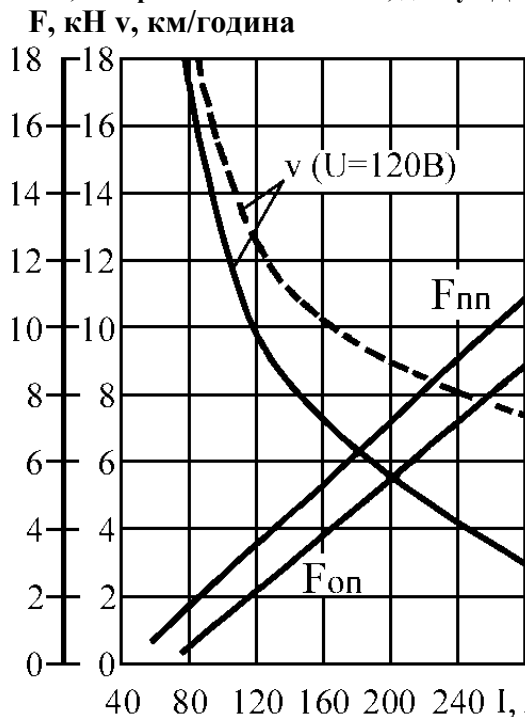
$F$ , кН  $v$ , км/година



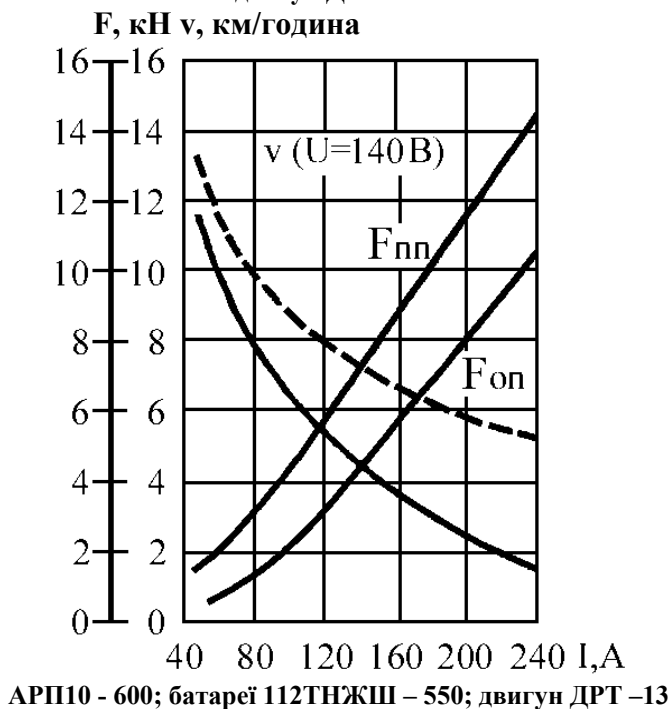
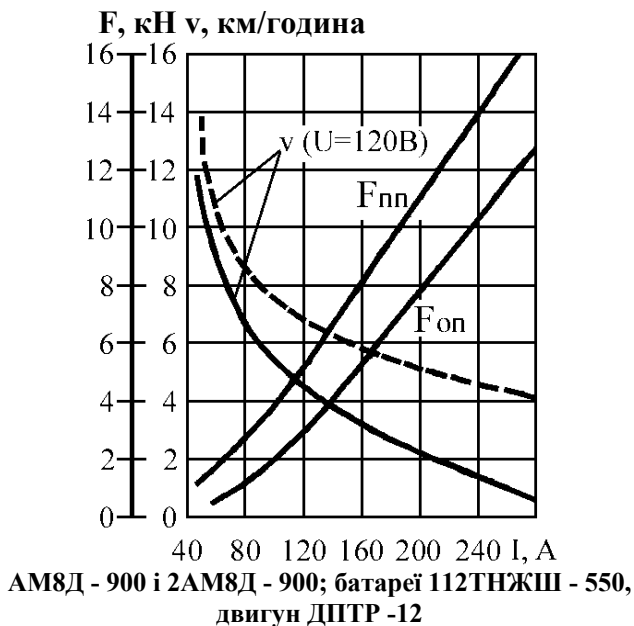
АРП7 - 600; батарея 90ТНЖШ – 550; двигун ДРТ – 10

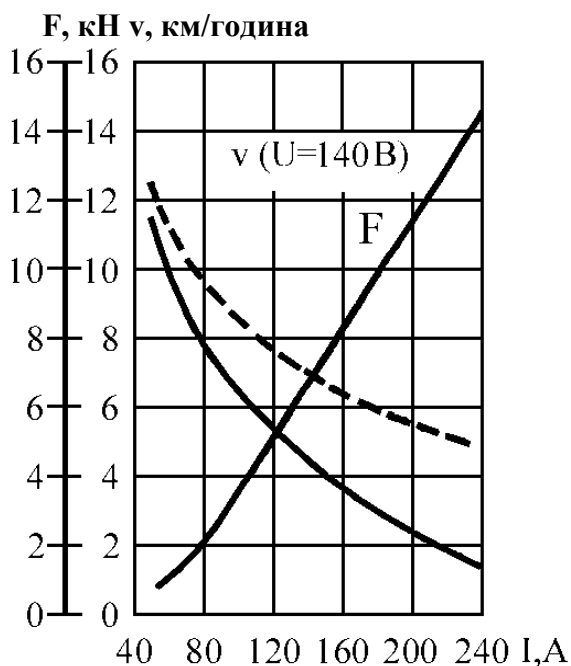


**АРП7 - 900; батарея 102ТНЖШ – 550; двигун ДРТ –10А**

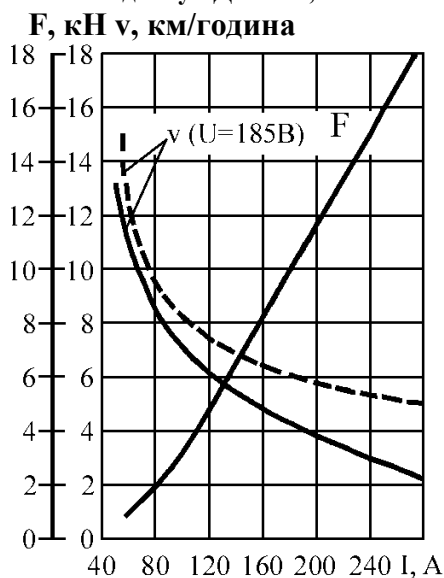


**АМ8Д - 600; батарея 96ТНЖШ – 350; двигун ДПТР –12**

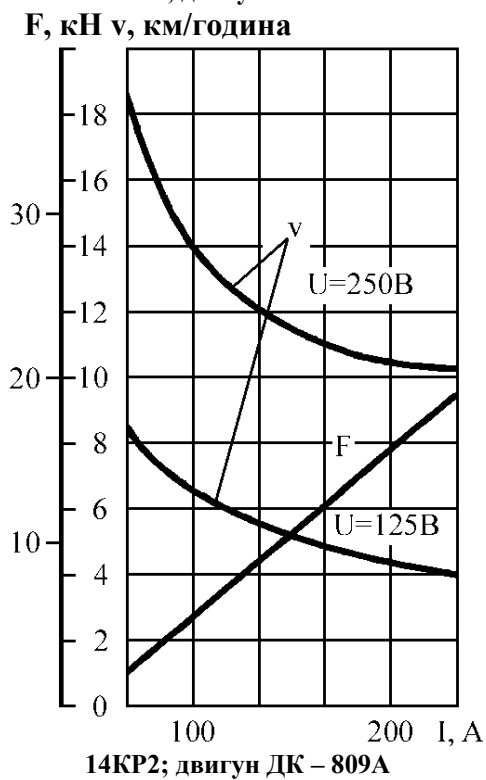
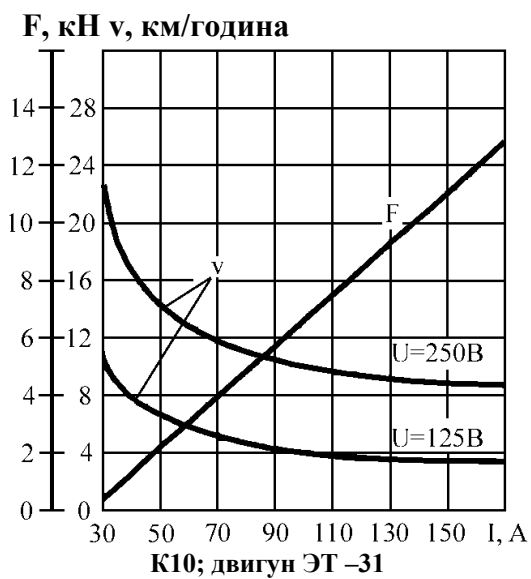


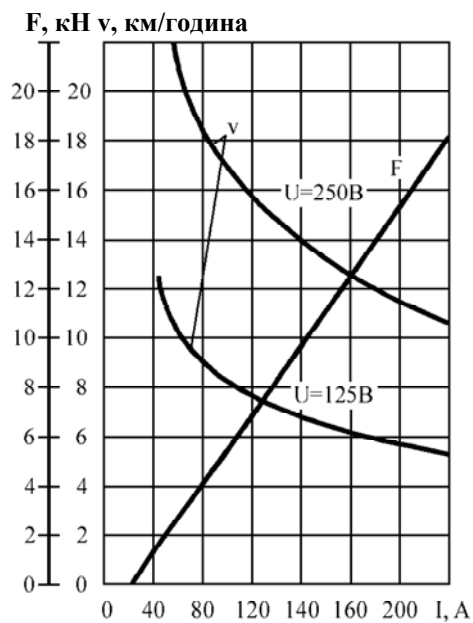


**АРП14 і АРП28; батареї 161ТНЖШ - 350 або 66ТНКШ - 550;  
двигун ДРТ -23,5**

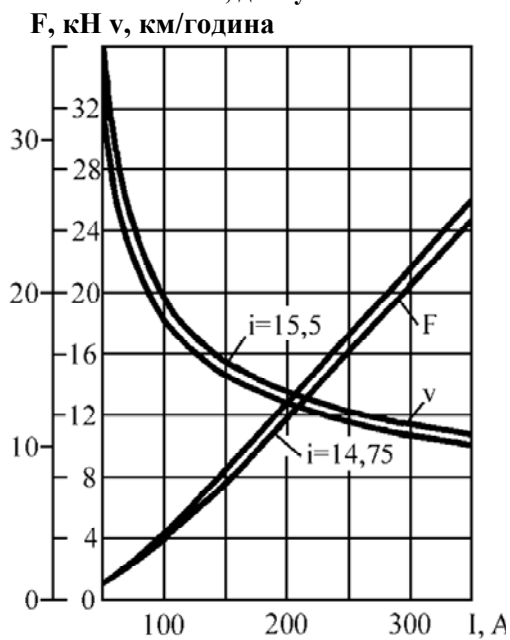


**7КР1У та 10КР2; двигун ЭДР -25Б**





**K14 i 14KP2; двигун ЭТ-46**



# Додаток 6

## МОНОРЕЙКОВІ І НАГРУНТОВІ КАНАТНІ ДОРОГИ

Таблиця 6П. 1.

Нагрунтові дороги з канатним тяговим органом  
ДКНЛ1 і ДКНУ1

| Основні параметри                                           | ДКНЛ1  | ДКНЛ1  | ДКНУ1  |
|-------------------------------------------------------------|--------|--------|--------|
| Довжина дороги, м                                           | 1000   | 2000   | 2000   |
| Тягове зусилля (кН), не менш                                | 25     | 38     | 42     |
| Маса перевезеного вантажу, кг<br>не більше при куті нахилу: |        |        |        |
| 6 град                                                      | 15000  | 22000  | 23000  |
| 10 град                                                     | 9500   | 13000  | 14000  |
| 12 град                                                     | 8000   | 11000  | 12000  |
| 15 град                                                     | 6000   | 8300   | 8500   |
| Швидкість руху каната, м/с                                  | 1      | 1      | 1,8    |
| Регулювання швидкості                                       | немає  | немає  | плавне |
| Кількість посадкових місць                                  | 10     | 10     | 34     |
| Розташування каната                                         | центр. | центр. | бічна  |
| Установлена потужність, кВт, не<br>більше                   | 30     | 45     | 75     |
| Маса дороги, т                                              | 10,8   | 17,2   | 22,5   |

Таблиця 6П. 2.

Нагрунтові дороги з канатним тяговим органом  
ДКН-1 і ДКН-2

| Основні параметри                                         | ДКН-1 | ДКН-2 |
|-----------------------------------------------------------|-------|-------|
| Довжина транспортування, м                                | 2000  | 2000  |
| Швидкість руху поїзда, м/с                                | К 2   | К 2   |
| Число пасажирських вагонеток.                             | 3     | 3     |
| Місткість однієї вагонетки, м <sup>3</sup>                | 8     | 8     |
| Припустима маса, кг                                       | 22000 | 9000  |
| Тягове зусилля, кН                                        | 30    | 35    |
| Діаметр каната, мм.                                       | 15    | 16,5  |
| Канатоємність барабана<br>транспортувальної платформи, м. | 1000  | 600x2 |
| Потужність двигуна, кВт                                   | 75    |       |
| Кут нахилу, град                                          | +6    | ±20   |

## Підвісний дизелевоз IMM 80 TD

Технічні параметри:

|                                |                                                                                                                                                                                        |
|--------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Двигун                         | Zetor7701K-TD                                                                                                                                                                          |
| Потужність, кВт                | 60                                                                                                                                                                                     |
| Крутний момент, Н·м            | 300                                                                                                                                                                                    |
| Кількість циліндрів            | 4                                                                                                                                                                                      |
| Охолодження                    | водяне                                                                                                                                                                                 |
| Фільтрація газів               | водяний фільтр                                                                                                                                                                         |
| Довжина, мм                    | 7530                                                                                                                                                                                   |
| Висота, мм                     | 1340                                                                                                                                                                                   |
| Висота від ґрунту до балки, мм | 1200                                                                                                                                                                                   |
| Ширина, мм                     | 800                                                                                                                                                                                    |
| Макс. тягове зусилля, кН       | 2x36                                                                                                                                                                                   |
| Макс. швидкість, м/с           | 2                                                                                                                                                                                      |
| Радіус повороту, м             | 4                                                                                                                                                                                      |
| Радіус підйому, падіння, м     | 8                                                                                                                                                                                      |
| Витрата палива, г/кВт·година   | 248                                                                                                                                                                                    |
| Муфта                          | пружна з міцним органом                                                                                                                                                                |
| Гідравлічний контур            | ротаційний гідрогенератор - ліцензія "SAUER" max тиск 32 МПа<br>max тиск гідравлічного стиску 10 МПа<br>обсяг бака гідравлічного масла 72 л                                            |
| Гальма                         | колодкові, гідравлічно-механічні, керовані гідравлічно або автоматично при перевищенні припустимої максимальної швидкості (діють незалежно від інших систем машини)<br>4-5 пар колодок |
| Повітряний контур              | одноциліндровий компресор 0,6 МПа                                                                                                                                                      |

# Додаток 7

## ДОПОМІЖНІ ЗАСОБИ ТРАНСПОРТУ

Таблиця 7П. 1.

Технічні характеристики шахтних лебідок  
з електричним приводом

| Параметри                             | ЛВШ 22 | ЛВШ 24 | 1 ЛВШ | МК6  | МК 7 | ШГ1250Н*2Е | ШГ1800Н*1,7 | 1У25 | 2ЛВ  | 1ВВ50 |
|---------------------------------------|--------|--------|-------|------|------|------------|-------------|------|------|-------|
| Тягове зусилля, кН                    | 12,5   | 12,5   | 14    | 16,5 | 18   | 12,5       | 18          | 25   | 25   | 50    |
| Середня швидкість навивки каната, м/с | 0,35   | 0,7    | 0,7   | 0,3  | 0,38 | 2          | 1,4         | 1    | 1,34 | 0,7   |
| Діаметр каната, мм                    | 12,5   | 12,5   | 12    | 12,5 | 12   | 12         | 14          | 17   | 15   | 20    |
| Канатосмність барабана, м             | 250    | 250    | 300   | 150  | 300  | 430        | 310         | 1000 | 1200 | 1200  |
| Електродвигун:                        |        |        |       |      |      |            |             |      |      |       |
| Потужність, кВт                       | 5,5    | 13     | 13    | 7,5  | 7,5  | 30         | 30          | 22   | 30   | 55    |
| Частота обертання (синхронна), об/хв. | 750    | 1500   | 1500  | 1500 | 1500 | 1500       | 1500        | 1500 | 1500 | 750   |
| Основні розміри, мм                   |        |        |       |      |      |            |             |      |      |       |
| довжина                               | 940    | 940    | 940   | 1175 | 1175 | 2230       | 2230        | 1070 | 2120 | 485   |
| ширина                                | 1100   | 1100   | 1175  | 850  | 850  | 850        | 968         | 2250 | 1225 | 270   |
| висота                                | 820    | 820    | 820   | 765  | 660  | 1095       | 1095        | 1100 | 1080 | 490   |
| Маса, кг                              | 660    | 660    | 700   | 850  | 810  | 2200       | 2200        | 2400 | 2200 | 130   |

Таблиця 7П. 2.

**Технічні характеристики шахтних одnobарабанних  
маневрових лебідок серії ЛВД**

| Параметри                             | ЛВД 11                    | ЛВД12 | ЛВД13                       | ЛВД 14 | ЛВД 21                      | ЛВД 23                     | ЛВД24    | ЛВД33 | ЛВД34 |
|---------------------------------------|---------------------------|-------|-----------------------------|--------|-----------------------------|----------------------------|----------|-------|-------|
| Тягове зусилля                        | 9                         | 6,3   | 9                           | 6,3    | 18                          | 18                         | 12,5     | 18    | 12    |
| Середня швидкість навивки каната, м/с | 0,25                      | 0,35  | 0,5                         | 0,7    | 0,25                        | 0,5                        | 0,7      | 1,0   | 1,4   |
| Діаметр каната, мм                    | 12,5                      | 12,5  | 12,5                        | 12,5   | 12,5                        | 15,5                       | 15,5     | 15,5  | 15,5  |
| Канатоемкість барабана, м             | 200                       | 200   | 200                         | 200    | 150                         | 150                        | 250      | 600   | 600   |
| Електродвигун потужність, кВт         | ВАОЛ 42-8 3<br>при ПВ=40% |       | ВАОЛ 42-4 5,5<br>при ПВ=25% |        | ВАОЛ 52-8 5,5<br>при ПВ=40% | ВАОЛ 52-4 13<br>при ПВ=25% | ВРП18022 |       |       |
| Частота обертання (синхронна), об/хв. | 750                       |       | 1500                        |        | 750                         | 1500                       | 1500     |       |       |
| Редуктор, тип                         | трисходчастий планетарний |       |                             |        |                             |                            |          |       |       |
| Передаточне число                     | 61                        | 44    | 61                          | 44     | 75                          |                            | 50       | 54    | 36    |
| Основні розміри:                      |                           |       |                             |        |                             |                            |          |       |       |
| Довжина, мм                           | 770                       | 770   | 770                         | 770    | 920                         | 920                        | 720      | 980   | 980   |
| Ширина, мм                            | 1000                      | 1000  | 1000                        | 1000   | 1040                        | 1040                       | 1000     | 1940  | 1940  |
| Висота, мм                            | 700                       | 700   | 700                         | 700    | 820                         | 820                        | 700      | 1040  | 1040  |
| Маса, кг                              | 460                       | 460   | 460                         | 460    | 660                         | 660                        | 440      | 1600  | 1600  |

## Штовхачі шахтних вагонеток

| Параметри                                   | Показники для різного виконання     |                        |                        |                         |                        |             |
|---------------------------------------------|-------------------------------------|------------------------|------------------------|-------------------------|------------------------|-------------|
|                                             | ТЦС40-<br>2,6                       | ТЦС40-<br>3,0          | ТЦС40-<br>3,8          | ТЦН                     | ТКО                    | ТГШ         |
| Штовхаюче зусилля, кН                       | 40                                  | 40                     | 60                     | 16                      | 16                     | 60          |
| Швидкість проштовхування составів, м/с      | 0,4                                 | 0,4                    | 0,36                   | 0,8                     | 0,5                    | 0-0,6       |
| Хід кулака, мм                              | 2600                                | 3000                   | 3875                   | 3500-13000              | 10400-80000            | 2200-4200   |
| Установлена потужність двигуна, кВт         | 15                                  | 15                     | 20                     | 7,5                     | 11                     | 45,1        |
| Типорозмір вагонетки, що обробляється       | ВГ1,0-600<br>ВГ1,1-600<br>ВГ1,3-600 | ВГ1,4-600<br>ВГ1,6-600 | ВГ2,5-900<br>ВГ3,3-900 | ВГ, ВД, ВДК             | ВГ, ВД, ВДК            | ВГ, ВД, ВДК |
| Місце контакту робочого органа с вагонеткою | Підвагонний упор                    |                        |                        | Буфер, підвагонний упор | Вісь, підвагонний упор |             |
| Маса, кг                                    | 3820                                | 3900                   | 4600                   | 1980-2780               | 3900                   | 5900-7600   |

Таблиця 7П. 4.

Кругові перекидачі шахтних вагонеток

| Параметри                                         | ОК- 1,0-600 | ОК -1,3-600            | ОК 1-1,6-600 | ОК 1-2,5-900 | ОК 1-3,3-900 |
|---------------------------------------------------|-------------|------------------------|--------------|--------------|--------------|
| Діаметр барабана, мм                              | 2800        |                        |              | 3000         |              |
| Довжина барабана, мм                              | 1940        | 2800                   | 3080         | 3700         |              |
| Тривалість одного оберту барабана                 | 11          |                        |              | 12           |              |
| Кількість вагонеток, що розвантажуються одночасно | 1           |                        |              |              |              |
| Ширина колії, мм                                  | 600         |                        |              | 900          |              |
| Встановлена потужність привода, кВт               | 11          |                        |              | 11           |              |
| Передатне число редуктора                         | 12,5        |                        |              | 12,5         |              |
| Загальне передаточне число перекидача             | 161,92      |                        |              | 173,6        |              |
| Число приводів                                    | 1           |                        |              |              |              |
| Модель вагонетки, що розвантажуються              | ВГ1,0-600   | ВГ1,2-600<br>ВГ1,3-600 | ВГ1,6-600    | ВГ2,5-900    | ВГ3,3-900    |
| Маса перекидача, кг                               | 9480        | 10560                  | 11000        | 13300        | 14100        |

Таблиця 7П. 5.

## Технічні характеристики конвеєрних бункерів

| Тип бункера           | Держава         | Місткість, м <sup>3</sup> | Місткість 1 м довжини секції, м <sup>3</sup> | Продуктивність вивантаження | Швидкість переміщення робочого органу, м/с | Тип приводу  | Потужність приводу, кВт | Розміри лінійної секції, мм |        |         | Довжина, м | Кількість донних конвеєрів, шт. |
|-----------------------|-----------------|---------------------------|----------------------------------------------|-----------------------------|--------------------------------------------|--------------|-------------------------|-----------------------------|--------|---------|------------|---------------------------------|
|                       |                 |                           |                                              |                             |                                            |              |                         | ширина                      | висота | довжина |            |                                 |
| 1                     | -               | 3                         | 4                                            | 5                           | 6                                          | 7            | 8                       | 9                           | 10     | 11      | 12         | 13                              |
| Скребкові             |                 |                           |                                              |                             |                                            |              |                         |                             |        |         |            |                                 |
| БС-35П                | Росія           | 35                        | 1,0                                          | 2,55                        | 0,05                                       | -            | 32                      | 1300                        | 1600   | 1900    | 45         | 1                               |
| БС-60                 | Росія           | 60                        | 1,32                                         | 5                           | 0,05; 0,06                                 | Електричний  | 59                      | 1625                        | 1840   | 2500    | 63,6       | 1                               |
| БС (БС-120)           | Росія           | 100                       | 1,4                                          | 3,67<br>6,5                 | 0,60;<br>1,06                              | - «-         | 2×40                    | 1780                        | 1580   | 1800    | 70,47      | 2                               |
| «Колишоу Уокер»       | Велика Британія |                           |                                              |                             |                                            |              |                         |                             |        |         |            |                                 |
| 36Н/1                 | -«-             | 100                       | 1,11                                         | 5                           | 0-0,074                                    | Гідравлічний | 52                      | 1495                        | 1320   | 1822    | 96         | 2                               |
| 36Н/2                 | -«-             | 80                        | 1,11                                         | 6,30                        | 0,094                                      | -«-          | 42                      | 1495                        | 1320   | 1822    | 63,6       | 1                               |
| 48                    | -«-             | 50-100                    | 1,78                                         | 8,1                         | 0-0,056                                    | -«-          | 47,8                    | 1905                        | 1440   | 1822    | 33-60,3    | 2                               |
| 64Н                   | -«-             | 150                       | 2,22                                         | 6,66                        | 0-0,051                                    | -«-          | 69,0                    | 2290                        | 1550   | 1905    | 72,7       | 2                               |
| 80Н                   | -«-             | 150-200                   | 3,33                                         | 10,1                        | 0-0,051                                    | -«-          | 88                      | 2800                        | 1784   | 1905    | 50-72      | 2                               |
| «Хьювуд» Тип А        | -«-             | 100                       | 1,91                                         | 5                           | 0,051                                      | Електричний  | 37                      | 1829                        | 1220   | 1828    | 59,4       | 2                               |
| Тип Б                 | -«-             | 85                        | 1,4                                          | 3,83                        | -                                          | -«-          | 37                      | 1626                        | 915    | 1828    | 68,6       | 2                               |
| «Ватсон-Енд Мак-Лінн» | -«-             | 100                       | 3                                            | 13,5                        | 0-0,075                                    | Гідравлічний | -                       | 1753                        | 2057   | 1830    | 34         | 2                               |
| «Кролі»               | -«-             | 100                       | 1,47                                         | -                           | -                                          | -«-          | -                       | 1905                        | 1905   | 1830    | 64         | 2                               |
| «Саткліфф»            | -«-             | 30                        | 0,675                                        | до 5                        | 0,073                                      | -«-          | 18,5                    | 1054                        | 1106   | 3000    | 44,5       | 1                               |
| ЯН-100                | Польща          | 112                       | 3,11                                         | 15                          | 0,104                                      | -«-          | 125                     | 2250                        | 1410   | -       | 36         | 2                               |
| ЯН-200                | -«-             | 261                       | 3,04                                         | 7,5(15)                     | 0,052(0,104)                               | -«-          | 25(250)                 | 2250                        | 1680   | -       | 86         | 2                               |
| ЯН-300                | -«-             | 322                       | 3,04                                         | 10                          | 0,052                                      | -«-          | 125                     | 2250                        | 1890   | -       | 96         | 2                               |

Продовження табл. 7П. 5.

| 1                        | 2                  | 3                  | 4    | 5                | 6         | 7           | 8    | 9            | 10           | 11           | 12                | 13 |
|--------------------------|--------------------|--------------------|------|------------------|-----------|-------------|------|--------------|--------------|--------------|-------------------|----|
| «Чомію»                  | -«-                | 85                 | 1,21 | 10,8             | 0,162     | -«-         | 125  | 1000         | 1285         | -            | 70                | 1  |
| Стрічкові                |                    |                    |      |                  |           |             |      |              |              |              |                   |    |
| «Сибгипро-<br>гормаш» КБ | Росія              | 90                 | 0,9  | 6,9              | 0,1       | Електричні  | 15   | 1545         | 650          | 1000         | 109               | 1  |
| «Хенмейд»                | Велика<br>Британія | 50-200             | 3,33 | до 3,3           | 0-0,05    | Гідравлічні | 47   | 1894         | 1887         | 1854         | 15-70             | 1  |
| ЯН-500                   | Польща             | 600                | 4,13 | 0,33             | 0-0,134   | -«-         | -    | 2250         | 2620         | -            | 148               | 1  |
| Пластинчасті             |                    |                    |      |                  |           |             |      |              |              |              |                   |    |
| «Колишоу<br>Уокер»       | Велика<br>Британія | 200-400<br>400-600 | 3,33 | 0-10,3<br>0-11,3 | 0-0,05    | -«-         | 90   | 1800<br>2372 | 2050<br>3075 | 1830<br>1828 | 68-126<br>126-184 | 1  |
| «Шип Брідж»              | -«-                | 250                | 3    | 0-5,5            | 0-0,029   | -«-         | -    | 2600         | 2900         | 2430         | 83                | 1  |
| «Саткліфф»               | -«-                | 75-200             | 1,74 | 4                | СДЗ-0,066 | -«-         | -    | 2203         | 3642         | 2438         | 10-133            | 1  |
| «Нейбл<br>Белл» ВС1      | -«-                | 50-350             | 0,95 | 3,33             | -         | -«-         | 38   | 1736         | 1982         | 2740         | -                 | 1  |
| ВС2                      | -«-                | -«-                | 1,43 | 5                | -         | -«-         | -«-  | 2346         | 2109         | 2740         | -                 | 1  |
| ВС3                      | -«-                | -«-                | 1,9  | 6,66             | -         | -«-         | -«-  | 3032         | 2174         | 2740         | -                 | 1  |
| ВС4                      | -«-                | -«-                | 2,44 | 8,33             | -         | -«-         | -«-  | 2778         | 2829         | 2740         | -                 | 1  |
| ВС5                      | -«-                | -«-                | 2,86 | 10               | -         | -«-         | -«-  | 3086         | 2931         | 2740         | -                 | 1  |
| «Бетерлін»               | -«-                | 100                | 4,06 | -                | -         | -«-         | -«-  | 1733         | 1524         | 3048         | 83                | 1  |
| «Шоу Грю<br>Енд Скит»    | -«-                | 50-150             | 1,65 | до 6             | 0-0,035   | -«-         | 55,1 | 1370         | 1370         | 1830         | 32-91             | 1  |
| ЯН-500                   | Польща             | 600                | 4,13 | 0-33             | 0-0,134   | -«-         | 270  | 2250         | 2620         | -            | 148               | 1  |

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Агрикола Г. О горном деле и металлургии в двенадцати книгах. Под. ред. С.В. Шухардина.- М.: Недра, 1986. – 294с.
2. Ададуров В.В. Методические указания и инструкция по применению вычислительной техники в курсовом и дипломном проектировании. – Донецк: ДПИ, 1983. – 20с.
3. Висящев В.А. и др. Производственный потенциал угольных шахт. - К.: ТЕХНИКА, 1991. - 128 с.
4. Волотковский С.А. Рудничная электровозная тяга. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1981. 389 с.
5. Гусев Ю.А. Теория экономического анализа. – Донецк.: РИА Дон ГТУ, 2000. – 191 с.
6. Лейтес З.М., Сысоева В.А. Оптимизация технологических схем подземного транспорта на основе теории схем. – ВКН.: «Проблемы совершенствования технологических схем и создания новых средств рудничного транспорта».-М.: «Наука», 1967. – с.5 – 36.
7. Мерцалов Р.В., Фролов В.В., Ли В.В. Опыт изыскания резервов пропускной способности систем подземного конвейерного транспорта в условиях функционирования АСУ. ЦНИЭИуголь. – М., 1978. – 25 с.
8. Методика определения областей рационального применения средств подземного транспорта по горизонтальным и наклонным выработкам угольных шахт. – Донецк: ДонУГИ, 1961. – 70с.
9. Методика определения экономических показателей эффективности транспортных систем угольных шахт. – Донецк: ДонУГИ, 1970.–75с.
10. Основные методические положения по расчету. Проектированию и эксплуатации подземных бункеров. Караганда: КНИУИ, 1985. – 355с.

11. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт. М., изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1986. – 355с.
12. Пономаренко В.А., Макарова Е.В. Определение затрат на содержание систем подземного транспорта угольных шахт Донбасса. – Донецк: ДонУГИ, 1967. – 36с.
13. Проектирование транспортных систем энергоемких производств. Под общ. ред. В.А. Будишевского. Донецк, 2002. – 481 с.
14. Рудничный транспорт и механизация вспомогательных работ. Под общей ред. Б.Ф. Братченко. М.: Недра, 1978. –423с.
15. Теоретические основы и расчеты транспорта энергоемких производств. Под ред. В.А. Будишевского, А.А. Сулимы. – Донецк, 1999. –216 с.
16. Техника и технология погрузки, разгрузки, транспортирования и складирования в энергоемких производствах. Под ред. В.А. Будишевского, А.А. Сулимы. – Донецк, 2000. –350 с.
17. Транспорт на горных предприятиях. Под общей ред. проф. Б.А. Кузнецова. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1976. 552с.
18. Шухардин С.В. Русская наука о разработке ископаемого угля в XVIII веке. М.-Л., «Углетехиздат». 1950, 123с.