

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»  
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ДНІПРОВСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ЗАЛІЗНИЧНОГО ТРАНСПОРТУ ІМ. АКАДЕМІКА В. ЛАЗАРЯНА

Кваліфікаційна наукова  
праця на правах рукопису

**ІНЮТКІН ІВАН ВОЛОДИМИРОВИЧ**

УДК 622.063.88

**ДИСЕРТАЦІЯ**

**ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ТРАНСПОРТНО-  
ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СИСТЕМИ РУДНИКА ШЛЯХОМ АДАПТАЦІЇ  
САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ ДО ЗМІН УМОВ ЕКСПЛУАТАЦІЇ**

Спеціальність: 05.22.12 – промисловий транспорт

Галузь знань 27 – транспорт

Подається на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей,  
результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

 Інюткін І.В.

Науковий керівник

Ширін Леонід Никифорович

доктор технічних наук,

професор

Дніпро – 2020

## АНОТАЦІЯ

Інюткін І.В. Підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника шляхом адаптації самохідного обладнання до змін умов експлуатації. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук за спеціальністю 05.22.12 – промисловий транспорт (27 – транспорт). Державний вищий навчальний заклад «Дніпровський національний університет залізничного транспорту ім. академіка В.Лазаряна» м. Дніпро, 2020.

Дисертаційну роботу присвячено виконанню науково-технічного завдання з виявлення потенційних резервів підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника та визначенню факторів адаптаційної здатності ківшових вантажно-доставних машин нового покоління в специфічних умовах шахтового середовища шляхом комплексного урахування впливу гірничотехнічних і технологічних чинників на їх експлуатаційні характеристики.

Проаналізовано досвід застосування самохідного обладнання з пневмоколісним ходом при формуванні енергозберігаючих транспортно-технологічних систем рудників з розробки уранових родовищ підземним способом, що відрізняються від традиційних, високими експлуатаційними показниками і адаптаційною здатністю.

Для підвищення адаптаційної здатності самохідного обладнання нового покоління в складних умовах шахтного середовища визначено конструктивні та експлуатаційні параметри підземних гірничих виробок з урахуванням статичних і динамічних критеріїв ВДМ з пружною підвіскою і стабілізаторами поперечної стійкості.

З використанням математичної моделі процесу переміщення ВДМ у гірничих виробках визначено допустиму швидкість машини, яка враховує її експлуатаційні показники та параметри траси підземних виробок.

Встановлено складові показника загальної ефективності самохідного обладнання. На підставі автоматизованого збору та обробки інформації про технічний стан колісних вантажно-доставних машин та експертної оцінки ресурсних показників вузлів і деталей за ознакою частоти їх виходу з ладу встановлено, що в умовах сьогодення діагностування технічного стану самохідного гірничотранспортного обладнання імпортного виробництва є складним комплексним завданням, що потребує створення відповідних сучасних методів та використання вимірювального обладнання з додатковим програмним забезпеченням.

З метою поліпшення організації та якості робіт з технічного обслуговування і ремонту гірничотранспортного обладнання з урахуванням умов розробки уранових родовищ була розроблена програма і методика контролю технічного стану використовуваної самохідної техніки і проведення мінімального обсягу ремонтів, які забезпечують її безаварійну роботу в складних умовах експлуатації.

В основу програми було покладено ідею автоматизованого збору і обробки інформації про технічний стан колісних вантажно-доставних машин імпортного виробництва для експертної оцінки ресурсних показників вузлів і деталей по частоті виходу їх із ладу. Згідно з програмою частота відмов вузлів і агрегатів самохідного обладнання встановлювалась по результатам обробки термінових заяв підприємств на постачання запасних частин для їх ремонту.

Обґрунтовано параметри транспортно-технологічної системи рудника шляхом визначення її пропускної здатності й удосконалення режимів роботи ВДМ нового покоління під час транспортування руди в складних гірничотехнічних умовах розробки уранових родовищ.

**Ключові слова:** транспортно-технологічна система рудника, показник загальної ефективності обладнання, адаптація вантажно-доставної машини, допустима швидкість, діагностування технічного стану, методи контролю.

## ABSTRACT

**Iniutkin I.V. Enhancing the effectiveness of the transportation technology system of mine by the way of adaptation of LHD to changing the conditions of exploitation. – Manuscript.**

The thesis for the degree of Candidate of Engineering Sciences (Doctor of Philosophy), specialty 05.22.12 – Industrial transport (27 – Transport Technology) Dnipro National University of Railway Transport named after Academician V. Lazaryan, Dnipro, 2020.

The dissertation is devoted to the decision of a scientific and technical problem on establishment of potential reserves of improving efficiency of transportation technology system of a mine and identification of adaptive capacity factors of LHD new generation in specific conditions of the mine environment by comprehensive consideration of the impact of mining and technological factors on their operational productivity.

The experience of using self-propelled equipment with pneumatic wheels in the formation of energy-saving transport and technological systems of mines for the development of uranium deposits in the underground way, differing from traditional, high performance and adaptability.

The factors that determine the potential reserves and opportunities to increase the efficiency of the transport and technological system of the mine for the development of uranium deposits by adapting trucks to changes in operating conditions are identified and described.

The components of the indicator of the general efficiency of self-propelled equipment are established. Based on the automated collection and processing of information on the technical condition of wheeled trucks and expert assessment of resource indicators of components and parts on the basis of the frequency of their failure, it is established that in today's diagnosis of technical condition of self-propelled mining equipment is a complex task. requires the creation of appropriate modern methods and the use of measuring equipment with additional software.

Using a mathematical model of the process of moving LHD in mine workings under conditions of perturbed motion in the transverse plane, the allowable speed of the machine is determined, which varies according to the power law and depends on the moment of inertia of the sprung parts of the machine relative to the longitudinal axis.

In order to improve the organization and quality of maintenance and repair of mining equipment, taking into account the conditions of development of uranium deposits, a program and methodology for monitoring the technical condition of used self-propelled equipment and a minimum amount of repairs that ensure its trouble-free operation in difficult operating conditions.

The program was based on the idea of automated collection and processing of information on the technical condition of LHD of imported production for expert assessment of resource performance of components and parts on the frequency of their failure. According to the program, the failure rate of units and aggregates of self-propelled equipment was set based on the processing of urgent applications of enterprises for the supply of spare parts for their repair.

In work has been parameters of the transport and technological system of the mine are substantiated by determining its capacity and improving the modes of operation LHD of the new generation during transportation ore in difficult mining conditions of uranium deposits development.

***Key words:*** Transportation Technology System of the mine, Indicator of the Overall Equipment Effectiveness, Adaptation of the LHD, Admissible Speed of the LHD, Diagnosing of a Technical Condition, Methods of Control.

## СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

### Статті у фахових виданнях та збірниках наукових праць

1. Ширин Л.Н., **Інюткин И.В.** Особенности формирования транспортно-технологических систем подземных рудников с учетом адаптационных возможностей самоходного оборудования. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2009. № 9. С. 66–68.

2. **Інюткин И.В.**, Расцветаев В.А., Ширин А.Л. Оперативно-производственное управление техническим состоянием транспортно-технологических схем горнорудных предприятий. *Вісник Криворізького Національного університету*. 2017. № 44. С. 38–43.

3. **Iniutkin I.** and Shyrin L. Substantiating operational parameters of load-haul-dumpers in the context of irregular-shaped underground mine workings. *Ukrainian School of Mining Engineering*. 2018. Vol. 60. P. 9.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000036>

4. **Інюткін І.В.**, Ширін Л.Н, Сергієнко М.І., Ширін А.Л. Удосконалення методів контролю та діагностики технічного стану самохідного транспортно-технологічного обладнання гірничих підприємств. *Енергетика: економіка, технології, екологія*. 2019. № 3. С. 94–103.

<https://doi.org/10.20535/1813-5420.3.2019.196393>.

5. Ширін Л.Н., **Інюткін І.В.**, Ширін А.Л. Напрями удосконалення методики оцінки експлуатаційних показників вантажно-доставних машин при розробці уранових родовищ. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*. 2020. № 62. С. 112–125.

<https://doi.org/10.33271/crpnmu/62.112>

### Публікації апробаційного характеру:

6. Інюткін І.В. Транспортно-технологічні показники системи поетапного освоєння запасів руди Новокосянтинівського родовища. *Наукова весна –2010: матеріали першої наук.-техн. конф. студентів, аспірантів і молодих учених НГУ (м. Дніпропетровськ, 20 трав. 2010 р.)* Дніпропетровськ, 2010. С. 25–26.

7. **Інюткін І.В.**, Сикора Е.И., Киселева И.В. Перспектива применения автотранспортного съезда для эффективной эксплуатации самоходного оборудования на Желтореченском месторождении железных руд. *Наукова весна–2011*: матеріали другої наук.-практ. конф. студентів, аспірантів і молодих учених НГУ (м. Дніпро, 25 берез. 2011 р.) Дніпро, 2011. С. 34–35.

8. Ширін Л.Н., Коптовець О.М., **Інюткін І.В.** Обґрунтування заходів удосконалення діючої схеми транспорту Новокостянтинівського рудника для адаптації її до поетапного освоєння запасів руди. *Проблеми горного дела и экологии горного производства*: матеріали V міжнародної наук.-практ. конф. (м. Антрацит, 14–15 трав. 2010 р.) Антрацит, 2010. С. 48–53.

9. Ширин Л.Н, Коровяка Е.А., **Інюткін І.В.** Обоснование рациональных параметров транспортных выработок для эффективного применения самоходной техники. *Форум гірників –2010*: матеріали міжнародної наук.-практ. конф. (м. Дніпро, 21-23 жовт. 2010 р.) Дніпро, 2010. С. 172–175.

10. Інюткін І.В. Тенденції розвитку транспортно-технологічних процесів розробки уранових родовищ з застосуванням самохідного обладнання нового покоління. *Science and practice of today*: матеріали IX міжнародної наук.-практ. конф. (м. Анкара, Туреччина, 16–19 листоп. 2020 р.), Анкара, Туреччина, 2020. С. 641–644.

Додаткові публікації:

11. **Інюткін І.В.**, Ширін Л.Н., Коптовець О.М., Денищенко О.В. Патент на винахід : Пристрій для завантаження партії вагонеток сипучим матеріалом: пат. 92847 Україна. № а200905215; заявл. 25.05.2009; опубл. 10.12.2010, Бюл. № 23, 2010.

12. **Інюткін І.В.**, Ширін Л.Н., Коровяка Є.А. Патент на винахід: Спосіб розробки рудних родовищ: пат. 93567 Україна. № а200902268; заявл. 16.03.2009; опубл. 25.02.2011, Бюл. № 4. 2011.

13. **Інюткін І.В.**, Ширін Л.Н., Трошило В.С., Бобильов О. О. Патент на корисну модель: Спосіб розробки рудних родовищ: пат. 90715 Україна. № u201314766; заявл. 16.12.2013; опубл. 10.06.2014, Бюл. № 11. 2014.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	11
РОЗДІЛ 1. СТАН ПИТАННЯ І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ.....	17
1.1. Особливості експлуатації самохідного обладнання в транспортно-технологічній системі рудника з розробки уранових родовищ .....	17
1.2. Зарубіжний досвід формування комплексів самохідного обладнання для інтенсифікації розробки рудних родовищ .....	23
1.3. Оцінка тенденцій розвитку транспортно-технологічних процесів при розробці родовищ уранових руд.....	27
1.4. Постановка задач дослідження .....	31
1.5. Висновки до розділу 1 .....	34
РОЗДІЛ 2. ВИЗНАЧЕННЯ ПОТЕНЦІЙНИХ РЕЗЕРВІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВНУТРІШНЬОШАХТНОГО ТРАНСПОРТУ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ .....	35
2.1. Загальні положення.....	35
2.2. Особливості формування транспортно-технологічних схем доставки руди комплексами самохідного обладнання .....	42
2.3. Результати досліджень параметрів взаємодії елементів транспортно-технологічної системи «ВДМ – ГВ» .....	62
2.3.1. Програма та методика шахтних досліджень параметрів взаємодії елементів системи «ВДМ – ГВ».....	62
2.3.2. Результати досліджень експлуатаційних параметрів самохідного обладнання при розробці уранових родовищ .....	73
2.4. Ранжування експлуатаційних показників надійності самохідного обладнання в реальних умовах гірничого виробництва .....	79
2.5. Висновки до розділу 2 .....	95
РОЗДІЛ 3. АДАПТАЦІЯ ПНЕВМОКОЛІСНИХ ВДМ В ПІДЗЕМНИХ ВИРОБКАХ СКЛАДНОЇ КОНФІГУРАЦІЇ.....	97
3.1. Загальні відомості .....	97
3.3. Поперечна стійкість ВДМ з нерозрізним мостом на пружній підвісці .....	108



3.4. Вплив стабілізатора поперечної стійкості на допустиму швидкість ВДМ з пружною підвіскою.....	111
3.5. Вибір характеристик стабілізатора поперечної стійкості ВДМ.....	115
3.6. Висновки до розділу 3 .....	117
<b>РОЗДІЛ 4. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ СХЕМ ДОСТАВКИ РУДИ ТРАНСПОРТНО-ТЕХНОЛОГІЧНИМИ КОМПЛЕКСАМИ САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ .....</b>	<b>118</b>
4.1. Визначення функцій і структури енергозберігаючої транспортно-технологічної системи рудника .....	118
4.2. Координація конструктивних параметрів транспортних виробок з урахуванням експлуатаційних характеристик самохідного обладнання .....	129
4.3. Підвищення пропускної здатності транспортних виробок при поетапному освоєнні виробничої потужності уранових рудників.....	136
4.4. Обґрунтування параметрів циклічно-поточної технології випуску і доставки руди в транспортних виробках .....	145
4.5. Техніко-економічні показники ефективності транспортно-технологічної системи рудника та рекомендацій.....	153
4.6. Висновки по розділу 4 .....	161
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ .....</b>	<b>162</b>
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ .....</b>	<b>165</b>
<b>ДОДАТКИ.....</b>	<b>179</b>

## **ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ**

БПС – буропідривний спосіб

ВДМ – вантажно-доставна машина

ВШТ – внутрішньошахтний транспорт

ВР – вибухова речовина

ГВ – гірнича виробка

НКР – Новокостянтинівський рудник

НКРУ – Новокостянтинівське родовище урану

СО – самохідне обладнання

СхідГЗК – Східний гірничо-збагачувальний комбінат

ТВ – транспортна виробка

ТТСДР – транспортно-технологічна схема доставки руди

ТТСР – транспортно-технологічна система рудника

ТСПТ – технологічна схема підземного транспорту

ФМСП – фізико-механічні властивості порід

## ВСТУП

Реалізація програми енергетичної незалежності України шляхом введення в експлуатацію гірничих підприємств з видобування уранових руд в умовах сьогодення набуває особливої ваги.

Так основним із видів енергоносіїв з великою енергоємністю та з меншими показниками забруднення навколишнього середовища відносно вуглеводневих корисних копалин є ядерне паливо.

Уранова промисловість України займає десяте місце серед розвіданих запасів урану в світі. Основні залежи урану представлені альбітитами, розташованими в центральній частині Українського кристалічного щита.

Забезпеченням видобутку природного урану в Україні займається державне підприємство «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» («СхідГЗК»). Структурними підрозділами підприємства, що безпосередньо займаються видобутком уранової руди є Інгульська, Смолінська та Новокостянтинівська шахти, які відпрацьовують уранові родовища підземним способом. Діюча технологія розробки уранових родовищ, більшість з яких представлені круто похилими та протяжними рудними тілами, передбачає проведення гірничих виробок та відбійку руди в очисному блоці буропідривним способом із застосуванням самохідного обладнання для транспортування гірничої маси з очисних блоків до рудоспусків з подальшим її перевантаженням на рейкові види транспорту та доставкою по магістральним виробкам до стволу і видачі на поверхню.

Аналіз виробничої діяльності підприємств галузі показав, що у зв'язку з масштабним застосуванням на рудниках зарубіжних комплексів самохідного обладнання нового покоління намітилася диспропорція між реальними вантажопотоками і діючими схемами підземного транспорту. Обумовлено це тим, що при інтенсифікації гірничих робіт існуючі транспортно-технологічні схеми доставки руди (ТТСДР) по гірничим виробкам не відповідають сучасним технічним вимогам, відрізняються високою енергоємністю, низькою

продуктивністю і потребують удосконалення та адаптації вантажно-доставних машин (ВДМ) до реальних умов шахтного середовища.

Попередніми дослідженнями встановлено, що в умовах інтенсифікації гірничих робіт на формування вантажопотоків руди стохастично впливають безліч гірничо-геологічних, технічних, технологічних і організаційних чинників, які негативно діють на експлуатаційні показники ВДМ і тому потребують проведення спеціальних досліджень щодо їх обґрунтування.

Таким чином, наукове обґрунтування експлуатаційних параметрів і розробка високоадаптивних схем внутрішньошахтного транспорту (ВШТ) на базі застосування самохідного обладнання нового покоління є актуальним завданням, рішення якого істотно підвищить енергозбереження і ефективність підземного видобутку корисних копалин.

**Зв'язок теми дисертації з науковими програмами і планами досліджень.**

Роботу виконано відповідно до головних напрямів енергетичної стратегії України на період до 2035 р. (схвалено розпорядженням КМУ від 18 серпня 2017 р. № 605-р). Першочерговими завданнями відповідного сектору є забезпечення приросту видобутку урану, підготовка й розробка розвіданих запасів руди та оптимізація їх видобування. Дисертаційне дослідження є також складовою держбюджетної науково-дослідної роботи ГП-367 «Наукове обґрунтування продуктивності транспортно-технологічних схем і параметрів шахтного транспорту високого технічного рівня» № В319511000М, яка виконувалася кафедрою транспортних систем і технологій Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» за «Програмою розвитку гірничого машинобудування України», Мінвуглепрому України.

**Мета роботи** – підвищення ефективності функціонування транспортно-технологічної системи рудника на базі застосування самохідного вантажно-доставного обладнання високого технічного рівня в підземних виробках складної конфігурації, адаптованого до реальних умов експлуатації на різних етапах освоєння запасів руди уранового родовища.

**Ідея роботи** полягає у використанні адаптаційних можливостей вантажно-доставних машин нового покоління для підвищення пропускної здатності транспортних виробок в умовах інтенсифікації гірничих робіт.

**Завдання досліджень.** Основними завданнями роботи визначено такі:

– розробка структурно-логічної схеми для виконання комплексних досліджень та встановлення факторів, що визначають потенційні резерви підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника (ТТСР) з розробки уранових родовищ підземним способом;

– дослідження процесу переміщення ВДМ у гірничих виробках та впливу профілю траси підземних виробок на продуктивність самохідного обладнання;

– визначення конструктивних параметрів гірничих виробок з урахуванням статичних і динамічних критеріїв ВДМ для підвищення їхньої адаптаційної здатності в транспортно-технологічній системі рудника;

– удосконалення методів оперативного виявлення дефектів вузлів і агрегатів СО та визначення категорій складності їх усунення;

– обґрунтування параметрів ТТСР, шляхом визначення її пропускної здатності й встановлення режимів роботи ВДМ нового покоління в складних гірничотехнічних умовах експлуатації.

**Об'єкт дослідження** – процеси транспортування гірничої маси самохідними вантажно-доставними машинами нового покоління в підземних виробках, проведених буропідливним способом.

**Предметом дослідження** є технічні, технологічні і організаційні параметри взаємодіючих елементів ТТСР, що забезпечують ресурсо- і енергозбереження при поетапному підвищенні потужності рудника за рахунок адаптації ВДМ до реальних умов шахтного середовища.

**Методи досліджень.** У дисертаційній роботі використано: результати аналізу науково-технічних публікацій та інших інформаційних джерел – при обґрунтуванні теми цього дослідження та визначення його завдань; системний аналіз та синтез – під час виявлення потенційних резервів технологічних схем транспорту із застосуванням СО; метод моментних спостережень – з метою

встановлення експлуатаційних параметрів ВДМ; статистичні методи – для оцінки визначеного профілю проїжджої частини та під час встановлення частоти відмов ВДМ в гірничотранспортних виробках; метод складання рівнянь Лагранжа другого роду – для розрахунку адаптаційної здатності й визначення допустимої швидкості ВДМ.

Програма експериментальних досліджень мала на меті узагальнити результати моделювання й розрахунку фактичних показників роботи ВДМ в ТТСП на різних етапах її функціонування. Дослідження проводились із застосуванням стандартної апаратури та перевірених методів обробки результатів.

***Наукова новизна:***

– уперше встановлено залежність допустимої швидкості вантажно-доставної машини з пневмоколісним ходом від технологічних параметрів гірничих виробок, у якій було враховано нерівності профілю проїжджої частини, що дозволило розробити методи підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника.

– уперше було формалізовано модель визначення показників взаємодіючих елементів транспортно-технологічної системи рудника, відокремлених у підсистему «вантажно-доставна машина – гірничча виробка», що дозволяє вирішити задачу вибору конструктивних параметрів складових елементів залежно від умов експлуатації очисного блоку;

– встановлено складові показника загальної ефективності застосування вантажно-доставних машин, що поряд з використанням наявних характеристик дозволяє врахувати технічні, технологічні та організаційні параметри транспортно-технологічної системи рудника на різних етапах освоєння запасів уранових родовищ;

– набули подальшого розвитку методи визначення пропускної здатності гірничих виробок в транспортно-технологічній системі рудника під час доставки руди самохідним обладнанням, які дозволяють на відміну від

існуючих, враховувати показники адаптації вантажно-доставних машин нового покоління до реальних умов експлуатації.

**Практичне значення** роботи полягає в розробці методики визначення пропускної здатності транспортно-технологічної системи рудника, а також «Програми і методики визначення режимів роботи вантажно-доставних машин нового покоління при транспортуванні руди в складних гірничотехнічних умовах розробки уранових родовищ».

Надані рекомендації з оперативного виявлення дефектів вузлів і агрегатів СО, та визначення категорій складності їх усунення, які послужать в подальшому основою для формування нормативно-методичної бази щодо удосконалення системи діагностування технічного стану самохідного обладнання нового покоління.

Основні результати роботи впроваджено у навчальний процес НТУ «Дніпровська політехніка» для підготовки фахівців освітньо-кваліфікаційного рівня магістра за спеціальністю 184 – Гірництво, освітньо-професійної програми «Гірничотранспортні системи та інженерна логістика».

**Обґрунтованість та достовірність** результатів дисертаційної роботи підтверджено коректною постановкою задач дослідження, використанням математичного апарату для їх розв'язування. Наукові результати роботи показали задовільну збіжність розрахункових і експериментальних даних, підтвердили правильність вибору способів і технічних засобів випробувань, коректність складеної програми й методики проведення досліджень і методів обробки отриманих даних. Дослідження проводились із застосуванням стандартної апаратури та перевірених методів обробки результатів.

**Особистий внесок здобувача.** Основні положення дисертаційної роботи і результати дослідження, що виносяться на захист, отримані особисто. У спільних роботах особистий внесок автора полягає в наступному: [1] – аналіз літературних джерел і виробничих ситуацій, встановлення особливостей формування транспортно-технологічних систем підземних рудників; [2] – проведення досліджень, обробка результатів; формування типізації самохідного

обладнання, розрахунок параметрів гірничої виробки; [3] – подальший розвиток математичної моделі руху ВДМ, аналітична розробка імітаційної моделі, аналіз результатів досліджень; [4] – розробка методів діагностики самохідного обладнання, аналіз результатів; [5] – визначення експлуатаційних показників вантажно-доставних машин та їх застосування у виробничих умовах.

**Апробація роботи.** Основні положення роботи в цілому та її окремі частини розглядалися на конференціях: науково-практична конференція студентів, аспірантів і молодих учених НГУ «Наукова весна – 2010, 2011» 19 листопада 2009 р. та 25 березня 2011 р., м. Дніпропетровськ; V міжнародна науково-практична конференція «Проблеми горного дела и экологии горного производства» 14–15 травня 2010 р., м. Антрацит; Міжнародна науково-практична конференція «Форум гірників – 2010», 21–23 жовтня 2010 р., м. Дніпропетровськ; IX Міжнародна науково-практична конференція «*Science and practice of today*», 16–19 листопада 2020 р., м. Анкара, Туреччина.

Матеріали дисертаційної роботи у повному обсязі доповідались на науковому міжкафедральному семінарі та на розширеному засіданні кафедри транспортних систем і технологій НТУ «Дніпровська політехніка».

**Публікації.** Основний зміст дисертації опублікований у 13 наукових працях і матеріалах конференцій: 5 статей у фахових виданнях [1–5], одна з яких опублікована в журналі, що індексується наукометричною базою Web of Science [3], 2 статті [8, 9] та 3 тези [6, 7, 10] у матеріалах доповідей конференцій і 3 патенти України на винахід та корисну модель [11–13].



## РОЗДІЛ 1

### СТАН ПИТАННЯ І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ

#### 1.1. Особливості експлуатації самохідного обладнання в транспортно-технологічній системі рудника з розробки уранових родовищ

У зарубіжній практиці розробки уранових родовищ відзначається тенденція різкого скорочення числа застосовуваних систем розробки і спрощення їх конструкції. Залишаються ті системи розробки, які допускають застосування потужного і високопродуктивного самохідного обладнання, як на очисних, так і на прохідницьких роботах.

За результатами виконаного аналізу літературних джерел і досвіду роботи уранових підприємств [1] була встановлена питома вага систем розробки з застосуванням самохідного обладнання нового покоління (рис.1.1).



Рисунок 1.1 – Питома вага систем розробки з застосуванням СО

Необхідно відзначити, що традиційно застосовуються в урановій галузі поверхово-камерні системи розробки підповерховими виробками із застосуванням самохідного обладнання. Доведено, що дана технологія, базується на застосуванні сучасного транспортного обладнання та дає можливість зниження трудових витрат при веденні підготовчих і очисних робіт.

Широке застосування самохідної вантажно-доставної техніки в транспортно-технологічній системі рудника обумовлено впровадженням потужного бурового обладнання та інтенсифікацією гірничих робіт. Сучасні

модифікації самохідного обладнання відрізняються мобільністю, багатофункціональністю та безпекою експлуатації.

Під транспортно-технологічною системою рудника (ТТСР) розуміють сукупність технічних, технологічних та організаційних елементів, які взаємодіють один з одним, для переміщення та зберігання гірничої маси і транспортування допоміжних матеріалів та людей в гірничих виробках.

Використання самохідного обладнання нового покоління забезпечує високу продуктивність праці гірників, різко підвищує інтенсивність розробки і концентрацію гірничих робіт, а також скорочує обсяги найбільш трудомістких робіт з навантаження, доставки і вивантаження руди в межах очисних блоків і в виробках транспортного горизонту.

Практика підвищення виробничих показників за рахунок застосування комплексів самохідного обладнання зарубіжних фірм в останні роки використовується також і на уранових шахтах «СхідГЗК».

Однак через відсутність відповідних умов застосування сучасного СО, показники їх роботи залишаються на низькому рівні. Пов'язано це з тим, що в діючих ТТСР параметри гірничих виробок в більшості випадків, не відповідають експлуатаційним параметрам СО, при яких максимально реалізується його адаптаційні можливості. Тому встановлення раціональних параметрів гірничих виробок для підвищення ефективності застосування СО є актуальним завданням.

Слід зазначити, що на техніко-економічні показники експлуатації СО вагомо впливає пропускна здатність транспортних виробок, яка характеризується величиною вантажопотоку, що проходить по виробці в одиницю часу. Тому при визначенні пропускної здатності транспортних виробок з застосування самохідного обладнання, необхідно враховувати такі параметри як: перетин гірничих виробок (ширина проїжджої частини, висота гірничих виробок); стан дорожнього покриття і адаптація СО на криволінійних ділянках виробок. Однією із значущих характеристик пропускної здатності є

ширина проїжджої частини транспортних виробок, яка істотно впливає на швидкість руху і час виконання циклу.

У зарубіжній практиці перевіреними засобами підвищення продуктивності праці і зменшення витрат на видобуток руди є комплексна механізація і автоматизація виробничих процесів, а також реконструкція діючих ТТСП [2].

Наприклад, в очисних блоках рудників ближнього зарубіжжя, повсюдно використовують для доставки руди пневматичні ВДМ типа МПДН-1М та електрогідравлічні ПД-2Е, для підвищення ефективності розробки родовищ проводиться їх заміна на сучасне самохідне обладнання. Для розробки рудних родовищ, в якості базового обладнання для відпрацювання тонких рудних тіл використовують самохідні бурові каретки Microdrill QDS і ковшові ВДМ Microscoop 100. При розробці середньої потужності і потужних рудних тіл застосовуються потужні ВДМ TORO 151 і бурові каретки Minibur 1F [3]. Обов'язковою умовою застосування енергоємного СО є координація конструктивних параметрів гірничих виробок і параметрів транспортного обладнання.

Результати аналізу показників роботи зарубіжного СО в умовах розробки рудних родовищ України показали, що ВДМ нового покоління в більшості випадків впроваджуються у виробництво без попереднього узгодження їх характеристик з параметрами експлуатованих виробок.

Порівняльна оцінка експлуатаційних параметрів зарубіжного СО, яке застосовується на вітчизняних підприємствах, з показниками роботи аналогічних зразків за кордоном дозволила констатувати, що введення високотехнологічного обладнання в традиційні схеми ВШТ без науково-технічного обґрунтування області його ефективного застосування в специфічних умовах розробки уранових родовищ не дозволяє досягти планованих показників.

Обумовлено це, перш за все тим, що в процесі експлуатації різних видів СО, що відрізняються функціональним призначенням, конструктивними параметрами, продуктивністю і енергоємністю, виникає диспропорція між

показниками роботи взаємопов'язаних підсистем ВШТ. Істотна відмінність експлуатаційних показників діючого і впроваджуваного самохідного обладнання високого технічного рівня вимагає вдосконалення традиційних транспортно-технологічних схем і адаптації їх до умов шахтного середовища в процесі інтенсифікації гірничопідготовчих та очисних робіт.

Специфічні умови розробки родовищ урану, зумовлюють різні варіанти компоновки вантажно-постачальних і транспортних комплексів. Традиційно діючі на рудниках галузі ступінчасті схеми ВШТ включають різні види забійного бурового і навантажувального обладнання, а також дільничні комплекси навантажувальних машин з самохідними вагонами, ВДМ та вантажно-транспортних машин. У магістральних виробках переважно застосовується локомотивна відкатка рудної маси і доставка вантажів. Область ефективного застосування того чи іншого варіанту транспортно-технологічної схеми визначається діючими на рудниках системами розробки і перетинами вантажних і транспортних виробок [4].

Перевагою транспортно-технологічних схем видобутку руди із застосуванням самохідного обладнання, таких фірм виробників, як Atlas Copco, Sandvik, Caterpillar, Komatsu і т.д., є висока продуктивність і мінімальні транспортні витрати. Однак, при інтенсифікації гірничих робіт більшість підприємств галузі відзначає недосконалість трудомістких процесів і операцій з навантаження відбитої вибухом гірничої маси, доставці її в межах блоку і по виробках транспортного горизонту. Для вирішення зазначеної проблеми були виявлені основні напрямки комплексного підходу для вдосконалення застосовуваних в галузі транспортно-технологічних процесів і операцій.

Складні гірничо-геологічні умови залягання уранових родовищ значною мірою визначають стан гірничих робіт на підприємствах галузі і показники роботи транспортного обладнання. У зв'язку з цим при обґрунтуванні параметрів транспортно-технологічних схем доставки руди було враховано фактори, що визначають специфіку застосування самохідного обладнання в транспортно-технологічних процесах при розробці родовищ уранових руд, та

розроблені класифікаційні ознаки, які було ранжовано за гірничо-геологічними, технологічним і конструктивними ознаками (рис.1.2).

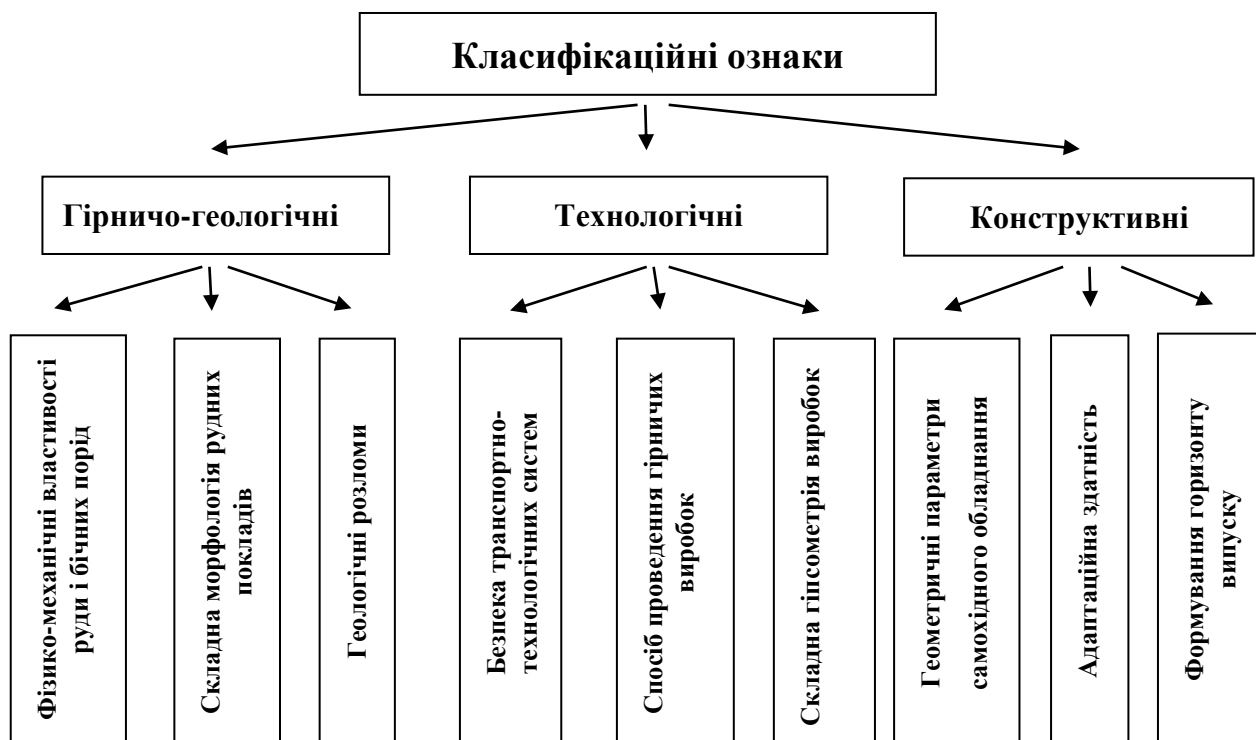


Рис. 1.2 – Фактори, що визначають специфіку застосування самохідного обладнання в транспортно-технологічних процесах.

Також до транспортно-технологічних процесів і операцій необхідно віднести всі види роботи ВДМ, пов'язані з навантаженням гірничої маси в очисному блоці, переміщення гірничої маси в ковші по блоку, транспортування насипного вантажу по дільничним виробках, а також передачу вантажу на подальшу транспортну установку або вивантаження її в рудоспуск.

Встановлено, що експлуатаційна продуктивність ВДМ і транспортного обладнання обумовлюється довжиною траси і часом доставки, які в свою чергу залежить в основному від ємності ковша і довжини транспортування. Однак в кожному випадку оптимальна довжина доставки руди обґрунтовується техніко-економічним розрахунком.

Слід відзначити, що при експлуатації імпортного СО особливе значення приймає діагностика та забезпечення потреб в запасних частинах, яке включає

в себе комплекс взаємопов'язаних правил, методів, алгоритмів і засобів, необхідних для безперебійного функціонування промислового об'єкта на всіх етапах життєвого циклу [5].

На даний час діагностування технічного стану самохідних гірничотранспортних машин імпортного виробництва є складним комплексним завданням, яке потребує розробки відповідних сучасних методів та вимірювального обладнання з додатковим програмним забезпеченням та використання нових конструктивних рішень.

З метою покращення сервісу з технічного обслуговування і якості ремонту імпортного самохідного гірничотранспортного обладнання та зниження термінів і витрат на ліквідацію відмов необхідно формувати банк даних відмов та їх причин виникнення в складних умовах експлуатації.

Моніторинг багаточисельних відмов вузлів і агрегатів СО при експлуатації на гірничих підприємствах перш за все дозволить вести оперативний контроль стану СО та проводити позаплановий ремонт виявлених відмов та поломок. У цьому зв'язку, отриманий банк даних про причини відмов вузлів і агрегатів, можна вважати основою для розробки методичних вказівок по проведенню контролю і експертизи технічного стану ВДМ в реальних умовах гірничого виробництва.

Виконаний аналіз стану даної проблеми дозволив визначити напрямок досліджень по обґрунтуванню експлуатаційних параметрів самохідних ВДМ нового покоління і транспортних виробок в специфічних умовах розробки уранових родовищ України.

В даний час в Україні тільки формується науковий підхід до технології видобутку уранових руд із застосуванням самохідного обладнання високого технічного рівня. У зв'язку з цим досить актуально вже на даному етапі сформулювати принципи енерго- і ресурсозбереження при обґрунтуванні параметрів ТТСП на базі застосування ВДМ нового покоління, які забезпечать інтенсифікацію гірничих робіт і поетапне освоєння уранових родовищ.

## **1.2. Зарубіжний досвід формування комплексів самохідного обладнання для інтенсифікації розробки рудних родовищ**

Сучасний етап розвитку гірничодобувної промисловості зарубіжних країн характеризується концентрацією виробництва і вдосконаленням техніки і технології відпрацювання родовищ корисних копалин. Одним з найважливіших напрямків розвитку технології видобутку уранових руд є інтенсифікація гірничого виробництва за рахунок впровадження високопродуктивних комплексів самохідного обладнання.

У зарубіжній практиці освоєння рудних родовищ підземним способом для відповідних гірничотехнічних умов експлуатації спеціально розроблений типорозмірний ряд комплексів самохідного обладнання з зазначенням області їх ефективного застосування. Традиційно застосовувані комплекси самохідного обладнання, працюють за такими схемами:

- бурова установка → ВДМ → підземні автосамоскиди;
- бурова установка → ВДМ → рудоспуск.

Перша технологічна схема застосовується на рудниках великої виробничої потужності і базується на використанні автосамоскидів для вивезення рудної маси на поверхню.

Друга схема передбачає використання ковшових ВДМ для виконання процесів навантаження, доставки руди в межах блоку і розвантаження її в рудоспуск з подальшою передачею на концентраційний горизонт для навантаження в засоби локомотивного транспорту.

Базовим елементом наведених комплексів самохідного обладнання прийнято вважати ковшові ВДМ, які при довжині транспортування до 400 м працюють як самостійний вид доставки, а в комплексі з підземними автосамоскидами як навантажувач. Перспективним напрямком гірничодобувних галузей вважається розробка і впровадження незалежних механізованих вантажно-постачальних комплексів, які можуть самостійно виконувати технологічні процеси з мінімальним контролем оператора.

Зарубіжними лідерами в галузі створення самохідного обладнання з

автоматизованим управлінням виробничими процесами вважаються компанії Sandvik Tamrock (Фінляндія) і Atlas Copco (Швеція), що випускають типовий ряд ВДМ з дизельним приводом. Конструктивні особливості створеної ними самохідної техніки (відносно великі розміри і маси, газовиділення дизельних двигунів і т.д.) дуже впливають на прийняття технічних рішень при проектуванні і будівництві рудників.

Досвід застосування вітчизняних ВДМ типа ПД-8М, що випускаються Донецьким машинобудівним заводом, показав, що в специфічних умовах розробки уранових родовищ необхідно враховувати не тільки гірничо-геологічні та гірничотехнічні фактори, характерні для очисних і прохідницьких вибоїв, а й події, які хаотично виникають при випуску руди з блокового рудоспуску і навантаженні її в засоби магістрального транспорту.

При великих обсягах перевезень і відстанях транспортування руди найбільш поширеним видом магістрального транспорту є електровозна відкатка. Недоліками даного виду транспорту є наявність розгалуженої мережі електропостачання і колійного господарства, а також циклічність вантажно-розвантажувальних операцій. Необхідно відзначити, що технічні рішення, спрямовані на збільшення пропускної спроможності вантажно-розвантажувальних пунктів, не вирішують проблему підвищення ефективності циклової системи транспорту в цілому. Виходячи з принципів потокової організації гірничого виробництва необхідно, щоб продуктивність кожної наступної ланки транспортної системи перевищувала продуктивність попередньої.

В даний час широке застосування на світовому ринку видобутку корисних копалин знаходить самохідне обладнання з дистанційним управлінням. У цьому плані, останні моделі ВДМ типу «Торо-500А», «Volvo» і ін. оснащують мікропроцесорною технікою, яка контролює процеси навантаження руди в блоках, а також роботу гідравлічної і гальмівної систем при транспортуванні вантажів в непрямолінійних виробках довжиною до 500м з ухилом  $\leq 18^\circ$ . Високі технічні можливості ВДМ з дистанційним управлінням дозволяють



ефективно виконувати навантаження великих шматків руди в забоях, де існує небезпека обвалення порід.

Наявність останнього фактора вимагає узгодження показників роботи самохідного вантажно-доставного обладнання з параметрами буропідричних робіт. Виходячи з цього, провідні виробники імпортного обладнання проблеми вдосконалення підземного буріння вирішують в комплексі з вантажно-постачальними і транспортними процесами.

Оснащення забійного СО високоточною апаратурою гарантує проектне розташування шпурів і свердловин і більш ефективне використання потужності перфоратора. Направлене буріння свердловин дозволяє знизити вихід негабариту, що істотно підвищує продуктивність ковшових ВДМ. Необхідно відзначити, що сучасні напівавтоматичні бурові установки пов'язані із загальношахтовою автоматизованою системою управління технологічними процесами, яка координує роботу ВДМ з випуском руди на концентраційні горизонти та службою ВШТ.

Характерною особливістю комплексів СО з використанням автосамоскидів є висока їх мобільність, маневреність і автономність руху транспортних одиниць. Застосовуються такі комплекси при довжині відкатки більше 500 м у відносно прямолінійних транспортних виробках і похилих з'їздах.

При освоєнні більшості уранових родовищ, проектом будівництва та експлуатації підземних рудників передбачено поетапне збільшення виробничої продуктивності за рахунок введення в ТТСДР автосамоскидів для вивезення рудної маси на поверхню по похилим транспортним виробкам. У зв'язку з цим представляється доцільним встановлення досвіду про зарубіжну практику застосування СО при розробці рудих родовищ підземним способом.

За результатами аналізу літературних джерел встановлено, що в даний час існує великий спектр фірм, що виготовляють підземне СО. Також як в бурінні лідируючими фірмами вважаються Atlas Copco (Швеція) і Sandvik Tamrock (Фінляндія). Конкуруючими фірмами є: Komatsu (Японія); Paus (Німеччина); Caterpillar, Young's Machine Company; (США).

Усі ці фірми пропонують великий вибір шахтного СО для підземних гірничих робіт і для проходки тунелів. У модельному ряду представлені автосамоскиди вантажопідйомністю від 10 до 80 тонн, з місткістю кузовів, розроблених для корисних копалин з різною об'ємною масою. Для робіт в підземних рудниках, які відпрацьовують жильні родовища не великої потужності, рекомендуються низькопрофільні моделі.

Напрями модернізації підземного СО є зменшення їх розмірів і зменшення викидів в шахтну атмосферу вихлопних газів. Ці проблеми пов'язані безпосередньо з типом і розмірами використовуваних дизельних двигунів.

Основними фірмами, що роблять дизельні двигуни для підземних умов є: Caterpillar; Cummins; Deutz і Detroit Diesel. При значно малих розмірах, двигуни цих фірм забезпечують більшу потужність, а завдяки унікальній конструкції, виробляють набагато менше шкідливих продуктів.

Sandvik Tamrock вважається провідною фірмою з виготовлення самохідного обладнання з автоматичним управлінням Automine [6]. В результаті модернізації машин збільшилися експлуатаційна надійність і безпека, покращилися комфортні умови роботи оператора.

Caterpillar Elphinstone також розробив широкий спектр ВДМ таких, як R1300, R1600, R1700G, R2900G, R2900G XTRA. Ці машини забезпечені новими технічними засобами і двигунами фірми власного виробництва, які сприяють збільшенню потужності і зменшення викидів відпрацьованих газів [7].

У зарубіжній практиці дистанційне керування ВДМ почали широко використовувати в важких або в небезпечних умовах застосування. Цей напрямок дозволило мінімізувати ймовірність нещасних випадків, які переважно виникають в зонах дії транспортного обладнання.

Використовуючи накопичений досвід в області автоматизованого управління буровим устаткуванням, ВДМ і підземними автосамоскидами фірми Atlas Copco і Sandvik Tamrock, освоїли випуск машин, оснащених стандартної технологією «РС» і експлуатаційними програмами для виконання автоматичних функцій. Це дозволило підрозділам отримувати інформацію про

обладнання в будь-якій точці шахти через мережу інтернет [8].

Результати аналізу зарубіжного досвіду розробки і використання СО на шахтах світу, дають підставу стверджувати, що для поетапного освоєння уранових родовищ підземним способом вже на даному етапі необхідно:

- орієнтуватися на застосування в ТТСП ВДМ нового покоління, оснащених АСУТП;
- обґрунтувати параметри транспортних виробок і дорожнього покриття, які відповідають характеристикам ВДМ високого технічного рівня;
- збалансувати по продуктивності експлуатаційні показники ВДМ і магістрального обладнання вантажно-транспортних комплексів;
- розробити базовий варіант циклічно-потокової технології транспортування руди від очисних блоків до приствольного двору на базі застосування ВДМ нового покоління та інноваційних технічних рішень.

### **1.3. Оцінка тенденцій розвитку транспортно-технологічних процесів при розробці родовищ уранових руд**

Умови залягання крутоспадних рудних тіл протяжністю по простяганню до 1000 м, з кутами падіння до 90 ° і численними тектонічними порушеннями зумовили велику різноманітність технологій видобутку уранової руди буро підричним способом з застосуванням самохідного обладнання [9].

Специфічні умови розробки родовищ урану, зумовлюють різні варіанти компоновки вантажно-постачальних і транспортних комплексів. Традиційно діючі на рудниках галузі ступінчасті схеми ВШТ включають різні види бурового і навантажувального обладнання, а також дільничні комплекси навантажувальних машин з самохідними вагонами, ковшових ВДМ та транспортних машин з кузовом. У магістральних виробках переважно застосовується локомотивний транспорт. Область ефективного застосування того чи іншого варіанту ТТСПР визначається діючими на рудниках системами розробки і перетинами вантажно-постачальних і транспортних виробок.

Перевагою технологічних схем видобутку руди із застосуванням буропідривних робіт є висока продуктивність і мінімальні транспортні витрати. Однак, при інтенсифікації гірничих робіт більшість підприємств галузі відзначає недосконалість трудомістких процесів і операцій з навантаження відбитої вибухом гірничої маси, доставки її в межах блоку і по виробках транспортного горизонту [10]. Для вирішення зазначеної проблеми справжньою роботою виявлені основні напрями вдосконалення наявних в галузі транспортно-технологічних процесів і операцій.

У даній роботі до транспортно-технологічних процесів і операцій віднесено усі види робіт ковшової ВДМ, пов'язані з навантаженням та переміщенням гірничої маси в межах очисного блоку з подальшим її транспортуванням по дільничним виробках до рудоспусків.

Науковими дослідженнями, проектуванням та оптимізацією параметрів розробки уранових родовищ займалися відомі наукові колективи ДП «УкрНДПРІ промтехнології», НТУ «Дніпровська політехніка», ІГТМ НАН України, Криворізький національний університет.

Обґрунтуванню конструктивних та експлуатаційних параметрів ківшових ВДМ було присвячено експериментальні й теоретичні дослідження Я.Б. Кальницького, С.С. Музгіна, Г.В. Родіонова, Е.С. Скорнякова, В.А. Страшка, А.К. Семенченка, С.А. Полуянського, Г.И. Поникарова, М.В. Тихонова, Л.Н. Ширіна та ін. [11 – 18]. У переважній більшості їхніх наукових праць було досліджено параметри СО першого покоління та умови взаємодії ківшових ВДМ зі штабелем відбитої гірничої маси.

Методи оцінювання технічного стану, діагностики й обслуговування та динаміку руху гірничотранспортного обладнання розглянуто в роботах О.О. Бейгула, О.П. Кравченка, С.І. Носенка, В.О. Сістука, В.І. Тарасова, Є.Ю. Малиновського та ін. [19 – 24].

Умови та способи доставки самохідним обладнанням визначаються з урахуванням параметрів самого обладнання, і не враховують фізико-механічних властивостей руди і порід, що вміщують, конструктивних елементів

транспортних виробок і параметрів буропідривних робіт. Питанням обґрунтування параметрів гірничих виробок присвячені роботи А.Т. Філімонова, Г.П. Ананьїна, А.О. Баранова та ін. [11, 25, 26].

Орієнтація галузі на застосування СО високого технічного рівня, здатного підвищити потужність рудника, зумовило необхідність виконання нових науково-технічних завдань у плані оцінки експлуатаційних показників ВШТ, котрий став однією з основних ланок загальної системи гірничого виробництва.

Керуючись сучасними принципами реалізації малодосліджених науково-технічних завдань, усі процеси та операції, пов'язані з переміщенням руди за допомогою ВДМ від очисних камер до пункту її вивантаження, були об'єднані в єдину ТТСР. Для її ефективного функціонування потрібно обґрунтувати завдання, функції та розробити структуру оперативного-виробничого керування параметрами ВДМ і процесами транспортування руди в умовах невизначеності.

На теперішній час багато підземних рудників перешли на самохідне обладнання з більш високим технічним рівнем і збільшенням їх одиничної потужності, але при цьому виникають труднощі технологічного та економічного характеру ефективного його застосування в діючих ТТСР.

Поширена в галузі камерна система розробки підповерховими виробками передбачає на основних технологічних процесів видобутку корисних копалин буропідривні роботи з подальшим вивезенням відбитої гірничої маси самохідним обладнанням. Тому в технологічному ланцюгу видобутку корисних копалин ефективність процесів екскавації, навантаження, транспортування та перевантаження на магістральний транспорт визначається ефективністю та адаптаційною здатністю СО.

У табл. 1.1 наведені інформаційні дані зарубіжних рудників про конструктивні особливості та умови застосування вантажно-доставного і транспортного обладнання, що серійно випускається відомими фірмами в області гірничого машинобудування.

Таблиця 1.1 – Область застосування самохідного обладнання при розробці рудних родовищ підземним способом

Мінерал	Рудники	Умови застосування	Назва самохідного обладнання (виробник, країна)	Конструктивні особливості СО
Золото, срібло, цинк	Рудник «Golden Grove» (Австралія)	Для транспортування руди на поверхню по автоуклонам (12°-14°)	Самоскид TH680 (Supra 0012H) (Sandvik, Фінляндія)	Двигун – Detroit S60 Трансмісія – Allison HD 4060
Уран	Рудник «Palabora» (Півд. Африка)	Транспортування по концентраційному горизонту	Самоскид TORO 40D (Sandvik, Фінляндія)	Двигун – Detroit S60DDEC Трансмісія – DANA 8821
Уран	Уранові родовища Стрельцовського поля (Росія)	Транспортування з очисного блока по дільничним виробкам	ВДМ microscoop100 E, (Sandvik, Фінляндія)	Привід – електричний Трансмісія – Hydrostatic
Золото	шахти «Kanowna Bell» та «Stawell», (Австралія)	Транспортування по уклонам на поверхню	Самоскид AD55 (Caterpillar, США)	Двигун – Cat C18 DITA Трансмісія – CX sires Caterpillar
Мідь, свинець, цинк	Рудник «Жаман-Айбат» (Казахстан)	Транспортування по концентраційному горизонту до бункера	Самоскид BELAZ 75800 (БелАЗ, Білорусь)	Двигун – Cummins QSX15 Трансмісія – гідромеханічна
Мідь	Шахта «Henderson» (США)	Транспортування по концентраційному горизонту до підземної дробарки	Самоскид TH680 (Supra 0012H) (Sandvik, Фінляндія)	Двигун – Detroit S60 Трансмісія – Allison HD 4060
Уран	шахта «McArthur River» (Канада)	Транспортування з очисного блока по дільничним виробкам до підземної дробарки	ВДМ ST14 (Atlas Copco Швеція)	Двигун – Cummins QSM11 Трансмісія – Dana TE32

Виконаний аналіз стану даної проблеми дозволив визначити напрямок досліджень по обґрунтуванню експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління і транспортних виробок в гірничотехнічних умовах розробки уранових родовищ України

#### 1.4. Постановка задач дослідження

При обґрунтуванні параметрів адаптації ВДМ в підземних гірничих виробках складної конфігурації були сформульовані завдання і розроблена структурно-логічна схема (рис. 1.3) виконання теоретичних, аналітичних та експериментальних досліджень.

До основних наукових завдань відносяться:

- дослідження особливостей формування вантажопотоків і комплексів самохідного обладнання на різних етапах розробки уранових родовищ;
- встановлення параметрів адаптації пневмоколісних ковшових ВДМ в підземних виробках складної конфігурації;
- пошук і оцінка потенційних джерел підвищення експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління в умовах інтенсифікації гірничого виробництва;
- обґрунтування конструктивних параметрів транспортних виробок, що забезпечують ефективне застосування комплексів самохідного обладнання високого технічного рівня;
- обґрунтування параметрів енергозберігаючих транспортно-технологічних схем доставки руди механізованими комплексами гірничотранспортного встаткування високого технічного рівня.

Слід зазначити, що в процесі досягнення поставленої мети вперше розглядається задача дослідження закономірностей взаємодії елементів транспортно-технологічної системи рудника «ВДМ – ГВ» в процесі переміщення руди в межах очисного блоку і дільничних виробок транспортного горизонту.

Для розв'язання поставлених завдань використано комплексний метод дослідження, що включає обробку і узагальнення літературних джерел з даної проблеми, виконання теоретичних досліджень, а також проведення шахтних випробувань розроблених технічних рішень.



Рисунок 1.3 – Структурно-логічна схема досліджень



Теоретичний блок, відповідно до структурно-логічної схеми, включає аналіз існуючих підходів до проблеми вдосконалення ТТСДР комплексами СО в специфічних умовах розробки уранових родовищ.

Аналітичні дослідження базуються на виконанні моделювання руху ВДМ для визначення її адаптаційної здатності, в умовах мінливого профілю поверхні підшоши гірничих виробок після буропідривних робіт. За результатами моделювання передбачається отримати допустиму швидкість та встановити конструктивні параметри транспортних виробок.

Експериментальні дослідження включають складання робочої програми і методики проведення шахтних досліджень, для отримання профілю поверхні підшоши виробок проведених буропідривним способом, дослідження поперечної стійкості ВДМ в процесі руху в підземних виробках з мінливою гіпсометрією траси, а також хронометраж роботи ВДМ.

Обробка результатів базується на використанні програмного забезпечення Microsoft Excel для визначення характеру зміни мікропрофілю підшоши виробки після підривних робіт. Суть методу полягає в тому, що напрямок відхилення самохідного обладнання від прямолінійного руху по гірничих виробках залежить від компонентів напружень, викликаних профілем ґрунту виробки і передачею його через шини, які є єдиним елементом в динамічній системі і пов'язують несучу раму самохідного обладнання з дорогою, і передає на неї кінематичне вплив нерівностей дорожнього полотна.

Експлуатаційні параметри технологічної підсистеми «ВДМ – ГВ» встановлювалися за результатами шахтних випробувань показників ВДМ із застосуванням методів матаналізу і статистики. При обґрунтуванні критерію адаптації ВДМ і встановленні ступеня його впливу на параметри енерго- і ресурсозбереження застосовувалося імітаційне моделювання з використанням стандартного програмного забезпечення на ЕОМ.

Дослідження завершуються розробкою «Методики визначення режимів роботи шахтних вантажно-доставних машин нового покоління при транспортуванні руди в складних гірничотехнічних умовах».

## 1.5. Висновки до розділу 1

1. Виконаний аналіз і результати експертної оцінки показників роботи вітчизняних і зарубіжних зразків вантажно-доставного і транспортного обладнання показав, що традиційно застосовуються системи розробки, засновані на буропідривному способі ведення очисних і гірничо-підготовчих робіт, визначають принципи дії, параметри й конструкцію самохідного обладнання гірничодобувних підприємств, що розробляють рудні родовища.

Доведено, що в умовах інтенсифікації гірничих робіт параметри впроваджуваного самохідного обладнання нового покоління та методики їх розрахунку, не відповідають характеристикам експлуатованих підземних виробок, що призводить до значного зниження показників ефективності роботи енергоємного забійного, вантажно-доставного і транспортного обладнання.

2. Експертна оцінка транспортно-технологічних систем урановидобувних рудників, США, Канади, Австралії та СНД свідчить про те, що в переважній більшості схеми транспорту основані на використанні самохідного обладнання, які традиційно застосовуються протягом багатьох десятиліть, використовуються без істотних змін і були направлені лише на автоматизацію.

Порівняльний аналіз показників роботи сучасних модифікацій на зарубіжних і вітчизняних рудниках дозволив встановити область можливого його застосування на уранових родовищах України.

3. Відсутність вітчизняного досвіду застосування ВДМ високого технічного рівня вимагає наукового обґрунтування та індивідуального методичного підходу при формуванні енергозберігаючих транспортно-технологічних систем уранових рудників, що відрізняються від традиційних, високими експлуатаційними показниками і адаптаційної здатністю.

## РОЗДІЛ 2

# ВИЗНАЧЕННЯ ПОТЕНЦІЙНИХ РЕЗЕРВІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВНУТРІШНЬОШАХТНОГО ТРАНСПОРТУ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ

### 2.1. Загальні положення

Для забезпечення потужного промислового потенціалу країни найбільш перспективним та підготовленим до видобутку є Новокостянтинівське родовище урану (НКРУ). Проектні рішення по освоєнню запасів НКРУ виконувалися в сімдесятих роках минулого століття. Проектом реконструкції Новокостянтинівського рудника (НКР) передбачено поетапне підвищення виробничої потужності шахти з 0,5 до 1,2 і в перспективі до 2,5 млн.т в рік за рахунок впровадження високопродуктивних очисних і прохідницьких комплексів, а також вантажно-доставного обладнання нового покоління.

Згідно з рекомендаціями «Українського науково-дослідного та проектно-розвідувального інституту промислової технології» в процесі першого і другого етапів відпрацювання запасів НКРУ гірнична маса по магістральним виробкам буде транспортуватися переважно шахтними локомотивами з поступовим переходом на застосування великовантажних автосамоскидів на третьому етапі. Жорстка прив'язка основного вантажопотоку до рейкових шляхів горизонту відкатки руди вимагає створення високоадаптивних забійних та дільничних комплексів СО, що забезпечують циклічно-потоківу організацію робіт в умовах одночасного функціонування двох-трьох горизонтів з різними транспортно-технологічними схемами і обладнанням.

У зв'язку з цим, обґрунтування експлуатаційних параметрів забійного і дільничного транспорту на базі використання СО нового покоління є актуальною та своєчасною завданням, рішення якої суттєво підвищить енергозбереження та ефективність підземного видобутку корисних копалин.

Відповідно до вимог технічної документації в процесі досліджень параметрів СО нового покоління необхідно також виконувати техніко-економічну оцінку доцільності їх застосування в умовах НКРУ. Для цього

галузевий стандарт [27] регламентує проведення хронометражних спостережень за роботою, ремонтами і простоями машини. Обумовлено це тим, що результати хронометражних даних визначають основні показники, що характеризують технічну та експлуатаційну продуктивності ВДМ, а також область її ефективного застосування.

Важливим етапом при проектуванні підземних рудників, у відповідності з [28], є визначення продуктивності очисного вибою, яка на пряму залежить від продуктивності ВДМ ( $Q_T$ ) і пропускної здатності гірничих виробок, а також властивостей рудної маси:

$$A_T = \frac{(T_{3M} - T_{ПП} - T_{ПЗ}) \cdot V}{N(t_N + t_3 + t_D) + t_B + t_B + t_P}, \text{ м/зміну}, \quad (2.1)$$

де  $V$  – об'єм ковша, м<sup>3</sup>;  $t_N$  – час навантаження ковша, хв.;  $t_3$  – час на ліквідацію зависань, що приходить на одну тону руди, хв.;  $t_D$  – час на вторинне дробіння негабаритних шматків, хв.;  $N$  – коефіцієнт, що враховує вихід негабаритних шматків руди;  $t_B, t_B$  – час руху ВДМ з вантажем та без вантажу відповідно, хв.;  $t_P$  – час розвантаження ковша, хв.;  $T_{3M}$  – тривалість зміни, хв.;  $T_{ПП}$  – час простоїв ВДМ, хв.;  $T_{3M}$  – час виконання підготовчо-заклучних операцій, хв.

Пропускна здатність гірничих виробок є головним параметром, що впливає на експлуатаційні параметри ТТСП з застосуванням СО, і характеризується перетином гірничих виробок (ширина проїжджої частини, висота виробок), станом дорожнього покриття, адаптацією транспортних машин в криволінійних ділянках виробок і т.д. Попередніми дослідженнями доведено, що для обґрунтування раціональних параметрів СО процес видалення руди з очисного блоку (навантаження, транспортування, розвантаження) необхідно розглядати як взаємодіє систему «ВДМ – ГВ».

Експлуатаційні параметри ківшової ВДМ визначаються її швидкістю та обсягом перевезеної рудної маси. Шахтними експериментами встановлено, що обсяг руди, який перевозиться ВДМ, зменшується на 3 – 5% після кожного

рейсу у зв'язку з налипанням її до днища та стінок ковша. Попередні дослідження дозволили встановити, що прилипання гірничої маси пов'язано з високими коливаннями ВДМ в процесі транспортування руди в підземних виробках складної конфігурації. Тому до актуальних завдань подальших вишукувань слід віднести дослідження щодо встановлення природи виникнення і розвитку явищ, що негативно впливають на умови взаємодії елементів системи «ВДМ – ГВ» і на їх експлуатаційні параметри.

Для розробки і прийняття інноваційних рішень щодо вдосконалення діючих в галузі і на руднику традиційних транспортно-технологічних схем потрібно:

- виконати експертну оцінку умов і досвіду експлуатації СО;
- створити базу вихідних даних для визначення умов експлуатації самохідного багатофункціонального обладнання в підземних виробках на різних етапах освоєння запасів руди;
- обґрунтувати методику розрахунку експлуатаційних параметрів технологічних схем транспортування вантажів багатофункціональними СО;
- провести експериментальні дослідження впливу геометрії подошви підземних транспортних виробок на продуктивність ВДМ.

Раніше виконаними дослідженнями [29] встановлено, що взаємний вплив параметрів застосовуваного самохідного бурового, вантажно-доставного і транспортного обладнання та експлуатаційних параметрів підземних гірничих виробок визначає головну умову формування ефективної ТТСР з розробки уранових родовищ.

На рис.2.1 приведена схема розкриття шахтного поля НКРУ із зазначенням етапів освоєння запасів руди на відповідних їм горизонтах.

Для поетапного переходу від циклічної організації транспортних процесів видобутку уранової руди (I етап) до циклічно-потоккової технології доставки руди з очисних блоків на поверхню (II - III етапи) необхідно встановити раціональні параметри принципово нової ТТСР, що відповідає гірничотехнічним умовам розробки НКРУ.

Виконаний аналіз стану техніки і технології на уранових родовищах країн світу показав, що практично всі підземні рудники оснащені СО, проте ефективність його застосування залишається на низькому рівні.

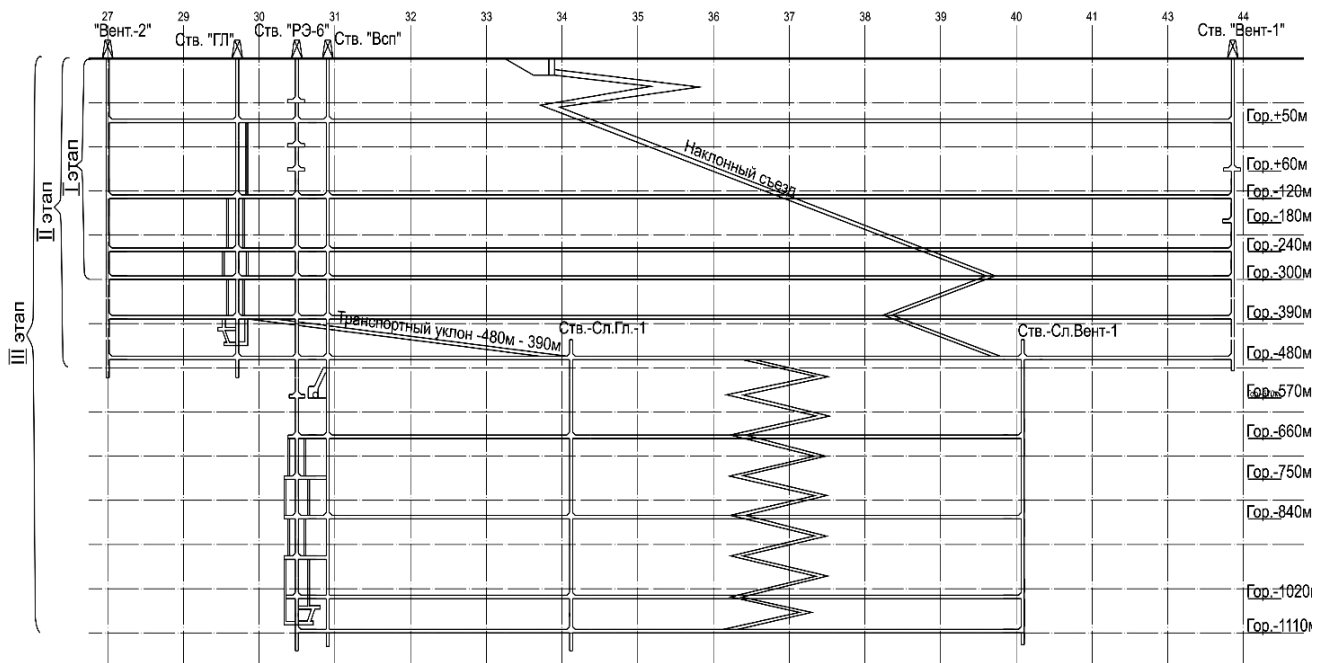


Рисунок 2.1 – Схема розкриття і поетапного відпрацювання запасів НКРУ

Слід зазначити, що оптимізація схем взаємодії СО нового технічного рівня та методів адаптації їх до поетапного освоєння запасів дозволить обґрунтувати параметри циклічно-потоквої технології видобутку руди і класифікувати її як малоопераційну. Особливий вплив на показники експлуатації СО надає пропускна здатність транспортних виробок [30]. До основних параметрів блокових, дільничних і транспортних виробок, що впливають на техніко-економічні показники експлуатації СО, відносяться: перетин гірничих виробок (ширина проїжджої частини, висота гірничих виробок); профіль і кривизна траси, а також стан дорожнього покриття. Зазначені показники характеризують пропускну здатність транспортних виробок, істотно впливають на швидкість руху, час виконання рейсу і адаптацію транспортних машин в криволінійних ділянках виробок.

При проектуванні ТТСДР, як правило, керуються рекомендаціями [31], які не в повній мірі враховують експлуатаційні параметри гірничошахтного

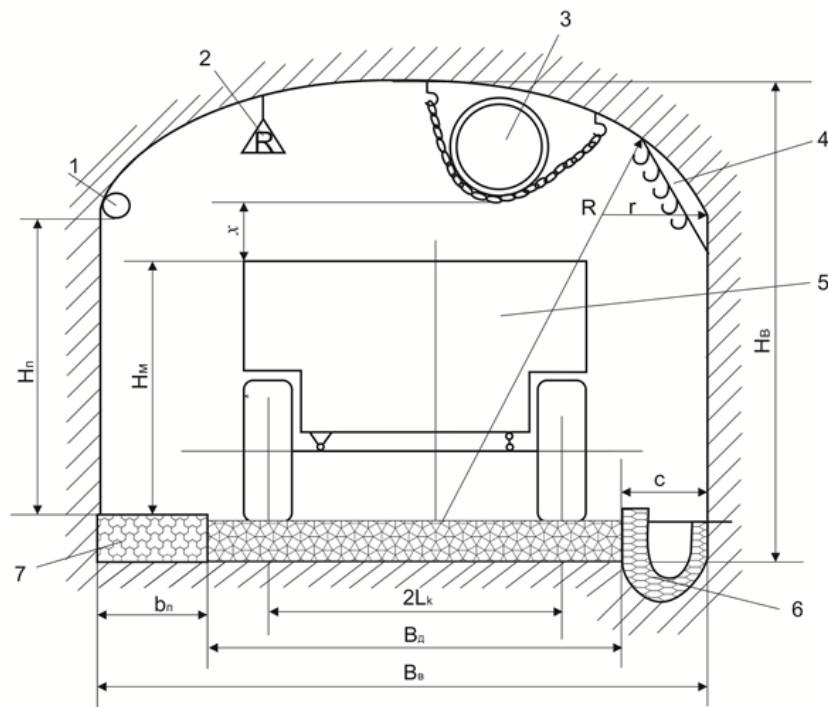
обладнання нового покоління. За результатами аналізу проектних рішень було встановлено, що рекомендовані значення ширини транспортної виробки при експлуатації СО коливаються від 4.7 до 6.2 м (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Порівняльна оцінка розрахункових показників ширини транспортних виробок

Порівнянні варіанти розрахунку		
I	II	III
За критерієм безпеки руху	Безпека руху + конструктивні особливості	Швидкість руху
4700	5630	6200
$B = d + 2b$ , <i>B</i> – ширина транспортних виробок; мм; <i>d</i> – ширина машини, мм; <i>b</i> – зазори між найбільш виступаючою частиною транспортного засобу і стінкою виробки, мм.	$A = d + 1.5 \times \delta + 12 \times v$ , <i>A</i> – ширина проїжджої частини, мм; $\delta$ – ширина профілю покриття, мм; <i>v</i> – швидкість руху машини, км/ч; <i>d</i> – ширина машини, мм.	$X = v \times t_o \times \sin \alpha$ , <i>X</i> – зазор між машиною і стінкою виробки, мм; <i>v</i> – швидкість руху, км/год; <i>t<sub>o</sub></i> – час руху машини під кутом до осі виробки, год.; $\alpha$ – горизонтальний кут відхилення машини від осі виробки, град.

Аналізуючи наведені в табл. 2.1 рекомендації, за критерієм оцінки «Безпека руху» (варіант I) пропускна здатність транспортних виробок обмежується мінімально-допустимими зазорами, встановленими єдиними правилами безпеки при використанні СО [31].

За критерієм оцінки «Безпека руху + конструктивні особливості» (варіант II) для визначення ширини транспортних виробок автор [32], рекомендує користуватися схемою (рис.2.2), яка дозволяє врахувати швидкість руху автомобіля і до деякої міри конструктивні параметри малогабаритних ВДМ першого покоління – типу ВДМ-5, ВДМ-8.



1 – магістраль стисненого повітря і води; 2 – дорожній знак; 3– вентиляційна труба; 4 – підвіска кабелів; 5 – СО; 6 – канавка; 7 – тротуар; R и r – відповідно великий і малий радіуси виробки; x – мінімальна відстань між кузовом машини і частиною, що виступає (щонайменше 500 – 600 мм);  $B_в$  – ширина виробки;  $H_в$  и  $H_м$  – відповідно висота виробки і машини.

Рисунок 2.2 – Поперечний перетин транспортних виробок при експлуатації самохідного обладнання

У третьому варіанті зазори між машиною і стінкою виробки під час руху задавалися горизонтальними X зазорами, і приймалися таким чином, що б виключалася ймовірність зіткнення машини зі стінкою виробки під час руху. Зазори визначалися по куту відхилення машини від основного напрямку і за тривалістю цього відхилення [33].

За результатами порівняльної оцінки діючих алгоритмів розрахунку раціональної ширини транспортних виробок встановлено, що діючі в галузі варіанти не враховують характеристики ВДМ нового покоління і показники їх взаємодії з елементами експлуатованих гірничих виробок, а також особливості впливу гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів на продуктивність СО в умовах інтенсифікації гірничого виробництва.



Безумовно, при наявності виробок великого перерізу, експлуатація транспортних машин стає більш безпечною, що природно дозволить збільшити швидкість руху ВДМ, знизити витрати на транспортування руди і підвищити пропускну здатність транспортних виробок. Однак неаргументоване збільшення перетину гірничих виробок спричинить за собою підвищення витрат на їх проведення і транспортування додаткового обсягу гірничої маси на поверхню.

Необхідно також відзначити, що при поетапному підвищенні виробничої потужності рудника одночасно на різних горизонтах будуть експлуатуватися різні види самохідного обладнання з відповідними габаритними розмірами і експлуатаційними характеристиками.

Тому, вже на першому етапі розробки НКРУ, виникла необхідність провести теоретичні і експериментальні дослідження по встановленню адаптаційної здатності транспортних засобів нового покоління в реальних умовах шахтного середовища і узгодження їх експлуатаційних параметрів до типових характеристик виробок.

Для вирішення поставлених завдань досліджень потрібно було встановити ряд чинників, що визначають принцип дії, експлуатаційні параметри і конструктивні характеристики ВДМ нового покоління в умовах інтенсифікації гірничих робіт та визначити вплив нерівностей поверхонь підшви гірничих виробок у привибійному просторі на продуктивність самохідних транспортних засобів.

У зв'язку з цим в даній роботі був проведений комплекс досліджень по встановленню особливостей формування транспортно-технологічних систем підземних рудників з урахуванням експлуатаційних параметрів самохідного обладнання і пропускну здатності транспортних виробок в реальних умовах шахтного виробництва.

## **2.2. Особливості формування транспортно-технологічних схем доставки руди комплексами самохідного обладнання**

Традиційно застосовуване в галузі компонування технологічних схем взаємодії бурового, вантажно-доставного і транспортного обладнання визначається шляхом координації експлуатаційних параметрів і технічних характеристик пневмоколісного транспорту та умов їх застосування.

Аналіз сучасних тенденцій в області розробки уранових родовищ в суміжних галузях гірничорудної промисловості підтверджує, що одним з основних напрямків вдосконалення діючих ТТСР є комплексне використання в головних технологічних процесах однотипного самохідного обладнання.

За кордоном поширена практика застосування самохідного бурового і транспортного обладнання з дистанційним керуванням, що виготовляється одним виробником за індивідуальним замовленням для конкретних гірничо-геологічних умов. Для інтелектуального та безпілотного видобутку використовуються три основні платформи: платформа позиціонування та навігації; платформа збору інформації та зв'язку, і платформа планування та управління [34].

Оцінка конструктивних параметрів самохідної техніки, що випускається за індивідуальним замовленням, показала, що поодинокі зразки обладнуються кузовом, обсяг якого відповідає вантажопідйомності машини для конкретної гірничої породи. Однак при експлуатації комплексів такого обладнання в інших умовах знижувалася область його ефективного застосування і техніко-економічні показники. Наприклад, при транспортуванні вантажу з високим об'ємною вагою зменшується корисна маса вантажу, що перевозиться.

В даний час на вітчизняних копальнях при інтенсифікації гірничих робіт переважно застосовують два види технологічних схем транспортування руди з камер і очисних блоків.

При відпрацюванні камерними системами розробки з міжповерховими виробками та підповерховому обваленні руди продуктивність ВДМ при

виконанні операцій по навантаженню руди багато в чому визначається параметрами і якістю виконання трудомістких робіт з підготовки виробок днища блоку.

Послідовність виконання транспортно-технологічних процесів (рис. 2.3), визначається комбонуванням комплексів самохідного забійного і вантажно-доставного обладнання за схемами:

- 1) бурова установка + навантажувальна машина + транспортна машина;
- 2) бурова установка + ВДМ.

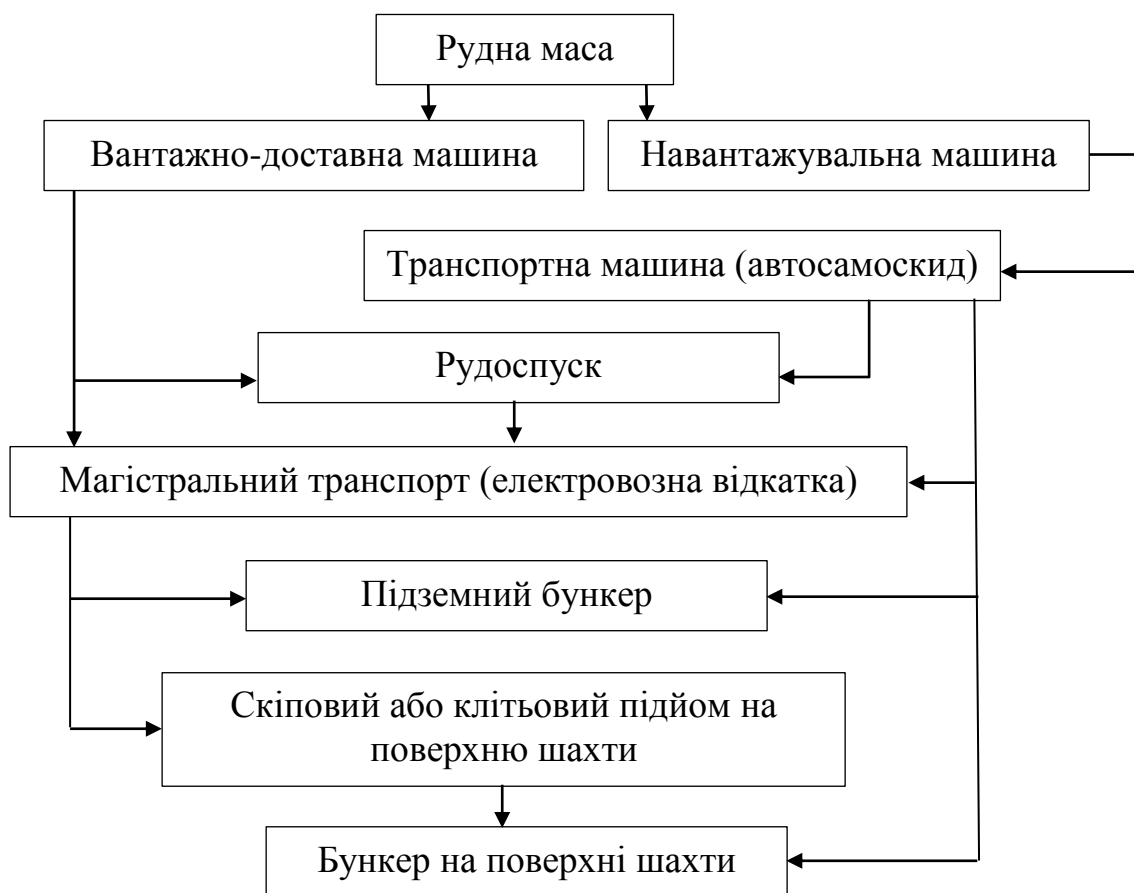


Рисунок 2.3 – Традиційні транспортно-технологічні схеми доставки руди з очисного блоку

Характерною особливістю наведених ТТСДР є те, що робота ковшових навантажувальних і ВДМ з видалення руди за межі блоку починається з навантаження рудної маси в навантажувальних заїздах.

У публікаціях [35, 36] в процентному відношенні встановлені (табл. 2.2) показники відносної трудомісткості (%) за видами робіт і процесів при

системах розробки з поверховим і підповерховим обваленням з застосуванням ВДМ вітчизняного виробництва типу ВДМ–5, ВДМ–8.

Таблиця 2.2 – Значення відносної трудомісткості (%) за видами робіт і процесів при системах розробки з поверховим і підповерховим обваленням

№	Види робіт і процеси	Відносна трудомісткість, %
1	Гірничопідготовчі роботи	18 – 20
2	Нарізні роботи	22 – 25
3	Буріння	21 – 24
4	Відбій	5 – 6
5	Випуск руди і доставка	24 – 30

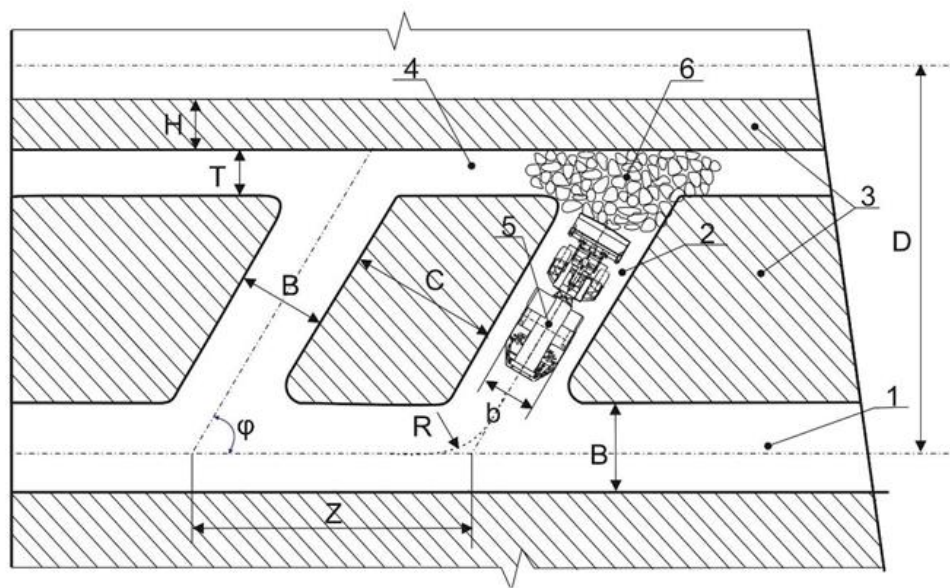
Слід зазначити, що наведені в табл. 2.2 показники трудомісткості процесу випуску руди з блока і доставки практично ідентичні з показниками роботи на вітчизняних копальнях зарубіжних машин високого технічного рівня. Причиною такого парадоксального становища є, перш за все, невідповідність діючих на шахті параметрів вантажно-доставних виробок конструктивним і експлуатаційним характеристикам ВДМ нового покоління.

На практиці перетин блокових вантажно-доставних виробок проектується з урахуванням експлуатованого шахтою самохідного обладнання і визначаються на стадії виконання гірничопідготовчих робіт при формуванні днища блока. Основними параметрами днища є ширина навантажувальних заїздів, випускної траншеї і ціликів. Ширина навантажувальних заїздів ( $B$ ) залежить від ширини ВДМ ( $b$ ) і бічних зазорів ( $a$ ) і ( $c$ ), необхідних для її ефективної роботи.

Дослідженнями режимів роботи ВДМ першого покоління встановлено [9], що для скельних міцних руд при зменшенні співвідношення  $B / b$  від 2,4 до 1,36 необхідне зусилля напору машини для впровадження ковша збільшується на 30 – 40%, а час його заповнення – на 58% [35]. Ширина випускної траншеї ( $T$ ) залежить від умов випуску та гранулометричного складу відбитої руди, а

ширина ціликів ( $C$ ) і ( $H$ ) від стійкості руди і виду кріплення. Ставлення  $B/C$  не слід приймати більше 0,7 – 0,8, проте в міцних рудах і при посиленому кріпленні це значення може досягати 1,0 – 1,2. Загальна площа оголення порід в днище зазвичай не перевищує 40%.

Схема формування навантажувальних заїздів в блоці і маневрів ВДМ при навантаженні гірничої маси наведена на рис. 2.4.



1 – доставна виробка; 2 – навантажувальний заїзд; 3 – цілики; 4 – випускна траншея; 5 – вантажно-доставна машина; 6 – гірнича маса

Рисунок 2.4 – Схема формування навантажувальних заїздів в блоці

Відповідно до рекомендацій [26, 28] площа  $S_B$  зони випуску вантажного заїзду визначається як добуток відстані між навантажувальними заїздами і доставними виробками:

$$S_B = [(B + C) (B + l_m \sin \varphi + T + H)] / \sin \varphi, \quad (2.1)$$

де  $l_m$  – довжина ВДМ, м.;  $B$  – ширина навантажувальних заїздів, м;  $T$  – ширина випускний траншеї, м;  $C$  – ширина ціликів між заїздами, м;  $H$  – ширина ціликів між блоками, м.

Досвід роботи зарубіжних підприємств показує, що з впровадженням ВДМ високого технічного рівня підвищується не тільки продуктивність очисного блоку, але і ефективність всієї ТТСП.

В умовах інтенсифікації гірничого виробництва і поетапного освоєння запасів уранової руди ТТСП необхідно розглядати як взаємодіючу в часі і просторі систему гірничих виробок та комплексу самохідних машин, об'єднаних єдиним алгоритмом функціонування підприємства. ТТСП із застосуванням комплексів самохідного обладнання включають бурові, вантажно-доставні, транспортні та допоміжні гірничі виробки, а також рудоспуски в межах яких працюють відповідні типи технологічного і транспортного обладнання.

На рис. 2.5 приведена схема маневрування ВДМ в процесі заїзду її з вантажно-доставної виробки в розвантажувальний заїзд для вивантаження гірничої маси з ковша до рудоспуску.

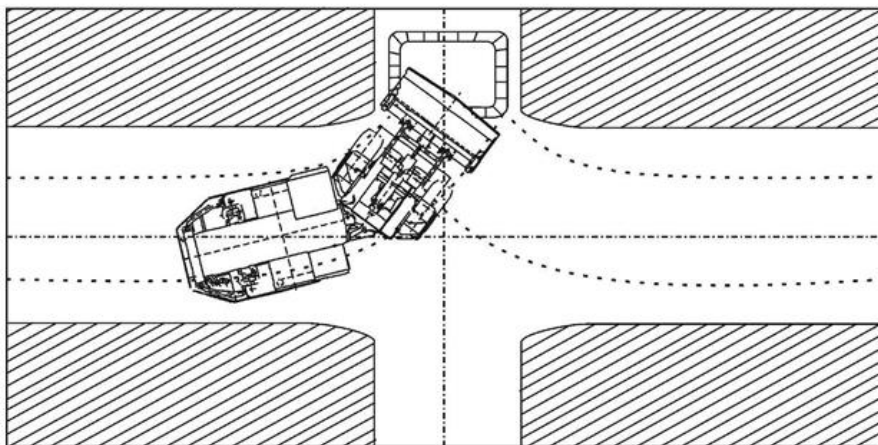


Рисунок 2.5 – Схема виконання маневрів ВДМ в розвантажувальному заїзді при вивантаженні гірничої маси до рудоспуску

Порівнюючи експлуатаційні показники комплексів забійного обладнання зарубіжних та вітчизняних рудників [37, 38], можна відзначити, що у практиці розробки рудних родовищ з впровадженням сучасних ВДМ виключно розглядаються переважно питання навантаження гірничої маси на транспортну машину і практично не вирішуються питання комплексної механізації процесів транспортно-технологічної системи в цілому.

Зазначені факти дають підстави стверджувати, що в умовах інтенсифікації гірничого виробництва необхідно комплексно вирішувати не тільки питання

доставки гірничої маси сучасними засобами забійного транспорту до дільничного навантажувального пункту, а й забезпечувати взаємозв'язок із засобами магістрального транспорту аж до прийомних бункерів збагачувальної фабрики.

Аналізуючи зарубіжний досвід і проблеми рудників галузі в питаннях комплексної механізації процесів навантаження руди, транспортування її по гірничих виробках і вивантаження в рудоспуск, а також доставки людей і обладнання в очисні та підготовчі вибої можна констатувати, що сучасна інноваційна політика в області вдосконалення транспортно-технологічних систем багато в чому залежить від технічної політики машинобудівних фірм.

Найбільших успіхів, в цьому напрямку, досягли зарубіжні машинобудівні фірми, які працюють за принципом, що при збільшенні виробничої потужності рудника необхідно використовувати більш продуктивне обладнання з високою адаптаційної здатністю [39].

Дотримуючись цього принципу, для поетапного введення в експлуатацію нових рудників з освоєння запасів уранових родовищ, розроблена класифікація комплексів самохідного очисного і транспортного обладнання по продуктивності рудника (табл. 2.3).

Для спрощення вибору класу і формування схем роботи самохідного обладнання, на етапі освоєння виробничої потужності рудника 0,5 млн.т руди на рік, рекомендовано застосовувати комплекс самохідного обладнання I-го класу, що складається з ковшової ВДМ і бурової каретки з однією стрілою.

При продуктивності рудника 1,5 – 3,5 млн.т руди необхідно орієнтуватися на самохідні бурові каретки з двома стрілами в комплексі з вантажними і постачальними машинами (II – IV клас обладнання), а на рудниках більшої виробничої потужності на самохідні бурові каретки з трьома стрілами в комплексі з ковшовими ВДМ та підземними автосамоскидами (V клас обладнання) з відповідними технічними параметрами.

Таблиця 2.3 – Класифікація очисних комплексів самохідного обладнання

Продуктивність рудника, тис. т/рік	Клас обладнання	Типова схема	Технічні параметри обладнання						Характеристика виробки	
			Потужність двигуна, кВт		Об'єм, м <sup>3</sup>		Швидкість, км/год	Радіус повороту, мм <sup>2</sup>	Перетин, м	Дорожнє покриття
			ВДМ	АС	ківш	кузов				
500	I		110-170	---	2,0	---	24,0	2900	5,8	Щебенева
1500	II		180-210	---	4,2	---	25,3	3200	12,0	Щебенева, бетонне
2500	III		220-270	275-385	6,25	20,1	40,8	5000	30,0	Збірне з ж / б панелей
3500	IV		280-310	395-440	7,2	23,0	45,8	5300	32,6	Асфальтове
4500	V		320-350	450-567	8,9	27,0	50,4	5700	36,5	Асфальто-бетонне

З огляду на те, що технічні параметри СО багато в чому визначають його продуктивність, для кожного класу обладнання в табл. 2.3 наведені мінімальні та максимальні показники потужності двигунів. Обумовлено це тим, що до конкретного класу обладнання може ставитися продукція різних фірм-виробників. Наприклад, фірма Sandvik застосовує двигуни фірми-виробника Mercedes і Detroit Diesel, які характеризується невисокою потужністю, а фірма Caterpillar використовує двигуни власного виробництва, які мають показники потужності значно вище.

Слід зазначити, що у формуванні комплексів бурового, вантажно-доставного і транспортного обладнання за ознакою «продуктивність рудника» враховувалися також і гірничотехнічні параметри видобутку уранових руд:

– для самохідних бурових машин: діаметр і глибина шпурів, фізико-механічні властивості порід (ФМВП), параметри бурових виробок;



– для ковшових ВДМ: умови навантаження (в камері або в торці виробки), ФМВП, грудкуватість відбитої руди і вихід негабаритних шматків, відстань транспортування, умови розвантаження, уклони і перетин ГВ;

– для автосамоскидів: відстань транспортування, ФМСП, грудкуватість, умови навантаження і розвантаження, параметри ГВ, кут нахилу виробки.

Для реальної оцінки експлуатаційних показників існуючих самохідних машин виконано аналіз і розроблена класифікація ВДМ зарубіжних фірм за вантажопідйомністю в діапазоні від 5 до 20 т (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Класифікація сучасних моделей ВДМ провідних світових фірм за вантажопідйомністю

Назва фірми	Клас за вантажопідйомністю									
	1		2		3		4		5	
	≥ 5 тонн		5-10т		10-15т		15-20т		≤ 20	
	D	E	D	E	D	E	D	E	D	E
Sandvik	LH201 LH202 LH203	LH201E LH202E LH203E	LH307 EJC115LP EJC777 LH209L	LH 306E LH 409E	LH 410 LH 514	TORO 1250E TORO 1400E	TORO0010		LH 621	LH625
Caterpillar			R1300G		R16 00G R17 00G		R2900G		R290G XTRA	
Atlas Copco	ST2D ST2G	EST2D	ST3.5 ST600LP ST710	EST 3.5	ST1030 ST1030LP ST14		ST1520 ST1520 LP			
MTI	LT-210 LT-270 LT-350		LT-650		LT-950					
GHH	LF-4.5	LF-4.5E	LF-6.3 LF-9.3	LF6.3E LF9.3E	LF-12.3	LF-12.3E	LF-17/21	LF17/ 21E		

Обґрунтований вибір ВДМ в значній мірі визначає організацію робіт на горизонті і в цілому по руднику. У зв'язку з цим при виборі типу СО нового покоління виникла необхідність провести комплексні дослідження його експлуатаційної продуктивності в реальних умовах шахтного середовища та рівня взаємозв'язку з діючими схемами забійного і дільничного транспорту, як основної ланки в технології видобутку уранових руд.

Сутність комплексних досліджень полягає у встановленні області ефективного застосування забійного СО нового покоління в специфічних умовах розробки уранових родовищ. Останнє, в зв'язку з відсутністю досвіду застосування придбаного шахтами імпортного обладнання, має велике народногосподарське значення для гірничодобувних галузей України і вимагає всебічного і глибокого вивчення на стадії промислових випробувань.

З метою отримання банку даних про режими роботи та надійності СО і технічного стану його вузлів та агрегатів промислові випробування ВДМ нового покоління проводилися у відповідності до рекомендацій Міждержавної стандарту ДСТУ 26917-2003. «Машини навантажувальні шахтні. Загальні технічні вимоги та методи випробувань» [27].

Досвід використання малогабаритних ВДМ на рудниках СхідГЗК показав, що при камерних системах розробки параметри СО визначається технічними, технологічними і організаційними показниками, які необхідно враховувати при експлуатаційних розрахунках. До таких показників відносяться: тягове зусилля, потужність двигуна і маса самохідної машини; уклон і профіль траси; швидкість і час руху машини з вантажем і без вантажу; довжина гальмівного шляху; обсяг і вантажопідйомність ковша; розміри шматків руди, що випускається з блоку; тривалість одного циклу роботи ВДМ.

У приписах стандарту вказується також, що на машинах, представлених до випробувань, повинні встановлюватися лічильники машино-годин (або кількість циклів) для реєстрації тривалості роботи ВДМ і окремих вузлів.

В процесі промислових випробувань підлягають перевірці такі показники технічної характеристики: експлуатаційна продуктивність; геометрична ємність ковша; габаритні розміри (довжина, ширина, висота транспортна і максимальна); висота розвантаження; швидкість пересування; маса машини; обсяг навантаження.

При цьому відбита гірнична маса за крупністю, об'ємною вагою і абразивністю повинна відповідати параметрам гірничої маси, для навантаження якої призначений певний тип машини.

До показників технічної характеристики шахтних ВДМ відносяться також навантаження на електроприводи, витрата електроенергії і палива, поздовжня і поперечна стійкості, ефективність роботи гальмівних пристроїв, маневреність, відповідність машини санітарно-гігієнічним вимогам за рівнем вібрації, шуму, запиленості та освітленню.

При відпрацюванні рудних родовищ камерними системами розробки з фронтально-торцевих випуском руди процес видалення гірничої маси з очисного блока починається з заїзду ВДМ до камери. Цикл роботи ВДМ з ковшем включає операції: завантаження ковша, транспортування по виробках і розвантаження ковша.

Власне операція завантаження ковша складається з послідовно виконуваних прийомів таких як: опускання ковша на ґрунт виробки; рух машини вперед і впровадження ковша в навал руди; підйом ковша з одночасним завантаженням гірничої маси; рух машини назад.

Тривалість циклу робіт по завантаженню ковша гірничою масою теоретично визначається силовими характеристиками колісних ВДМ, а саме: прискоренням машини; напірним зусиллям при впровадженні ковша в навал руди і зчепленням коліс з дорожнім покриттям.

Дослідженнями експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління було зафіксовано, що при впровадженні ковша в навал випущеної з блоку руди відбувається значне її ущільнення і підвищення опору впровадження ковша в штабель. Більш того, при статичній дії ВДМ на навал руди, сила впровадження ковша, створювана ходовою частиною машини виявляється недостатньою.

Встановлено також, що на умови навантаження впливають такі гірничотехнічні фактори, як властивості відбитої гірничої маси (грудкуватість, щільність та злежуваність), висота навалу, кут нахилу і стан проїжджої частини вантажно-транспортних виробок і висота впровадження ковша над підошвою виробки. У зв'язку з цим при навантаженні руди ВДМ повинна впроваджуватися в навал з розбігу і за рахунок динамічної складової підвищувати ефективність впровадження ковша.

Необхідно також відзначити, що вихід негабаритних шматків руди визначає обсяг разового заповнення ковша, а невідповідність геометричних розмірів транспортних виробок фронту навантаження ВДМ знижує продуктивність машини за рахунок навантаження неосновного обсягу навалу рудної маси. Наприклад, для навантаження рудної маси у бічних стінок виробки потрібно трьох-чотирьох кратне повторення послідовно виконуваних прийомів щодо заповнення обсягу ковша.

Обмежений перетин заїздів накладає додаткові умови на експлуатацію ВДМ і вимагає великого напірного зусилля, яке забезпечується тяговими характеристиками самохідних машин і коефіцієнтом зчеплення коліс з підшовою гірничої виробки (рис.2.6).

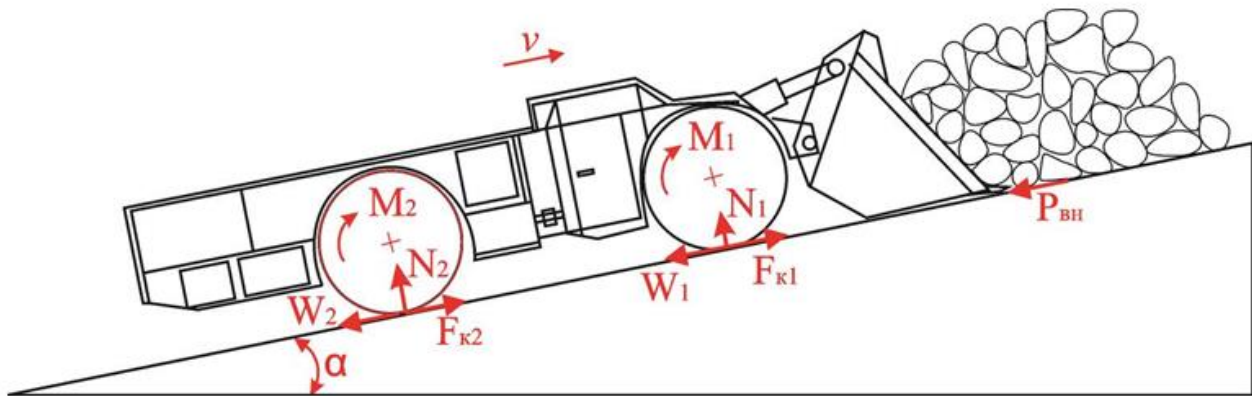


Рис.2.6 – Схема сил, що діють на ВДМ при завантаженні гірничої маси

Розглядаючи процес навантаження руди в ківш як взаємодіючу підсистему «ВДМ – навал руди» можна стверджувати, що сила опору впровадженню ковша  $P_{вн}$  має бути подолано тяговою силою коліс ВДМ  $F_k$ . Тобто, сила зчеплення пневмоколіс ВДМ при статичній дії на навал руди повинна дорівнювати добутку ваги машини на граничний коефіцієнт зчеплення руху з дорогою.

За результатами виконаних досліджень були визначені силові характеристики ВДМ і критерії їх оцінки, що визначають діапазон ефективної дії СО при виконанні процесів навантаження, транспортування руди по виробках і розвантаження її в рудоспуск (табл. 2.5).

Таблиця 2.5 – Критерії оцінки експлуатаційних параметрів транспортно-технологічних процесів переміщення руди в підземних виробках

Аналітична характеристика процесу		Критерії оцінки параметрів
Завантаження руди в ківш	Сила тяги ВДМ $F_k = \frac{1000 \cdot N \cdot \eta}{v}$	<p><math>N</math> – потужність двигуна, кВт; <math>v</math> – швидкість руху ВДМ, м/с; <math>\eta</math> – к.к.д. привода; <math>\psi = 0,45-0,70</math> – коеф. зчеплення коліс з полотном дороги; <math>P_{зч}</math> – зчіпна вага ВДМ, кН (для повнопривідних машин <math>P_{сц} = G_{п}</math>); <math>G_{п}</math> – повна вага машини, кН (<math>G_{п} = G_0</math> для порожніх машин, <math>G_{п} = G_в + G_0</math> для навантажених,); <math>G_в</math> – вага вантажу, кН; <math>G_0</math> – власна вага машини, кН; <math>a = 0,15 \div 0,18</math> – коеф. щільності і абразивності руди; <math>L_{вн}</math> – глибина впровадження ковша в штабель; <math>B_к</math> – ширина ковша, мм; <math>k_н</math> – коеф. висоти штабеля; <math>k_ф</math> – коеф. форми ковша; <math>k_{нк} = 0,8 \div 1,1</math> – коеф. наповнення ковша для крупнокускової руди; <math>Q_T</math> – теорет. продуктивність машини, м<sup>3</sup>/хв; <math>n_ц = 60/t_ц</math> – кількість робочих циклів в хвилину; <math>k_p = 1,4</math> – коеф. розпушення руди; <math>k_a</math> – коеф. додаткового розпушення руди в ковші; <math>t_ц</math> – час черпання руди з урахуванням повторних циклів; <math>k_{ман} = 1,1 \div 1,2</math> – коеф. додаткового часу на маневри машини</p>
	Тягове зусилля ВДМ $F_{max} = 1000 \cdot \psi \cdot P_{зч}$	
	Зусилля впровадження ковша в штабель $P_{вн} = 341a L_{вн}^{1,25} B_к k_н k_ф, \text{кН}$	
	Ємність ковша $V_к = \frac{Q_T k_{нк}}{60 n_ц k_a k_p}, \text{м}^3$	
Час навантаження ковша $t_H = t_ц \cdot k_p \cdot k_{ман}$		
Рух ВДМ у виробках	Сума сил опору руху $W = W_o \pm W_i + W_B \pm W_j$	<p><math>W_o = \omega \cdot G_{п}</math> – сили опору руху коліс з полотном дороги; <math>\omega</math> – коефіцієнт опору руху коліс з полотном дороги, Н/кН; <math>W_i = i G_{п}</math> – сили опору руху що створюються силами тяжіння Н/кН; <math>i = 100 \div 110\%</math> – уклон транспортних виробок; <math>W_B = v \Omega v^2</math> – сили опору повітряного середовища, Н/кН; <math>\Omega</math> – лобова площа СО, м<sup>2</sup>; <math>v = 0,006 \div 0,008</math> – аеродинамічний коеф. для підземних машин; <math>v^2</math> – швидкість вітру (+) – зустрічний, (–) – попутний, м/с; <math>W_j = \pm j_k G_{п}</math> – сили опору при зміні швидкості ВДМ; <math>j_k</math> – прискорення (+) або уповільнення (–) руху машини, м/с<sup>2</sup>; <math>N</math> – потужність двигуна, кВт; <math>k_{н.м} = 0,7 \div 0,85</math> – коефіцієнт використання потужності двигуна; <math>V_к</math> – об'єм ковша ВДМ, м<sup>3</sup>; <math>L</math> – довжина ділянки виробки, км; <math>K_{НК}</math> – коефіцієнт наповнення коша; <math>\gamma</math> – щільність гірничої маси, т/м<sup>3</sup>.</p>
	Швидкість руху: на горизонтальній ділянці $v = 1000 N k_{н.м} k_{тр} k_{в.о} k_н / P;$ з вантажем без вантажу $v_T = \sum L / \sum t_T; \quad v_{п} = \sum L / \sum t_{п}$	
	Тривалість повного циклу $T_ц = t_н + t_{раз} + k_{\partial} (t_в + t_н)$	
	Технічна продуктивність $Q_{ТД} = 60 \frac{V_к \cdot K_{НК} \cdot \gamma}{T_{Ц} \cdot k_P}$	
Розвантаження	Тривалість розвантаження ковша ВДМ $t_r = 31 k_M / 60$	$k_M = 1,1 \div 1,15$ – коефіцієнт, що враховує маневри при розвантаженні руди.

Аналізуючи наведені показники транспортно-технологічних процесів доставки руди в межах блоку можна стверджувати, що в реальних умовах експлуатації тягові характеристики ВДМ будь-якого покоління залежать від потужності двигуна, трансмісії і маси машини і визначаються коефіцієнтами зчеплення і опору руху.

За результатами експертної оцінки раніше виконаних досліджень і узагальнення методик визначення коефіцієнтів зчеплення  $\psi$  шахтних пневмоколісних самохідних машин з різноманітними типами дорожніх покриттів транспортних виробок були встановлені їх межі для різних зон дії ВДМ нового покоління. Прийняті для подальших досліджень коефіцієнти зчеплення  $\Psi$  та опору руху  $\omega$  ВДМ для різних зон їх дії і станів дорожнього покриття транспортних виробок наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Коефіцієнти зчеплення  $\Psi$  та опору руху  $\omega$  ВДМ для різних зон їх дії

№	Зони дії ВДМ	Тип дорожнього покриття транспортних виробок	$\Psi$		$\omega$ , Н/кН
			<i>Суха</i>	<i>Мокра</i>	
1	Навантажувальні заїзди	По розвалу породи	0,45	0,40	200÷300
2	Доставні виробки	Без дорожнього покриття	0,6	0,40	60÷100
3	Дільничні виробки	З укоченою проїжджою частиною дороги	0,55	0,45	100÷150
		З щебеним покриттям	0,70	0,35	30÷45
		З бетонним покриттям проїжджої частини	0,75	0,35	15÷20

Результати шахтних досліджень процесів навантаження і транспортування руди ВДМ в межах очисних блоків показали, що зі збільшенням опору кочення пневматичної шини та з підвищенням вологості дорожнього покриття підвищується витрати палива.

Відомо, що в реальних умовах шахтного середовища ефективна робота ВДМ в режимах транспортування руди під час руху на підйом або гальмуванні на спусках забезпечується стійкою роботою двигуна, яка витрачається на подолання сил опору і на досягнення розрахункових показників швидкості  $v$  і час руху ВДМ з вантажем  $t_r$  і порожняком  $t_n$  на кожній ділянці шляху. При

цьому тягове зусилля на окружності коліс ( $F_k$ ) в кожен момент дорівнює сумі сил опорів ( $W$ ), тобто:

$$F_k = W_o \pm W_i + W_B \pm W_j = W \quad (2.2)$$

де  $W_o$  – сили опору руху коліс по полотну дороги, Н/кН;  $W_i$  – сили опору від ухилу дороги Н/кН;  $W_e$  – сили опору повітряного середовища Н/кН;  $W_j$  – сили опору при зміні швидкості машини (розгін, уповільнення).

Згідно рекомендацій [40] рівняння руху може бути переписано в наступному вигляді:

$$F_k - W_B = W_o \pm W_i \pm W_j = G(\omega \pm i \pm j) \quad (2.3)$$

або

$$\frac{F_k - W_B}{G_m} = \omega \pm i \pm j = D \quad (2.4)$$

де  $\omega$  – питомий опір руху ВДМ, Н/кН;  $i$  – питомий опір від ухилу, Н/кН;  $j_k$  – питомий динамічний опір руху потяга (прискорення «+» або уповільнення «-») руху ВДМ), Н/кН;

Відношення сили тяги, яка реалізується під час руху машини до її повної ваги, записане в лівій частині рівняння (2.4) прийнято називати динамічним опором руху  $D$ .

У розрахунках зазвичай користуються правою частиною рівняння, в якій динамічний фактор виражений питомими опорами руху, %:

$$D = \omega \pm i \pm j \quad (2.5)$$

для усталеного руху машини:

$$D = \omega \pm i \quad (2.6)$$

Відповідно до рекомендацій [12] залежність  $D$  від швидкості руху машини на різних ступенях коробки передач ВДМ графічно виражається динамічною характеристикою.

Потужність двигуна ВДМ (кВт) визначається виразом:

$$N = P v / (1000 k_{TP} k_{B.O} k_H) \quad (2.7)$$

де  $k_{TP} = 0,85 \div 0,9$ ;  $k_{B.O} = 0,9 \div 0,95$ ;  $k_H = 0,95 \div 0,97$  – коефіцієнти втрат потужності, відповідно в трансмісії, у допоміжному обладнанні та в нейтралізаторах вихлопних газів;  $v$  – швидкість руху на найбільш складній ділянці виробки, м/с.

З урахуванням вищевикладеного для ВДМ нового покоління (типу Sandvik LH205), наведено динамічну характеристику, яка відображає залежність тягового зусилля  $F_k$  від швидкості руху  $v$  на різних ступенях передачі (рис. 2.7).

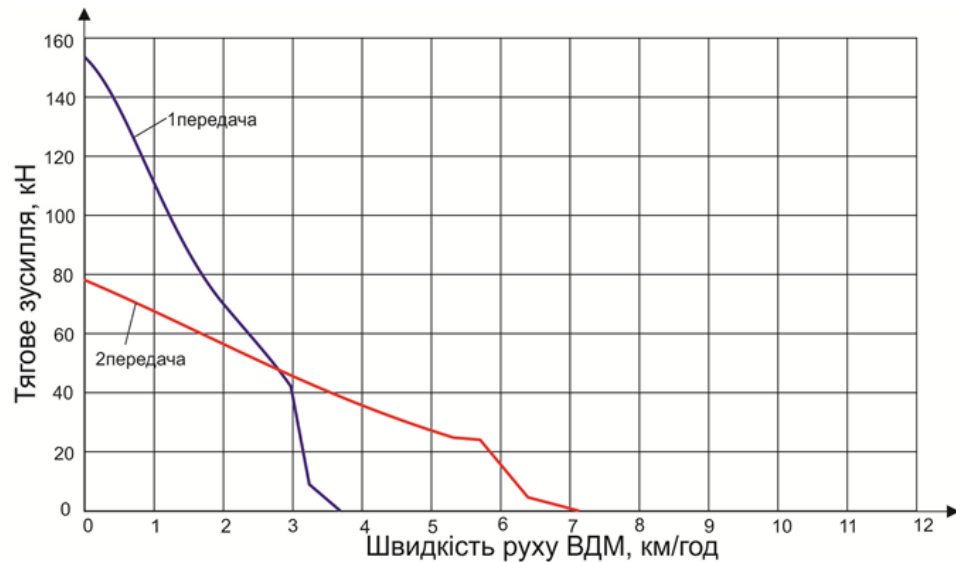


Рисунок 2.7 – Динамічна характеристика самохідного обладнання

На практиці, користуючись динамічними або тяговими характеристиками ВДМ з дизельними двигунами знаходять швидкості руху машин на різних ступенях коробки передач або найбільший ухил шляху, який можна подолати на тій чи іншій передачі.

Необхідно відзначити, що подібні рекомендації та нормативні матеріали, стосовно ВДМ нового покоління, в даний час знаходяться в стадії розробки. З цієї причини гірничодобувні підприємства галузі при виборі експлуатаційних параметрів СО високого технічного рівня користуються застарілими нормативними документами.

Результати виконаних досліджень та експертної оцінки експлуатаційної надійності самохідного бурового, навантажувального і транспортного обладнання, яке застосовується на НКР, дозволили зробити висновки, що в умовах інтенсифікації гірничого виробництва транспортно-технологічні процеси доставки руди необхідно розглядати як події, які формуються в результаті взаємодії транспортних засобів з шахтним середовищем та його негативного впливу на показники роботи СО.



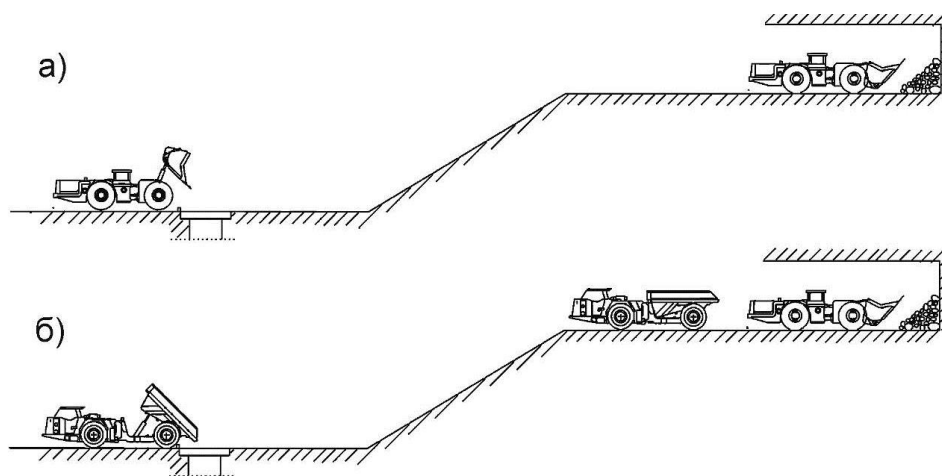
У зв'язку з цим в подальших дослідженнях експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління процес доставки руди від вибою до блокового рудоспуску рекомендовано розглядати як взаємодіє систему «ВДМ – ГВ».

Важливість останнього обумовлена тенденцією застосування високопродуктивної закордонної техніки на рудниках галузі без відповідної ув'язки її характеристик з конструктивними параметрами діючих і проєктованих виробок.

З причини відсутності досвіду застосування ВДМ нового покоління структурно-логічною схемою справжніх досліджень передбачено, при обґрунтуванні експлуатаційних показників їх роботи, враховувати параметри транспортних, вантажно-транспортних і підповерхових гірничих виробок, призначених для експлуатації СО.

Виконаний аналіз особливостей формування транспортно-технологічних схем підземних рудників з урахуванням параметрів СО, а також досвіду ведення очисних робіт на вітчизняних і зарубіжних рудниках показав, що найбільш раціональною для застосування ВДМ нового покоління є система розробки підповерховими штреками.

Обумовлено це тим, що характерні для цієї системи очисні і гірничо-підготовчі виробки формують в межах очисного блоку зону взаємодії різних за призначенням видів гірничотранспортного обладнання (рис. 2.8), а операції навантаження руди і транспортування її ВДМ виконуються однією людиною.

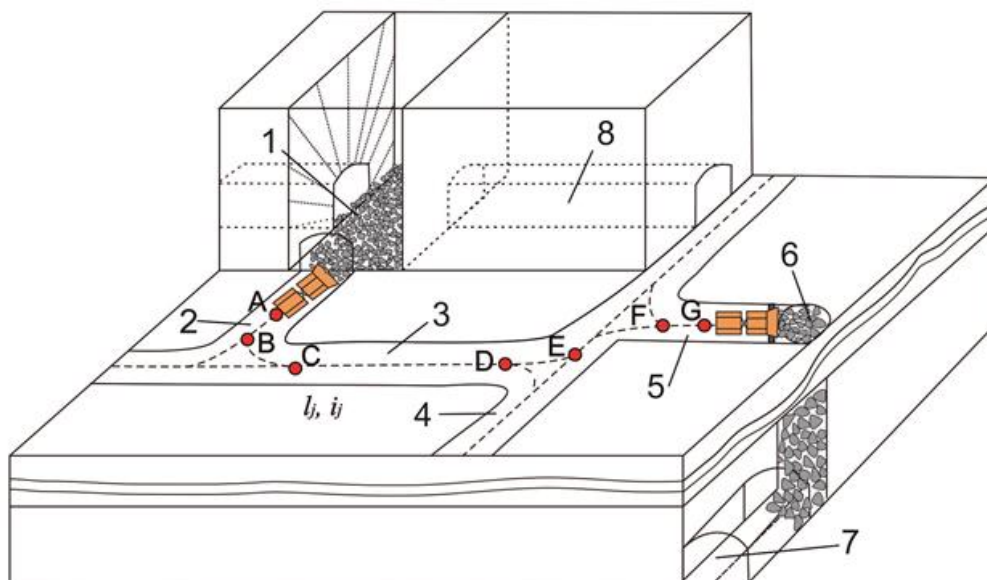


а) виключно ВДМ; б) ВМ + транспортна машина (автосамоскид).

Рисунок 2.8 – Альтернативні схеми транспортування руди в межах блоку

Попередніми дослідженнями [41] встановлено, що транспортно-технологічні схеми, засновані на застосуванні ВДМ нового покоління (рис. 2.8а), дозволяють в 2,5–3 рази підвищити продуктивність роботи в порівнянні з традиційними схемами (рис. 2.8б), коли ківшова вантажна машина працює в комплексі з автономними транспортними засобами

В процесі шахтних досліджень параметрів взаємодії елементів ТТСР підземна траса від пункту навантаження до пункту вивантаження руди в рудоспуск розбивалася на ділянки з характерними станами, процесами, операціями [29], а також із зазначенням характеристик виробок на розрахунковій схемі руху машин (рис. 2.9).



1 – очисний вибій; 2 – навантажувальний заїзд; 3 і 4 – транспортні виробки; 5 – розвантажувальний заїзд; 6 – рудоспуск; 7 – концентраційний горизонт; 8 – підповерхові виробки.

Рисунок 2.9 – Схема транспортування руди в підземних виробках при системі розробки з підповерховим обваленням уранових руд

На рис. 2.9 символами А, В, С...G відмічені потенційно небезпечні ділянки траси, на яких були зафіксовані різної тяжкості недосконалості, зниження експлуатаційних показників ВДМ, а також ушкодження їх вузлів і елементів. Надалі, для характерних ділянок траси із завищеними ухилами,

крутими поворотами, вигинами і станами покриття проїжджої частини були складені програми проведення шахтних досліджень по встановленню потенційних резервів підвищення продуктивності транспортно-технологічних схем доставки руди з очисного блоку до рудоспуску.

Слід зазначити, що в діючих методиках визначення експлуатаційної продуктивності вітчизняних ВДМ при постійних значеннях довжини доставки і об'ємів рудної маси, що перевозиться в ковші, в якості показника надійності транспортно-технологічного процесу приймається середня швидкість руху ВДМ. У розробленій методиці, для уточнення експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління сферу експериментальних досліджень показників, які впливають на їх продуктивність, розширено. Відповідно до приведеної схеми (рис.2.9) для характерних видів робіт і ділянок траси з відповідним типом дорожнього покриття визначалися швидкість руху, величини опору і гальмівний шлях ВДМ та обмежуючі їх чинники (табл.2).

Експериментально підтверджено, що при русі ВДМ під уклон швидкість її обмежується умовами гальмування і конструктивними особливостями силової передачі машини.

Відповідно до діючих до теперішнього часу норм технологічного проектування підземного транспорту гірничодобувних підприємств [27] гальмівний шлях ВДМ при русі під уклон визначається виразом:

$$L_T = t_P v / 3,6 + k_E v^2 / [254(\varphi + \omega_0 - i)], \text{ м}; \quad (2.8)$$

де  $t_P$  – час реакції водія і холостого ходу гальм, с;  $v$  – швидкість руху ВДМ, м/с;  $k_E = 1,5$  – коефіцієнт експлуатаційного стану гальм машини;  $\varphi$  – коефіцієнт зчеплення;  $\omega_0$  – коефіцієнт основного опору руху ВДМ;  $i$  – ухил виробки (перевищення в метрах на 1000 м шляху).

З урахуванням діючих в галузі рекомендацій експлуатаційні розрахунки швидкості і часу руху завантаженої ВДМ виконувалися послідовно для всіх ділянок траси від забою (А-В) до рудоспуску (F-K) і порожняком в зворотному напрямку.

В підземних умовах розробки уранових родовищ розрахункові показники сили тяги  $F_k$  на окружності коліс ВДМ при встановленому русі визначалися для кожної ділянки з урахуванням ваги машини, питомого ходового опору руху коліс з дорогою та реальних характеристик транспортних виробок (табл. 2.7):

$$F_k = G(\omega \pm i) \quad (2.9)$$

За результатами моделювання процесів випуску [42] і транспортування руди в гірничих виробках зі знакозмінним профілем шляху та теоретичних розрахунків для найбільш важкої ділянки траси встановлювався гальмівний шлях ВДМ і експериментально для конкретного типу дорожнього покриття, перевірялася відсутність буксування коліс за умови  $F_{\max} > W_{\max}$ . Тобто коли тягове зусилля на окружності коліс ( $F_k$ ) більше суми сил опору ( $W$ ).

Таблиця 2.7 – Показники взаємодії елементів системи «вантажно-доставна машина – гірниче середовище» на різних ділянках траси

Ділянка траси	Вид роботи ВДМ	Характеристика траси			Сила тяги Н/кН	Гальмівний шлях, м	Середня швидкість, м/с
		Тип дорожнього покриття	Довжина ділянки, м	Ухил (-) Під'їм(+) %			
A – B	Навантаження гірничої маси	По розвалу породи	$l_1$	$i_1$	$F_{k1}$	$L_{T1}$	$v_1;$ $v'_1$
C – D	Доставка в межах блоку	Без дорожнього покриття	$l_2$	$i_2$	$F_{k2}$	$L_{T2}$	$v_1;$ $v'_1$
E – F	Транспорт по дільничним виробкам	Укочена проїжджа частина дороги	$l_3$	$i_3$	$F_{k3}$	$L_{T3}$	$v_3;$ $v'_3$
		Щебенево покриття	$l_3$	$i_3$	$F_{k3}$	$L_{T3}$	$v_3; v'_3$
		Бетонне покриття проїжджої частини	$l_3$	$i_3$	$F_{k3}$	$L_{T3}$	$v_3;$ $v'_3$
F – G	Розвантаження руди в рудоспуск	Бетонне покриття заїзду	$l_4$	$i_4$	$F_{k4}$	$L_{T4}$	$v_4;$ $v'_4$

За результатами моделювання процесу транспортування руди в транспортних виробках зі знакозмінним профілем колії і теоретичних розрахунків для найбільш складної ділянки шляху встановлювався гальмівний шлях ВДМ і експериментально для конкретного типу дорожнього покриття, перевірялося відсутність буксування коліс з умови  $F_{\max} > W_{\max}$ .

Наведені в табл. 2.7 і на рис.2.9 показники характеризують:

$l_1 - l_4$  – довжини досліджуваних ділянок АВ ... FG на маршруті А – G;

$i_1 - i_4$  – уклони шляху на досліджуваних ділянках АВ – FG;

$v_1 - v_4$  – швидкості руху ВДМ з вантажем на ділянках маршруту АВ – FG;

$v'_1 - v'_4$  – швидкості руху порожньої ВДМ на досліджуваних ділянках маршруту АВ – EF;

Відповідно до [28] для ВДМ по тяговій або динамічній їх характеристиці визначалися швидкості руху порожньої ВДМ  $v_{II}$  і з вантажем  $v_r$ , а також час руху по кожній ділянці шляху з вантажем  $t_r$  і порожняком  $t_{II}$ :

$$t_r = \frac{60 Lk}{v_r} \qquad t_{II} = \frac{60 Lk}{v_{II}} \qquad (2.10)$$

де  $k = 1,2 \div 1,3$  – коефіцієнт, що враховує додатковий час на розгін, уповільнення і зупинки ВДМ в дорозі.

Експериментально було доведено, що технічний стан транспортних виробок, які обслуговують очисні блоки НКМ і їх конструктивні параметри не відповідають експлуатаційним показниками ВДМ нового покоління. Обумовлено це тим, що відповідно до чинних в галузі нормативних документів, традиційно застосовується технологія підготовки вантажно-транспортних виробок, яка не передбачає створення в них штучного покриття проїжджої частин через низькі швидкості ВДМ першого покоління.

У зв'язку з цим ефективно застосування вантажно-доставної техніки високого технічного рівня вимагає створення відповідних умов, а саме:

- ухили виробок (до  $8^\circ \div 10^\circ$ ) з допустимими радіусами кривих для вписування машин;
- раціональні відстані доставки руди в виробках відповідного перетину з адекватним дорожнім покриттям;
- максимальний розмір кондиційного шматка повинен відповідати місткості ковша;
- створення системи оперативного діагностування і технічного обслуговування ВДМ.

## **2.3. Результати досліджень параметрів взаємодії елементів транспортно-технологічної системи «ВДМ – ГВ»**

### **2.3.1. Програма та методика шахтних досліджень параметрів взаємодії елементів системи «ВДМ – ГВ»**

Зростаюча потреба атомних електростанцій в природному урані зумовила необхідність створення і впровадження ефективних систем розробки уранових родовищ, заснованих на комплексній механізації трудомістких процесів і забезпечують високу продуктивність рудників.

Специфіка транспортування гірничої маси самохідним обладнанням включає цілий ряд обмежень, які не дозволяють експлуатувати транспортні машини на повну потужність. Раніше виконаними дослідженнями встановлено, що на продуктивність, впроваджуваних в галузі ВДМ високого технічного рівня, в більшій мірі впливають параметри шахтного середовища, які постійно змінюються в часі і просторі, а саме гірничотехнічні умови розробки, параметри підземних виробок, стан дорожнього покриття траси та ін. [39].

Забезпечити ефективну роботу динамічної підсистеми «ВДМ – ГВ», можливо шляхом створення штатних умов взаємодії елементів системи ТТСР, підвищення адаптаційної здатності самохідного обладнання і впровадження оперативних методів діагностування та контролю їх стану.

У зв'язку з цим транспортно-технологічні процеси переміщення гірничої маси і адаптаційна здатність ВДМ нового покоління розглядаються комплексно з урахуванням зміни параметрів підземних гірничих виробок і впливу їх профілю на роботу самохідного обладнання. Використовувані в роботі методи і засоби комплексних досліджень спрямовані на вивчення особливостей взаємодії елементів ТТСР в умовах невизначеності, тобто в постійно змінюваних умовах шахтового середовища.

Відповідно до технологічних схем транспортування руди (рис. 2.8 а, б) взаємодіюча система може включати ківшову ВДМ або вантажну і транспортну

машини, а також параметри гірничої виробки (профіль, радіус заокруглення, ширина виробки). Досліджувані показники підсистем приведені в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Досліджувані показники підсистем

Об'єкт дослідження	Досліджувані показники підсистем	Досліджувані показники	Характеристика факторів
Профіль транспортних виробок з характерними нерівностями (задинами і виступами)	Поверхні підшви підземних транспортних виробок	Висота виступів і глибина западин	Характер розподілу нерівностей (западин і виступів) в транспортних виробках;
		Амплітуда нерівностей	Величина амплітуди нерівностей
		Профіль траси транспортної виробки	Викривлення профілю траси; Характер утворення колії транспортних виробок з плином часу
Процес руху СО по виробках складної конфігурації	Коливання самохідного обладнання в процесі руху	Швидкість самохідного обладнання	Плавність ходу машини
		Координати відхилення самохідного обладнання щодо проектної осі	Вплив швидкості обладнання на відхилення самохідного обладнання
Процеси заповнення ковша, транспортування, вивантаження і маневрові операції	Режими роботи самохідного обладнання	Тимчасові параметри транспортно-технологічних операцій	Вплив швидкості переміщення на загальні часові параметри в технологічному процесі при розробці уранових родовищ із застосуванням СО

Основною метою експериментальних досліджень є отримання фактичних показників зміни профілю траси і ступеня їх впливу на експлуатаційні показники самохідного обладнання для встановлення параметрів адаптації ВДМ при транспортуванні вантажів в підземних виробках складної конфігурації.

Для обґрунтування ефективної роботи, параметрів та конструкції ВДМ в постійно змінюваних умовах експлуатації були сформульовані завдання подальших досліджень, а саме:

1. Дослідити реальні профілі підшви гірничих виробок на ділянках роботи ВДМ;

2. Визначити основні статистичні характеристики мікропрофілю правої і лівої колії шахтної дороги без покриття на характерних ділянках транспортних виробок;

3. Встановити максимальні величини відхилень корпусу ВДМ під час її руху від проектної осі гірничої виробки;

4. Виконати хронометражні дослідження експлуатаційних режимів роботи СО.

Структурно-логічною схемою передбачено, що результати виконаних досліджень взаємодіючих підсистем послужать базою для обґрунтування параметрів ресурсо- і енергозберігаючих ТТСП із застосуванням СО нового покоління, що забезпечують поетапне підвищення виробничої потужності підприємств галузі та збільшення обсягів видобутку стратегічної енергосировини.

Для вирішення завдань взаємодії ВДМ з дорожнім покриттям була розроблена розрахункова схема встановлення експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління [29], що забезпечують ресурсо- та енергозбереження при доставці вантажів в підземних виробках складної конфігурації (рис. 2.10).

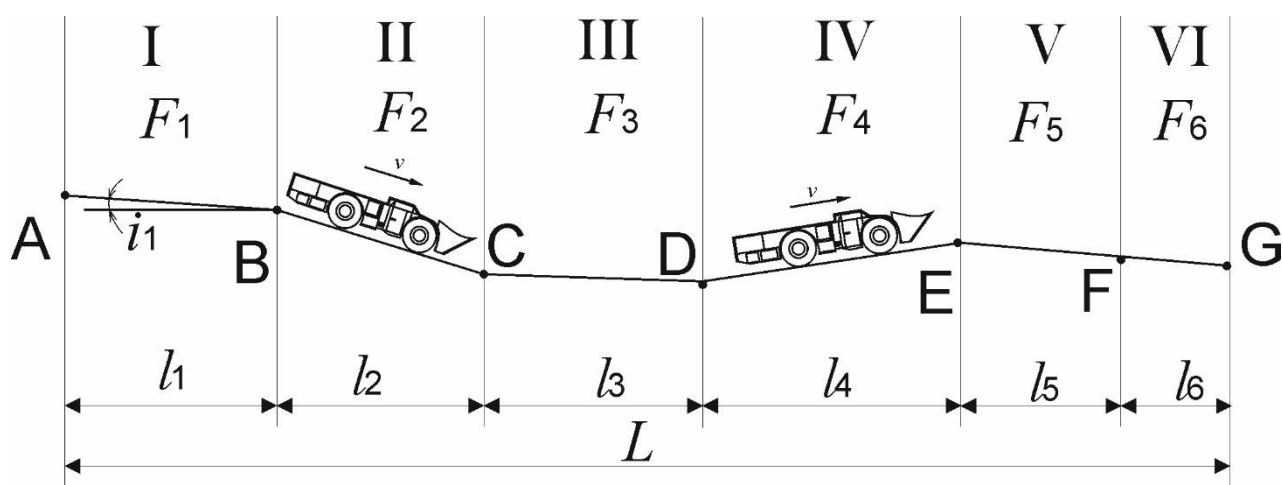


Рисунок 2.10 – Розрахункова схема встановлення експлуатаційних параметрів ВДМ в підземних виробках зі знакозмінним профілем траси

Технічна характеристика ВДМ Atlas Copco ST3.5A приведена в табл. 2.9.



Таблиця 2.9 – Технічна характеристика ВДМ Atlas Copco ST-3.5

Найменування параметра, одиниці виміру	Значення
Місткість ковша, м <sup>3</sup>	3,5
Двигун Deutz DieseL	F8L-413FW (136 kW)
Ширина ковша, мм	1956
Максимальна висота завантажуються транспортних засобів, мм	1830
Середня швидкість пересування, км/год.	
– 1 ступінь передачі	4,8
– 2 ступінь передачі	16,0
– 3 ступінь передачі	26,0
Максимальний розмір шматка занурюваної гірничої маси, мм	800
Максимальний коефіцієнт тривкості гірської породи за шкалою проф.. М. М. Протодьяконова	18
Час операцій роботи ковша, сек.	
– час підйому	6,5
– час опускання	3,6
– час перекидання	3,2
Навантаження на осі, кг	
Без вантажу	
– Передня вісь	7950
– Задня вісь	9560
З вантажем	
– Передня вісь	18050
– Задня вісь	6670
Маса машини, кг	17510
Мости провідні	
Передній міст	з жорсткою підвіскою
Задній міст	з балансирною підвіскою
Стандартні шини	17.5x25 L5S, 20ply
Габаритні розміри машини, мм:	
– ширина	1956
– висота (з кабіною)	2247
– довжина	8458
Радіус повороту, мм	
– Зовнішній	5388
– Внутрішній	2561
Кут складання	±42,5°

Показники взаємодії ВДМ з дорожнім покриттям визначались згідно з розрахунковою схемою (рис. 2.10), де основним параметром ВДМ у шахтових умовах було взято силу тяги  $F$  машини на викривлених у профілі та плані ділянках траси і довжину гальмівного шляху під час руху вниз [29].

Відповідно до зображених на схемі реальних ділянок шляху показники  $F_1, F_2, \dots, F_n$ , визначаються з урахуванням наступних чинників:

$$F_n = f(P, \alpha_n, \beta_n, l_n, w_n, v_n) \quad (2.11)$$

де  $P$  – зчіпна вага ВДМ, Н;  $\alpha_n$  – кут зміни профілю траси на кожній ділянці відповідно, град;  $\beta_n$  – кут повороту траси на ділянці, град;  $l_n$  – довжина ділянки, м;  $w_n$  – коефіцієнт опору руху;  $v_n$  – швидкість руху машини на ділянці, м/с.

Програма та методика (Додаток 1) шахтового експерименту по визначенню раціональних параметрів ТТСР в межах заданого маршруту між навантажувальним заїздом (позиція А) і рудоспуском (позиція Г) складається з декількох етапів.

На початковому етапі досліджень підземна траса розбивається по пікетах на характерні ділянки з відповідними подіями, тобто відстанями прямолінійних і криволінійних ділянок, ухилами, радіусами поворотів, заїздами для маневрових робіт, типами дорожнього покриття та іншими ознаками.

Для об'єктивної оцінки впливу шахтового середовища на експлуатаційні параметри ковшових ВДМ в умовах Смолінської шахти був виконаний аналіз реальних поздовжніх і поперечних профілів підосви підземних транспортних виробок, пройдених буропідричним способом. З метою побудови моделі взаємодії ВДМ з шахтним середовищем реальний профіль траси транспортної виробки розглядався як сукупність нерівностей – послідовно розташованих виступів і западин довільної форми (рис. 2.11).

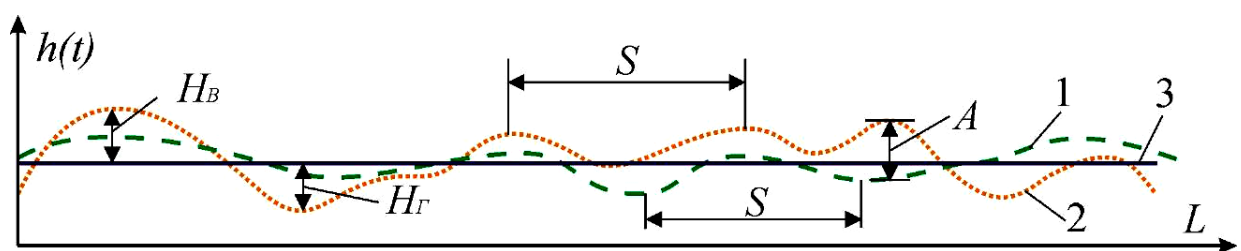


Рисунок 2.11 – Параметри нерівностей поверхні ґрунту гірничих виробок

За основні параметри профілю траси було взято довжину нерівностей –  $S$ , висоту виступів –  $H_B$ , глибину западин –  $H_T$ ; відхилення між лівою і правою коліями –  $A$ .

Раніше виконаними дослідженнями встановлено, що в результаті дії вибуху підшва гірничих виробок в межах очисного блоку має випадкову геометричну поверхню. В процесі взаємодії ВДМ з нерівностями шахтної дороги в конструкції машини виникають коливальні процеси у вигляді вертикальних і горизонтальних переміщень, а також деформації і прискорення.

За результатами шахтових спостережень встановлено, що на підповерхових і дільничних транспортних виробках, що не мають дорожнього покриття, в результаті багаторазових наїздів ВДМ на поверхні шахтних доріг утворюються колії з типовими видами нерівностей.

Під час руху ВДМ по нерівностям шахтної колії виникають вертикальні, горизонтальні поздовжні і поперечні переміщення. Поздовжні переміщення провокують галопування машин, горизонтальні викликають відхилення від заданого напрямку [41].

Для встановлення параметрів взаємодії ВДМ з профілем транспортних виробок була обрана шахтна дорога без покриття, тобто з найбільш важкими дорожніми умовами. Характерний вид ділянки шахтної дороги без покриття, розташований в транспортній виробці наведено на рис. 2.12.



Рисунок 2.12 – Характерний вид шахтної дороги виробки без покриття

Існуючі методики визначення експлуатаційних параметрів самохідних машин не враховують при розрахунках вплив нерівностей шахтних доріг і коливальних процесів.

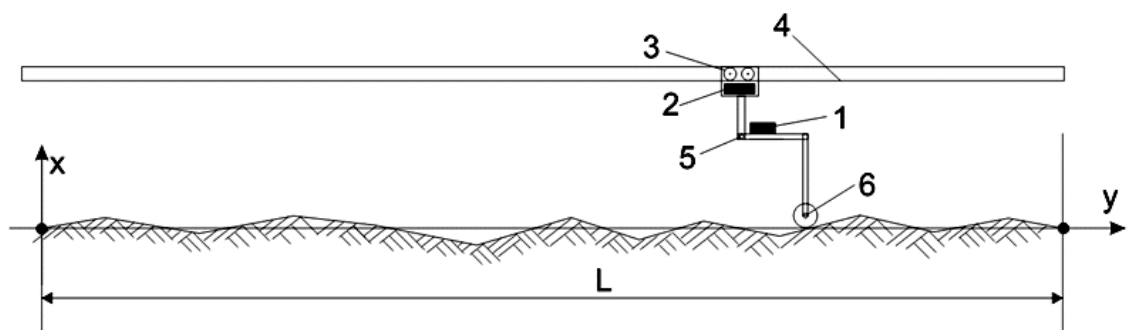
На практиці використовують два методи вимірювання і запису профілю дорожніх нерівностей:

- прямий запис з дискретним або безперервним відліком;
- непрямий запис з перетворенням профілю в кінематичні параметри (швидкість, прискорення) рухомих коливальних систем із заздалегідь відомою передавальною функцією.

У процесі досліджень було встановлено, що даний тип шахтної дороги має чітко виражені колії руху самохідного обладнання. Виходячи з цього, вимір нерівностей шахтної дороги без покриття здійснювався по правій і лівій коліях, профілі яких визначають обурюючий вплив на рух самохідного обладнання.

Нульова вісь профілю колії в межах обраної ділянки, довжиною 50 метрів, визначалася за допомогою маркшейдерської зйомки. Для цього через кожні 5 метрів встановлювалися нульові позначки, які нумерувались в порядку зростання від початку ділянки у напрямку до вибою.

Прямий метод безперервного вимірювання профілю виконувався за допомогою вимірювальної системи, що складається з направляючої рейки, по якій за допомогою роликів і двигуна переміщується рамка з колесом діаметром 10мм і цифровим кутомір для реєстрації інформації (рис. 2.13).



1 – цифровий кутомір; 2 – двигун; 3 – ролик; 4 – рейка; 5 – шарнірне з'єднання; 6 – колесо.

Рисунок 2.13 – Схема визначення профілю шахтної дороги

Розроблена технологія інструментальних замірів профілю транспортної виробки передбачає поетапне виконання досліджень.

На першому етапі досліджень візуально на підшві виробки визначається контур правої і лівої колій. Для оперативного встановлення в якості базової рейки застосовується рейка завдовжки 3 метри, яка фіксується за допомогою стійок, що демонтуються відразу після виміру. За встановленою рейці зі швидкістю  $v = 0,113$  м/с рівномірно пересувається каретка, до якої приєднана рамка з шарнірним з'єднанням і колесо.

Довжина вимірюваної ділянки може змінюватися, шляхом приєднання двох-трьох рейок. Після вимірювання першої ділянки колії рейка встановлюється на наступній ділянці, а порядок вимірювання і реєстрації нерівностей профілю правої і лівої колії шахтної дороги без покриття ідентичний. При цьому під час вимірювання наступної ділянки, рейка встановлюється на рівні, відповідному рівню розташування рейки при першому вимірюванні і за певним контуром колії.

Таким чином, вимір і реєстрація нерівностей профілю правої і лівої колій шахтної дороги без покриття на ділянці завдовжки 50 метрів здійснюється відрізками, утвореними напрямними рейками, без зміни положення горизонтальній площині.

Слід зазначити, що профіль шахтової дороги формується в результаті руху по виробці технологічного обладнання. У зв'язку з цим параметри профілю шахтної дороги визначаються не тільки фізико-механічними властивостями і гіпсометрією порід підшви виробки, але і експлуатаційними характеристиками використовуваного самохідного обладнання.

В реальних умовах шахтового середовища визначалися фактичні показники стану траси без дорожнього покриття, такі як: висота виступів  $H_v$ , глибина западин  $H_g$ , и довжина нерівностей  $S$ . Доцільність встановлення довжини нерівностей обумовлена тим, що саме цей показник технічного стану траси провокує інтенсивні коливання пневмоколісних машин у вертикальній площині. За результатами досліджень профілів шахтних виробок, пройдених

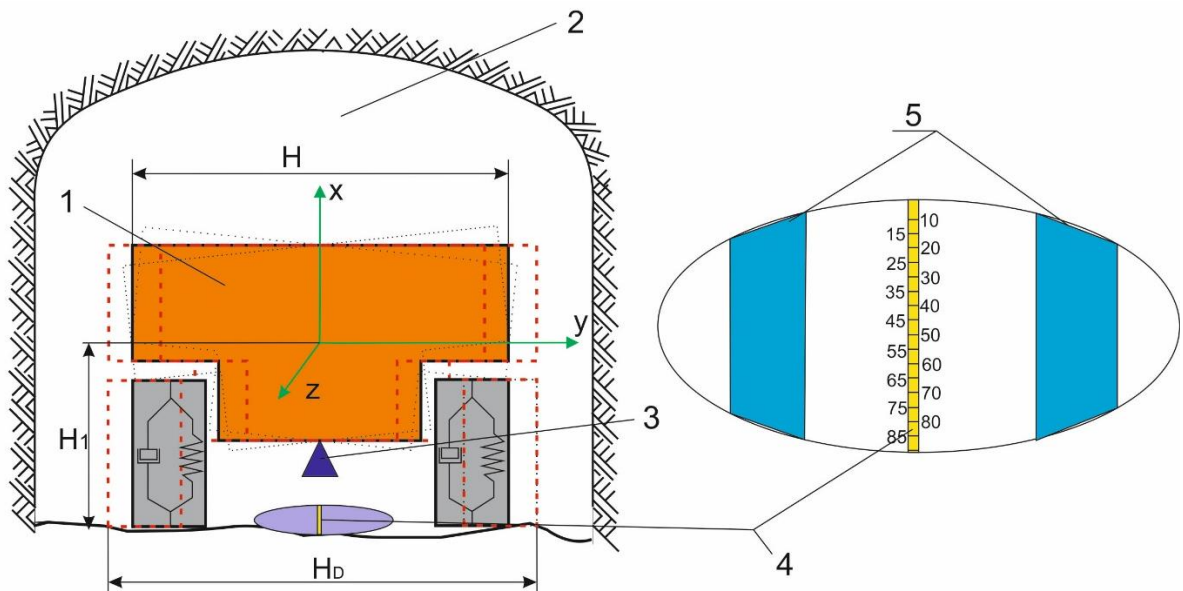
буропідричним способом, було встановлено, що негативні поздовжні коливання машини, такі як галопування, багато в чому визначаються конструктивними параметрами ВДМ, швидкістю її руху і довжиною нерівностей  $S = 2\pi/L$ .

В процесі шахтних спостережень було також зафіксовано, що довжина нерівностей істотно впливає також і на технологічні показники роботи пневмоколісних ВДМ. Експериментально доведено, що з порушенням плавності ходу руху ВДМ в транспортній виробці знижується її вантажна здатність. Обумовлено це тим, що профіль підшви транспортної виробки більшою мірою визначає вертикальні прискорення ВДМ, при яких, з кожним наступним циклом доставки руди до рудоспуску, збільшується обсяг налипання зволоженої рудної маси в ковші. Встановлено, що через пошарове налипання рудної маси до кінця зміни знижуються корисний об'єм ковша і пропускна здатність транспортних виробок, а також підвищуються питомі енерговитрати на транспортування «мертвого вантажу».

Для визначення рівня прискорень, що діють на машину в процесі її руху, і оцінки відповідності отриманих значень допустимим за технічними умовами необхідно:

- визначити швидкість руху, при якій рівень прискорень досягає гранично допустимих значень;
- оцінити плавність ходу машини;
- визначити поздовжні відхилення ВДМ.

Під час руху ВДМ в гірничих виробках, його маси роблять різні лінійні, кутові і поперечні коливання, які крім налипання гірничої маси в ковші, призводять до зниження продуктивності обладнання, збільшення витрати палива і вихлопних газів, а також зменшення надійності і довговічності машини. Виникають ці коливання через нерівності поверхні підшви виробки – виступів і западин, утворених в міцних породах при використанні буропідричного способу. Схема відхилення траєкторії руху самохідного обладнання в гірничій виробці без дорожнього покриття та розміщення вимірювальної апаратури на ньому, наведена на рис. рис. 2.14.



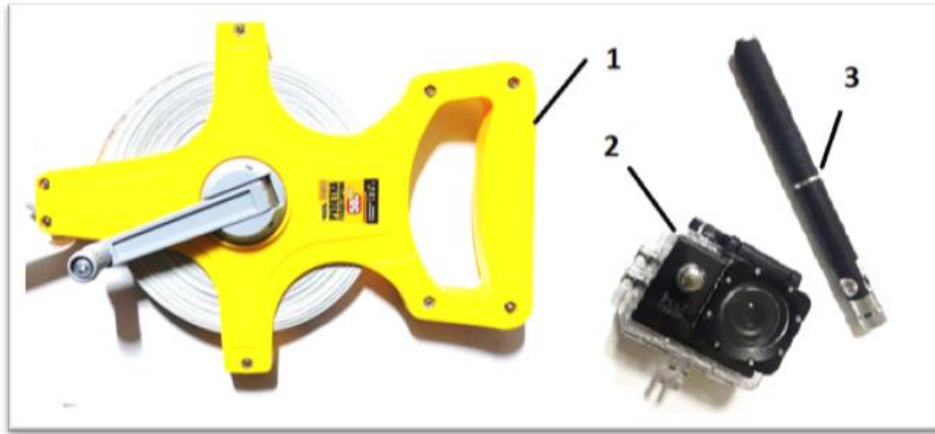
1 – вантажно-доставна машина; 2 – гірничча виробка; 3 – відеокамера; 4 – вимірювальна рулетка; 5 – колія;  $H$  – ширина ВДМ;  $H_1$  – висота центра мас;  $H_D$  – динамічна ширина проїжджої частини.

Рисунок 2.14 – Схема відхилення траєкторії руху ВДМ в гірничій виробці без покриття шахтної дороги

Програмою досліджень передбачено встановити фактичні бічні відхилення корпусу під час руху ВДМ від проектної осі виробки з реальним профілем її підшви (без дорожнього покриття).

Випробування виконуються при сталому русі ВДМ на дорозі без дорожнього покриття. Досліджуються режими руху порожньої машини і з повним навантаженням. З метою визначення середньоквадратичних значень відхилення ВДМ довжина ділянки виміру при випробуваннях повинна бути не менше 50 м. Для встановлення залежностей експерименти виконуються при русі ВДМ на робочих швидкостях.

Вимірювання відхилення ВДМ здійснюється комплексом обладнання, що складається з вимірювальної рулетки (50м.), відеокамери, лазерного покажчика та персонального комп'ютера для обробки результатів (рис. 2.15).



1 – вимірювальна рулетка (50м.); 2 – відеокамера; 3 – лазерний покажчик.

Рисунок 2.15 – Комплект вимірювальної апаратури

Відповідно до програми дослідження ТТСР для вимірювання відхилень ВДМ відеокамеру закріплюють по центру ВДМ на ківш, направляючи об'єктивом на вимірювальну рулетку, яку розміщують по центру виробки. Для обробки відеозйомки відхилення ВДМ фіксуються лазерним світлом.

На рис. 2.16 представлена схема розташування вимірювальної апаратури на ковші ВДМ.



Рисунок 2.16 – Схема розташування вимірювальної апаратури на ВДМ



Порядок проведення експерименту. Перед випробуваннями оператор повинен зробити кілька заїздів по заданому маршруту, щоб звикнути до нього.

Машина і шини повинні бути прогріті до робочої температури пробігом в 10 км. Паралельно готується вимірювальна апаратура.. Перед початком вимірювань записуються нульові лінії. Те ж саме повторюється в кінці запису.

Всі виміри виконуються під час руху машини ковшем вперед і назад. Водій розганяє машину таким чином, щоб за 20–50 м до початку ділянки виробки, в якій зафіксовано вимірювальну рулетку, мати задану швидкість руху. У момент входу машини на ділянку виміру оператор включає вимірювальну апаратуру. Заїзд повторюють, якщо буде виявлено несправність апаратури або виникають збурення, що не пов'язані з нерівностями дороги.

### **2.3.2. Результати досліджень експлуатаційних параметрів самохідного обладнання при розробці уранових родовищ**

Для отримання експлуатаційних показників роботи вантажно-доставних машин нового покоління структурно-логічною схемою досліджень передбачений комплекс експериментів в реальних умовах шахтного середовища. Відповідно до методики шахтних випробувань ВДМ було проведено серію експериментальних досліджень профілю шахтної дороги і умов взаємодії елементів транспортно-технологічної системи «ВДМ – ГВ».

Експериментальні дослідження профілю шахтної дороги без покриття проводилися з метою:

– отримання конкретних реалізацій і визначення основних статистичних характеристик профілю шахтної дороги без покриття в дільничних виробках експлуатаційного блоку;

– розробки моделі збуреного впливу профілю шахтної дороги без покриття на плавність руху ВДМ в дільничних виробках.

Експериментальні дослідження профілю шахтної дороги без покриття виконувалися в умовах шахти «Смолинська» ДП «СхідГЗК». Для дослідження

було обрано шахтну дорогу дільничної виробки з найбільш складними дорожніми умовами. Під дорожніми умовами, згідно ДСТУ 2935-94, розуміємо сукупність транспортно-експлуатаційних та ергономічних характеристик дороги, її обладнання, технічних засобів регулювання дорожнього руху та інших факторів, які впливають на експлуатаційні властивості, режим та безпеку руху [43].

Перше завдання дослідження профілю шахтної дороги вирішено за допомогою вимірювальної системи прямого методу, що складається з безперервного виміру профілографа і реєстрації отриманих даних.

За результатами проведеного обміру профілю шахтної дороги без покриття були отримані профілограми правої і лівої колії ділянок довжиною від 20 до 30 метрів. З метою виключення загальних ухилів при побудові профілограм правої і лівої колії шахтної дороги без покриття, так як досліджувана гірнична виробка має ухил  $5^\circ$ , який мало впливає на динаміку руху самохідного обладнання, було проведено графічне вирівнювання профілограм. Під графічним вирівнюванням профілограм розуміємо поворот профілограми навколо початкової точки вимірювання профілю на кут рівний загальному ухилу виробки. Профілограми правої і лівої колій досліджуваних ділянок шахтної дороги без покриття, розташованих у дільничних виробках, які отримані після графічного вирівнювання представлені на рис. 2.17

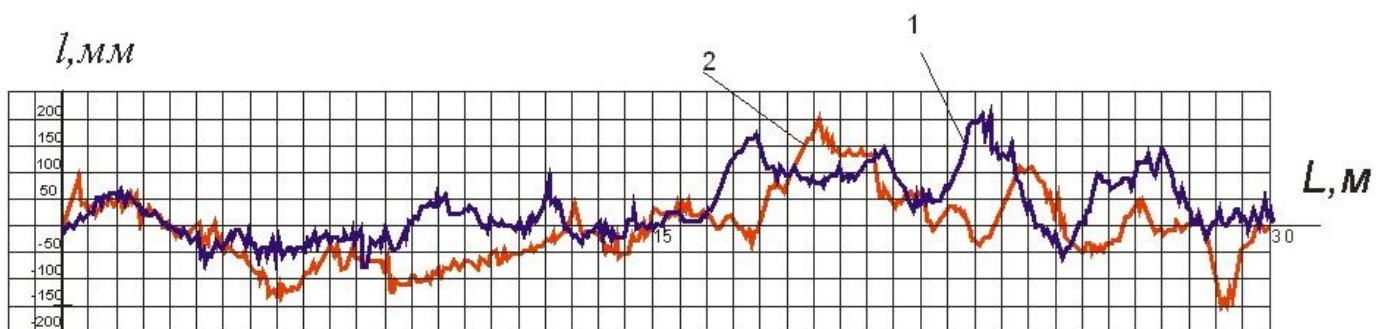


Рисунок 2.17 – Профілограми правої 1 та лівої 2 колій  
(М1:200 по довжині траси)

Прийнято вважати, що профіль дороги математично описується випадковою функцією, а як слід перетину вертикальною поверхнею представляє конкретну реалізацію  $H(l)$  даної функції. У загальному випадку

профіль доріг є нестационарною випадковою функцією, що визначається наявністю загальних уклонів, підйомів і хвилеподібного шахтного профілю. Виключивши з шахтного профілю зазначені його особливості, профіль шахтної дороги можна розглядати як стаціонарну випадкову функцію, що володіє властивістю ергодичності. Таке припущення дозволяє отримати основні статистичні характеристики профілю шахтної дороги по одній його реалізації.

Для оцінки умов взаємодії елементів транспортно-технологічної системи рудника «ВДМ – ГВ» був проведений комплекс експериментальних досліджень, сутність яких полягала у встановленні відхилень ВДМ при сталій швидкості руху машини з вантажем та без вантажу в ковші по транспортній виробці без покриття.

За результатами комп'ютерної обробки з зафіксованої інформації визначаються максимальні відхилення, закони розподілу відхилення, діапазон швидкостей машини при якому відхилення відповідають гранично допустимому рівню.

Для встановлення показників ефективності роботи самохідного обладнання було проведено хронометражні спостереження організації транспортно-технологічних процесів в реальних умовах гірничого виробництва.

Відповідно до програми хронометражних спостережень, в процесі роботи самохідного обладнання встановлювалися витрати часу на подолання шляху пробігу ВДМ від точки завантаження ковша в навантажувальних заїздах до точки розвантаження його в рудоспуск і виконання обсягів допоміжних робіт при навантаженні гірничої маси і операцій по роз'їзду навантажених і зустрічних машин без вантажу.

Повний час обороту машини  $t_0$  від навантажувального заїзду очисного блоку до рудоспуску включає:

$$t_0 = t_N + t_G + t_V + t_P, \text{ с}; \quad (2.11)$$

де  $t_N$  – час навантаження руди в ківш машини, с;  $t_G$  – час руху машини з вантажем від навантажувального заїзду очисного блоку до рудоспуску, с;

$t_V$  – час вивантаження руди з ковша машини в рудоспуск з урахуванням маневрових операцій, с;  $t_P$  – час руху машини назад без вантажу, с.

Результати досліджень часу виконання операцій з навантаження, транспортування і вивантаження руди в рудоспуск наведені в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Результати хронометражу експлуатаційних параметрів ВДМ

Найменування операцій	Номер та результат дослідження тривалості операції, с				Сер.ариф-не вибірки	Сер.-кв-ад-не відхилення	Відносна похибка %	Результати вимірювань	Довірча ймовірність	Примітка
	1	2	3	4						
Навантаження гірничої маси в очисному вибої	1	42,0	6	48,0	50,9	4,2	13,2%	50,9±4,2	0,96	
	2	50,0	7	56,0						
	3	53,0	8	53,0						
	4	53,0	9	47,0						
	5	53,0	10	54,0						
Рух ВДМ з вантажем до рудоспуску	1	169,0	6	165,0	162,7	5,8	18,3%	162,7±5,8	0,96	
	2	165,0	7	160,0						
	3	168,0	8	165,0						
	4	152,0	9	154,0						
	5	167,0	10	162,0						
Вивантаження гірничої маси в рудоспуск з урахуванням маневрових операцій	1	17,0	6	20,0	24,1	7,4	23,5%	24,1±7,4	0,96	
	2	25,0	7	20,0						
	3	30,0	8	35,0						
	4	20,0	9	30,0						
	5	12,0	10	32,0						
Рух порожньої ВДМ до очисного вибою	1	113,0	6	117,0	114,4	2,3	16,5%	114,4±2,3	0,96	
	2	113,0	7	120,0						
	3	114,0	8	114,0						
	4	113,0	9	113,5						
	5	113,0	10	113,0						

За результатами хронометражних спостережень режимів роботи ВДМ нового покоління були побудовані гістограми розподілу фактичного часу на виконання транспортно-технологічних процесів (рис. 2.18 – 2.19).

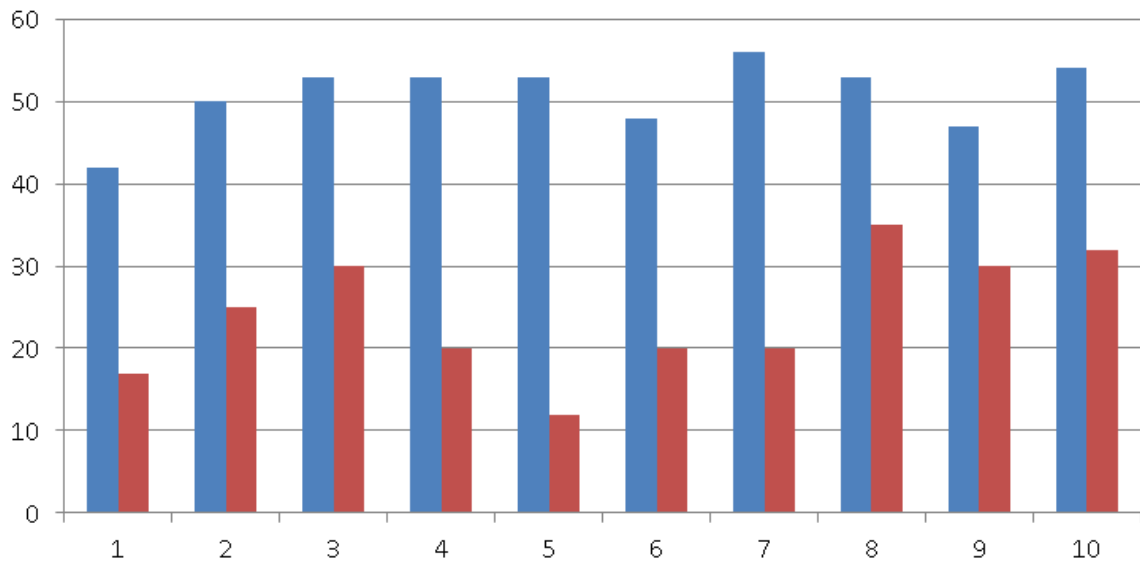


Рисунок 2.18 – Гістограми розподілу часу навантаження і розвантаження вантажно-доставних машин

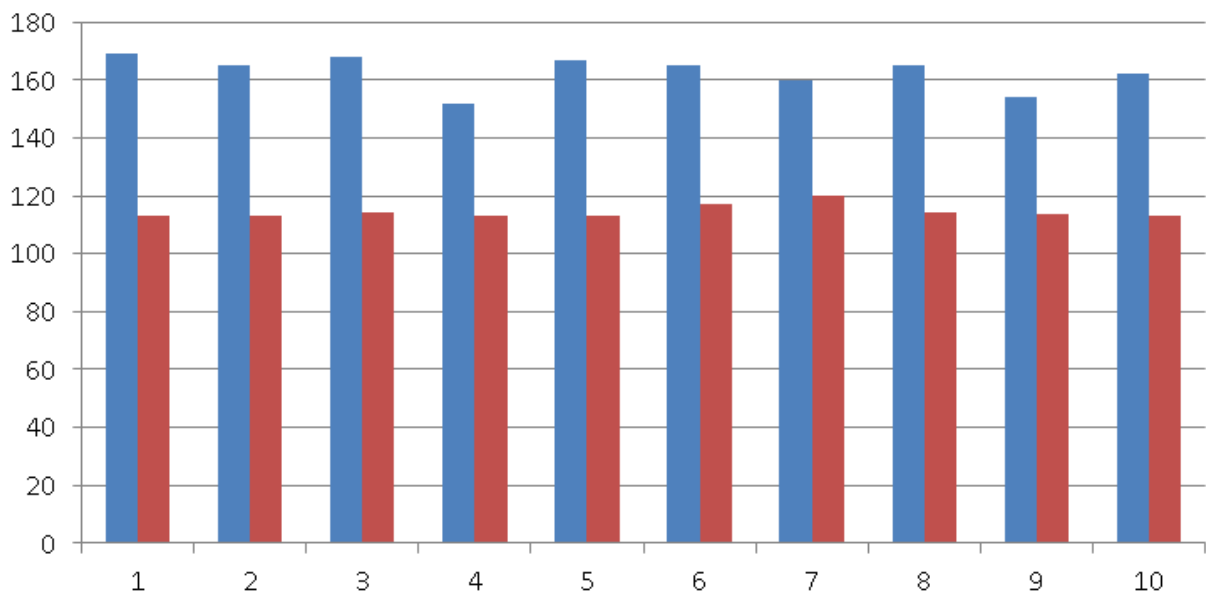


Рисунок 2.19 – Гістограми розподілу часу руху вантажно-доставних машин з вантажем і порожняком

Обробка даних випробувань виконувалася відповідно до вимог [44, 45]. Шляхом порівняння розрахункових показників з даними хронометражних спостережень виконувалася оцінка адекватності статистичної моделі роботи самохідного обладнання. З урахуванням отриманих даних і діючих в галузі методик визначення продуктивності гірничошахтних машин встановлювалися експлуатаційні параметри ВДМ для досліджуваних гірничотехнічних умов.

Результати детального розгляду отриманих даних дозволили встановити істотну розбіжність дослідно-розрахункових і фактичних показників роботи вантажно-постачальних машин нового покоління. Обумовлено це тим, що наведені в табл. 2.10 результати хронометражних досліджень витрат часу на виконання транспортно-технологічних операцій відображали чистий час роботи ВДМ, без урахування втрат часу на усунення несправностей і різного виду простоїв використовуваного обладнання. Відмінності між експлуатаційною та технічною продуктивністю ВДМ нового покоління характеризують резерви подальшого підвищення показників роботи самохідного обладнання в реальних умовах шахтного середовища.

Наприклад, при проведенні гірничопідготовчих виробок БПС із застосуванням ВДМ, обсяг втрат за зміну (метрів за цикл) по вині транспорту визначався з урахуванням фактичних обсягів проведення виробок за один цикл і технологічного часу для навантаження та вивезення відбитої гірничої маси, отриманої з одного циклу

$$V_{\text{пот}} = T_{\text{пот}} \cdot \frac{V_{\text{ц}}}{T_{\text{ц}}}, \text{ м/цикл}$$

де  $T_{\text{пот}}$  – втрати часу при виконанні ВДМ технологічних операцій по навантаженню і доставці гірничої маси, хв;  $V_{\text{ц}}$  – фактичний обсяг проведення виробки з одного циклу, м/цикл;  $T_{\text{ц}}$  – фактичний час виконання одного циклу, хв.

За результатами експериментальних досліджень процесів переміщення СО в наявних гірничих виробках було встановлено, що швидкість руху самохідного обладнання в обмеженому просторі залежить від профілю підошви виробки і стану дорожнього покриття, які в результаті негативного впливу шахтного середовища погіршують експлуатаційні показники ВДМ і пропускну здатність транспортних виробок.

Експертна оцінка ефективності роботи транспортно-технологічних систем рудника, в яких використовують обладнання імпортного виробництва, дозволила також встановити, що через відсутність досвіду експлуатації і технічного їх обслуговування фактичні показники роботи ВДМ нового

покоління істотно відрізняються від показників роботи зарубіжних рудників.

Встановлені показники роботи ВДМ в реальних умовах шахтного середовища дозволили зробити висновок, що поетапне збільшення проектної потужності рудників може бути забезпечено шляхом підвищення адаптаційної здатності впроваджуваного гірничошахтного обладнання і оперативного діагностування його технічного стану.

Для вирішення завдань функціонального діагностування та прогнозування технічного стану СО в ТТСП потрібно сформувати програму модернізації структури оперативно-виробничого управління вантажопотоками руди від очисних камер до рудоспуску.

#### **2.4. Ранжування експлуатаційних показників надійності самохідного обладнання в реальних умовах гірничого виробництва**

Сучасним напрямом розвинутих гірничодобувних підприємств, які ведуть видобуток корисних копалин підземним способом, є створення ТТСП на базі застосування СО нового покоління, виробництва відомих зарубіжних фірм (Sandvik, Volvo, Atlas Copco, JCB, Hitachi, Hyundai, Caterpillar). Типовими зразками такого обладнання, є колісні ВДМ для вивезення руди з очисних вибоїв та автотранспортувачі для транспортування її по дільничним виробках, а також автомобілі підвищеної вантажопідйомності.

Порівняльна оцінка експлуатаційних параметрів СО імпортного виробництва, яке застосовується на вітчизняних підприємствах, з показниками роботи аналогічних зразків за кордоном дозволила виявити ряд недоліків, характерних для підприємств, що використовують високотехнологічне обладнання нового покоління [46, 47]. У процесі вивчення причин нестабільної роботи техніки нового покоління, фактори, що визначають ті чи інші проблеми, були систематизовані на технічні, технологічні та організаційні.

До основних організаційних чинників ТТСП, що впливають на показники роботи гірничотранспортного обладнання імпортного виробництва, відносяться

помилки з вини керівного персоналу. Наприклад, відсутність в навчальних центрах підприємств і в системі профтехосвіти програм спеціальної підготовки гірників для вивчення сучасних методів діагностування та обслуговування техніки нового покоління, оснащеної автоматизованими системами управління технологічними процесами.

Технологічні фактори, визначаються особливостями експлуатації ВДМ в ТТСП в постійно змінюваних гірничо-геологічних умовах конкретного підприємства та встановлюються за результатами кількісної оцінки адаптаційної здатності застосовуваного обладнання в типових, нетипових і екстремальних ситуаціях гірничого виробництва [48].

Технічні фактори проявляються в результаті недотримання або порушення сучасних принципів діагностування та оперативного аналізу технічного стану гірничотранспортного обладнання високого технічного рівня в процесі його інтенсивної експлуатації. Приклад – технічні похибки обслуговуючого персоналу, обумовлені експлуатацією гірничотранспортного обладнання в режимах, які не відповідають дійсним умовам шахтного середовища.

Необхідно відзначити, що зазначені фактори в меншій мірі проявляються на рудниках з великою виробничою потужністю, де понад 40% транспортних процесів і операцій виконується з застосуванням обладнання з пневмоколісним ходом підвищеної вантажопідйомності, технічне обслуговування і ремонт яких виконують спеціалізовані автотранспортні підприємства.

Сучасні методи організації технічного обслуговування в умовах спеціалізованих автотранспортних підприємств базуються на застосуванні системи планово-попереджувальних ремонтів, в основу якої покладено принцип примусової заміни вузлів і деталей гірничотранспортного обладнання у відповідність до встановленого графіка. Графік і терміни заміни плануються за результатами статистичного аналізу аварійних відмов з використанням методів і засобів діагностування. Однак, навіть на цих підприємствах в навчальних центрах не формуються спеціальні групи для навчання прийомам діагностування техніки нового покоління.



Проблеми підвищення ефективності використання техніки нового покоління в особливій мірі проявляються на підприємствах малої виробничої потужності в структурі яких відсутні спеціалізовані ділянки, оснащені сучасними комплектами обладнання для виконання діагностики того чи іншого виду транспорту. З цієї причини при розробці родовищ руд кольорових і благородних металів витрати на транспортування сировини, що видобувається складають більше 40% витрат на його видобуток. Постійне зниження глибини розробки призводить до збільшення протяжності трас, зміни їх профілю і висоти підйому гірничої маси.

В результаті недотримання умов експлуатації технологічного і транспортного обладнання значну частку витрат на транспортування сировини, що видобувається складають витрати на технічне обслуговування і ремонт використовуваної техніки. Наприклад, у відповідність з діючими положеннями про технічне обслуговування і ремонт транспортної техніки, трудовитрати на виконання планових ремонтів колісних навантажувачів і великовантажних автомобілів складають близько 40-50% всього обсягу технічного обслуговування і ремонту [49].

Аналогічна ситуація спостерігається в умовах експлуатації вітчизняних рудників, де в дільничних підземних виробках для вивезення руди з очисних блоків застосовують колісні ВДМ типу «PFL20» виробника «Hermann Paus Maschinenfabrik GmbH» (Німеччина) та, «ST3.5» виробника Atlas Copco (Швеція). Відсутність єдиної стратегії обслуговування закордонної техніки й технології її діагностування із застосуванням автоматизованих машинотестерів не дозволяють реалізувати потенційні можливості ВДМ нового покоління і здатність їх довше працювати без зниження експлуатаційних показників в складних умовах гірничого виробництва.

Останнє обумовлено тим, що з появою на підприємствах гірничодобувної галузі техніки нового покоління значно збільшилася інтенсифікація виробництва. Тому, навіть незначні її простой призводять до значних втрат видобутку корисних копалин. У зв'язку з цим оперативний аналіз технічного

стану та надійності гірничотранспортного обладнання, інформація про режими його роботи в типових і нетипових виробничих ситуаціях, а також закономірності зміни частоти відмов за період експлуатації обладнання і ступінь їх складності набувають особливого значення.

З метою створення системи оперативного-виробничого контролю технічного стану та надійності ВДМ нового покоління й підвищення його адаптаційної здатності в складних умовах експлуатації була виконана оцінка досвіду експлуатації гірничотранспортного обладнання на підприємствах СхідГЗК.

Як об'єкт дослідження були обрані транспортно-технологічні схеми видобутку корисних копалин з використанням ідентичних за функціональним призначенням дизельних ВДМ.

За звичай показники надійності СО отримують за результатами досліджень певної технологічної операції без урахування особливостей зміни в просторі й часі гірничотехнічних умов експлуатації ВДМ, причин виходу із ладу вузлів та агрегатів і можливих термінів їх усунення.

Попередніми дослідженнями встановлено, що нетиповий стан гірничотранспортного обладнання може носити або систематичний або епізодичний характер [48, 49]. Нетиповими станами транспортно-технологічних схем, які використовують високотехнологічне обладнання, прийнято вважати сукупність показників транспортного обладнання, що характеризують відмови системи і її простої з причин, залежних і не залежних від умов роботи технологічного обладнання.

У зарубіжній практиці розробки уранових родовищ перевірка технічного стану СО здійснюється за допомогою бортових систем діагностики [50, 51, 52], побудованих на мікропроцесорах. В процесі роботи транспортних засобів такі системи дозволяють виявляти несправності, накопичувати, реєструвати і передавати дані про причини їх виникнення.

На шахтах малої виробничої потужності гірничотранспортного обладнання експлуатується до відмови, а його ремонт переважно проводиться в шахтних умовах без видачі на поверхню [53].

Результати аналізу надійності вузлів і агрегатів імпортного самохідного обладнання в реальних умовах вітчизняних гірничих підприємств показали, що до основних причин виникнення аварійних ситуацій, перш за все, слід віднести: відсутність кваліфікаційного контролю і діагностики машин і механізмів; не дотримання експлуатаційних вимог і рекомендацій фірм виробників, а також несвоєчасні регулювання і змащування вузлів тертя та заміна фільтруючих елементів і мастил. Із-за подовжених термінів постачання та високих цін на запчастини і технічне обслуговування транспортного обладнання виробничі підприємства з великим парком однотипних машин вимушені утримувати на балансі більшу кількість самохідного імпортного обладнання для використання їх дефіцитних вузлів і агрегатів в якості запчастин.

Слід відзначити, що при експлуатації імпортного самохідного обладнання особливе значення приймає діагностичне забезпечення його технічного стану, яке включає в себе комплекс взаємопов'язаних правил, методів, алгоритмів і засобів, необхідних для безперебійного функціонування промислового об'єкта на всіх етапах життєвого циклу.

На даний час діагностування технічного стану самохідних гірничотранспортних машин імпортного виробництва є складним комплексним завданням, яке потребує розробки відповідних сучасних методів та вимірювального обладнання з додатковим програмним забезпеченням та використання нових конструктивних рішень.

Проведений аналіз досвіду експлуатації і діагностики самохідного обладнання на потужних гірничодобувних підприємствах зарубіжжя висвітив ідентичні проблеми. Так, в роботі [54] наведені висновки про стан парку гірничого обладнання на вугільних розрізах, де відзначається, що 4% обладнання, яке використовується при видобувних і розкривних роботах, знаходяться у доброму стані, 26 % – в задовільному, 36 % – в допустимому і 34 % – в недопустимому стані. В методичних вказівках по проведенню експертизи промислової безпеки обладнання визначаються терміни, порядок, програма і методика проведення експертизи, а також наведені вимоги щодо норм і порядку

проведення технічної діагностики з використанням методів контролю [55]. Рекомендовані авторами програма і методика моніторингу дозволяють вести постійний контроль стану транспортного обладнання і забезпечує своєчасне виявлення дефектів, що зароджуються в процесі експлуатації обладнання та оцінювати ступень їх небезпеки [56, 57, 58, 59].

Але подібні заходи діагностики мають перспективу для потужних гірничих підприємств з великим парком самохідного обладнання де технічне обслуговування і ремонт виконують спеціалізовані автотранспортні підприємства, а заміна вузлів і деталей виконується за примусовим принципом, тобто відповідно з установленим графіком [60]. В структурі ж підприємств з обмеженою кількістю самохідних ВДМ імпортного виробництва, відсутні спеціалізовані дільниці, оснащені сучасними комплектами обладнання для виконання діагностики, тому гірничотранспортне обладнання експлуатується до відмови, а його ремонт переважно проводиться самотужки на місцях.

З метою поліпшення організації та якості робіт з технічного обслуговування і ремонту гірничотранспортного обладнання з урахуванням умов розробки уранових родовищ була розроблена програма і методика контролю технічного стану використовуваної самохідної техніки і проведення мінімального обсягу ремонтів, які забезпечують її безаварійну роботу в складних умовах експлуатації.

В основу програми було покладено ідею автоматизованого збору і обробки інформації про технічний стан колісних вантажно-доставних машин імпортного виробництва для експертної оцінки ресурсних показників вузлів і деталей по частоті виходу їх із ладу. Згідно з програмою частота відмов вузлів і агрегатів самохідного обладнання встановлювалась по результатам обробки термінових заяв підприємств на постачання запасних частин для їх ремонту.

Сутність програми полягає в аналізі конструкцій, режимів роботи гірничотранспортного обладнання, а також в оцінці показників надійності основних агрегатів, вузлів і трудових витрат на ліквідацію несправностей. У процесі аналізу конструкцій створювався банк даних умов експлуатації

обладнання, описувалися показники справно́го стану і нормального функціонування його вузлів і агрегатів, вивчалася історія виникнення та розвитку відмов. Передбачено також, що накопичений банк даних надасть можливість визначати в перспективі на якому рівні експлуатації доцільно попередити появу відмови в системі застосовуваного обладнання, тобто на рівні елемента, вузла або агрегату.

Факторами, що визначають технічний стан експлуатованого гірничотранспортного обладнання, є тип і характеристики несправностей вузла, які найбільш часто зустрічаються при експлуатації в типових і нетипових умовах, трудомісткість усунення відмови, частка трудомісткості усунення відмови вузла в загальному обсязі поточного ремонту [61].

Для підвищення ефективності запропонованої системи діагностування і технічного обслуговування СО, її необхідно розглядати як взаємодіючі підсистеми (вузли, агрегати). Типові відмови роботи вузлів ВДМ були класифіковані за категоріями складності їх усунення на легкі (L), середні (M) і важкі (V). Критеріями оцінювання складності було прийнято час усунення кожної відмови і кількість залучених до цього працівників. Встановлення факторів, що характеризують відмови вузлів, простої або відхилення в режимах роботи ВДМ під час експлуатації її в реальних умовах, здійснювалося візуальними засобами діагностування.

По результатам експертної оцінки режимів роботи СО в реальних умовах експлуатації до категорії важких відмов були віднесені тривалі (більше 1 години) зупинки транспортно-технологічної системи, які потребують залучення допоміжних ресурсів і висококваліфікованих фахівців або більше двох робітників для їх ліквідації.

У табл. 2.11 приведена структура оцінки технічного стану ВДМ Atlas Copco «ST3.5».

Таблиця 2.11 – Структура оцінки технічного стану вузлів і агрегатів дизельного самохідного обладнання

Облад-ня	Система	Агрегати та вузли	Види і категорії відмов	Головні причини виходу зі строю системи	Категорія та трудомісткість усунення відмов	
					Рівень	Чол/год
Двигун внутрішнього згорання	Кривошипно-шатунний механізм	Блок циліндрів	Тріщина блоку	Перегрів двигуна, вібрація двигуна, невідповідне затягування болтів ГБЦ	V	16,0-24,0
		Гільзо-поршнева група	Немає компресії двигуна	Нерегулярне подання палива, попадання сторонніх часток	V	16,0-24,0
		Колінчастий вал	Відмови підшипників колінчатого валу	Зношування поверхонь тертя, порушення правил експлуатації двигуна, гідроудар	V	16,0-24,0
		Розподільний вал	Тріснув розподільний вал	Знос підшипників, великі зазори між штовхачем та кулачком розподіл. валу	V	16,0-24,0
	Охолодження та змащення	Водяна помпа	Витоки рідини, надмірна вібрація	Забруднення системи, ерозія крильчатки або корпусу помпи	L, M	3,0-8,0
		Термостат	Перегрівання двигуна	Перегрів, заклинювання,	L	1,0-2,0
		Радіатор	Протікання охолоджувальної рідини	Пошкодження радіатора, відключення датчика вентилятора, неякісна рідина	M	5,0-8,0
		Масляний насос	Зниження тиску в системі мастила	Знос або ушкодження корпусу вузла і його шестернями	M, V	8,0-14,0
		Масляний радіатор	Порушена герметичність	Забруднення системи, механічне ушкодження	M, V	8,0-14,0
	Живлення повітрям та газорозподіл	Колектори, глушник	Зниження потужності, поганий запуск двигуна	Механічні ушкодження, корозія, прогорання складових частин, погане з'єднання елементів	M	8,0-10,0
		Повітряний фільтр	Перевитрати палива, зниження потужності	Неякісний фільтр, не вчасно проведене технічне обслуговування	L	0,5-1,0
		Турбокомпресор	Пошкодження крильчаток, підшипник	Попадання в турбокомпресор сторонніх предметів, масляне голодування	M, V	8,0-14,0
	Паливне обладнання	Живлення паливом	Насос підкачки палива	Порушення герметичності	Перегрівання, знос діафрагми, ущільнень	L
Паливний насос високого тиску			Заклинювання плунжера	Механічне ушкодження, попадання сторонніх часток	M, V	8,0-24,0
Форсунки			Вібрація при холостому ході, шум	Знос, некоректна установка, перегрівши	M	8,0-14,0
Паливний фільтр			Не запускається двигун, зупинка роботи	Неякісний фільтр, не вчасно проведене ТО	L	0,5-1,0
Гідравлічне обладнання	Живлення гідравлічним мастилом	Гідравлічний радіатор	Протікання гідравлічної рідини	Неякісна охолоджувальна рідина, механічне ушкодження	M	8,0-14,0
		Розподільники	Заклинювання золотників, дефект корпусу	Попадання механічних часток, гідроудар, неякісна гідравлічна олія	V	16,0-24,0
		Гідравлічний насос	Заклинювання валу, знос плунжерів	Попадання механічних часток, вступ повітря, неякісна гідравлічна олія	V	16,0-24,0
		РВД	Протікання, пошкодження	Механічна дія, гідравлічний удар	L, M	3,0-14,0
	Керування	Підсилювач керма	Заклинювання золотників, протікання	Попадання в систему сторонніх часток, механічні ушкодження	M	8,0-14,0
		Гідроциліндр повороту	Не тримає тиску, течі олії, задираки штока	Попадання сторонніх часток в систему, механічні ушкодження	M	8,0-14,0

Накопичений банк даних про види і категорії відмов та їх кількісні показники надали змогу в подальшому визначати на якому саме рівні експлуатації самохідного обладнання доцільно проводити профілактику вузла чи агрегату для попередження появ відмов їх складових елементів.

Прогнозування поведінки заміненних вузлів і агрегатів програмою технічного обслуговування і діагностування діючого обладнання передбачає також отримання у замовника запасних частин додаткової інформації про нетипові умови експлуатації, які за висновками представників виробництва зумовили причини виникнення відмов.

Слід зазначити, що наведені в табл. 2.11 види і категорії відмов, а також складність їх усунення відображають результати тримісячних досліджень режимів роботи ВДМ Atlas Copco «ST3.5» в реальних умовах експлуатації. Природно, що такого обсягу інформації недостатньо для розробки технологічних вказівок і вимог до стану агрегата, вузла або елемента. Тому, для складання банку вихідних даних, достатніх для оперативного прийняття рішень з діагностики технічного стану ВДМ, спільно з компанією «РіноПарт» була розроблена програма оперативного прогнозування технічного стану шахтного самохідного обладнання [61]. Алгоритм програми дозволяє отримувати у замовника запасних частин додаткові ознаки несправностей, тобто інформацію про причини виходу з ладу вузлів та деталей, історію розвитку відмов і складність їх усунення, а також прогнозувати подальшу поведінку машини на рівні агрегату, вузла або елемента.

Таким чином, використовуючи накопичений банк даних, принципи інженерної логістики, що застосовуються в системі сервісного обслуговування і галузеві методики вибору діагностичних параметрів для безперервних об'єктів, що представляються логічними моделями, можливо в процентному відношенні визначити ступінь відмови  $k_o$  агрегатів і систем обладнання СО, що дорівнює:

$$k_o = (\sum n_i / N) 100\% \quad (2.12)$$

де  $n_i$  – кількість відмов  $i$ -ого виду агрегату, вузла або системи обладнання;  
 $N$  – кількість усіх відмов самохідного обладнання.

Відсоток відмов дозволив виявити найбільш ненадійні агрегати і системи обладнання, що обслуговується на підприємстві. До них відносяться гідравлічна система ( $k_o = 24$ ) і системи живлення паливом ( $k_o = 21$ ); механічна передача ( $k_o = 19$ ); охолодження ( $k_o = 7$ ).

Для ВДМ трудомісткість усунення відмов гідравлічного обладнання та механічної системи становить близько 30%, а кузовних частин і металоконструкцій більше 12% [62, 63]. Результати обробки статистичних даних дозволили сформувавши для кожного агрегату і вузла ВДМ алгоритми пошуку характерних несправностей.

Показниками, які оцінюють надійність ВДМ нового покоління, слід вважати коефіцієнти технічного використання  $k_u$  і зниження ефективності машини  $k_s$ .

Відповідно до комплексної програми досліджень параметрів ВДМ, зазначені коефіцієнти визначаються за результатами шахтних випробувань і використовуються для встановлення експлуатаційної продуктивності машини.

$$k_u = \frac{t_O + t_B}{t_{ПО}}; \quad k_s = \frac{\sum_{i=1}^n (t_{ПЗ} + t_K)}{T}; \quad (2.13)$$

де  $t_{ПО}$  – тривалість циклу або зміни, хв.;  $t_{ПЗ}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій, хв.;  $t_K$  – час простоїв з причин, залежних від конструкції і якості машини (ремонт, налагодження і т.д.), хв.;  $T$  – час спостережень, хв., який визначається

$$T = \sum_{i=1}^n (t_{ПЗ} + t_O + t_B + t_K); \quad (2.14)$$

$n$  – кількість змін хронометражу.

Середній час відновлення працездатності машини:

$$T_B = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^m (t_k)_i \quad (2.15)$$

де  $m$  – кількість несправностей за час випробувань;  $(t_k)_i$  – час усунення  $i$ -ої несправності, хв.



Питома трудомісткість  $C_{ТВ}$  і вартість відновлення  $C_{СВ}$  та поточних ремонтів визначають за формулами:

$$C_{ТВ} = \frac{1}{Q_{П}} \sum_{i=1}^m N_i(t_k)_i \quad \text{люд. ч/м}^3 \quad (2.16)$$

$$C_{СВ} = \frac{C}{Q_{П}} \quad \text{грн/ м}^3 \quad (2.17)$$

де  $N_i$  кількість робочих, зайнятих усуненням  $i$ -ої несправності;  $C$  – вартість ремонтів, грн.

Маючи достатню кількість статистичних даних про відмови вузлів та агрегатів ВДМ за допомогою стандартних програм можна теоретично визначити закон розподілу тієї чи іншої відмови і прогнозувати час відновлення ВДМ [64, 65]. Координація числа попереджувальних замін деталей і запобігання великих поломок в вузлах і агрегатах шляхом оперативного діагностування знижує витрати на придбання запасних частин і матеріалів.

На рис.2.20 наведена діаграма розподілу потреб запасних частин для виконання ремонтних робіт ВДМ ST3,5

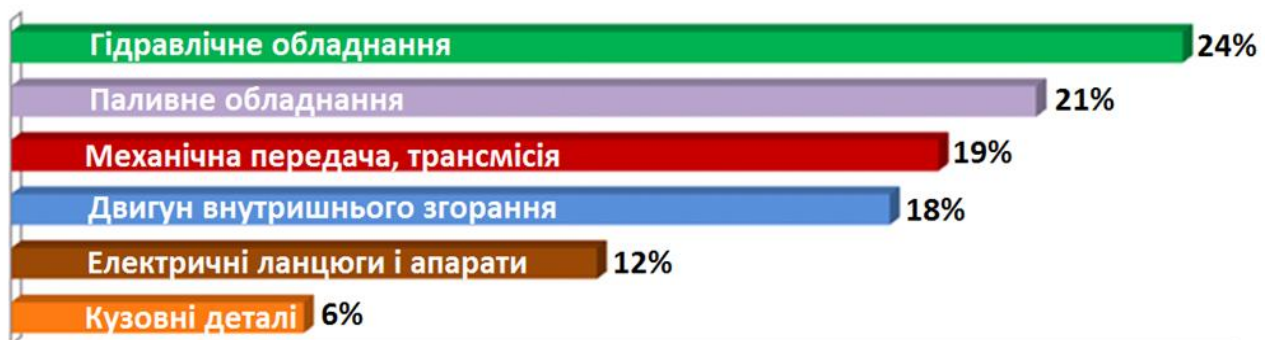


Рисунок 2.20 – Діаграма розподілу кількості термінових замовлень на запасні частини до самохідного обладнання

За результатами аналізу даних, виконаних спільно зі службою постачання ДП «СхідГЗК» встановлено, що більше 40% потреб в кількості запасних частин для проведення планового ремонту ВДМ ST3.5 припадали на гідравлічну та паливну систему. Це пов'язано не тільки зі складністю самої системи та її обслуговуванням, але і з критичними умовами експлуатації. Останнє

обумовлено відсутністю нормативних документів на експлуатацію самохідного обладнання високого технічного рівня [47]. Шахтними дослідженнями режимів роботи ВДМ нового покоління встановлено, що в реальних умовах шахтного середовища машина пересувається по виробці в уривчатому темпі, тобто практично з щохвилинним переключенням її з нормальних швидкостей руху на знижені і навпаки.

Результати експертної оцінки наведених на діаграмі показників дозволили встановити, що однією з вагомих причин аномальних режимів роботи гідросистеми ВДМ є позаштатні виробничі ситуації, що виникають при навантаженні руди і її транспортуванні в межах блоку в зв'язку з постійною зміною гірничотехнічних умов експлуатації. Це перш за все вихід негабариту, налипання руди в ковші, стан дорожнього покриття і невідповідність конструктивних параметрів виробок.

На третьому місці за потребами запчастин знаходиться механічна передача, в яку нами було внесено запасні частини з КПП, карданної передачі і мостів, а також ходова частина машини. Стан механічної передачі в більшій мірі залежить від плавності руху ВДМ, яка забезпечується умовами взаємодії елементів підсистеми «ВДМ – ГВ».

Аналізуючи данні термінових заяв на поставку запасних частин (рис. 2.20) та результати експертної оцінки експлуатаційних показників ВДМ [49] встановлено, що в складних гірничо-геологічних умовах до вузлів і агрегатів з найбільш низькою надійністю відносяться гідравлічна та паливна система (понад 45%). Слід відзначити, що в інструкціях по експлуатації ВДМ [66, 67] додається регламент проведення технічного обслуговування, згідно якого через кожні 200–250 мотогодин потрібно проводити заміну паливних фільтруючих елементів, а фільтри гідросистеми через 1500–2000 мотогодин. У зв'язку з цим діагностування технічного стану паливної системи ВДМ проводилося методом заміру тиску.

Відповідно до інструкцій щодо проведення планового технічного обслуговування та ремонту ВДМ, експериментально отримані заміри тиску

перевірялися на спеціальному стенді сервісного спеціалізованого центру з використанням витратоміру потоку (рис. 2.21).



Рисунок 2.21 – Стенд для експериментальних досліджень експлуатаційних параметрів паливного насосу високого тиску та форсунок

До основних несправностей, які були спричинені недоброякісним паливом було віднесено – заклинювання плунжера паливного насосу високого тиску та вкраплення прецизійного шару плунжерної шайби (рис. 2.22).



Рисунок 2.22 – Характерні пошкодження плунжерної шайби паливного насосу високого тиску

По результатам експертної оцінки ресурсних показників вузлів і агрегатів імпортованих ВДМ, вживаних на вітчизняних підприємствах, можна констатувати,

що в складних умовах гірничого виробництва для визначення їх технічного стану, необхідно розглядати їх функціонування як взаємодіючу транспортно-технологічну систему «самохідна машина - гірниче середовище». При цьому, характеристики технічного стану ВДМ, отримані традиційними засобами діагностики, бажано підтверджувати результатами експериментальних досліджень та теоретичними розрахунками.

Слід зазначити, що сучасні ВДМ імпорتنих виробників мають програмні модулі або бортові комп'ютери на які поступає інформація та виводиться на монітор у вигляді коду-помилки [68, 69]. Крім того, заводом-виробником передбаченні прилади для діагностування технічного стану обладнання такі як: датчик тиску масла в двигуні; датчик температури масла в двигуні; датчик температури охолоджуючої рідини; датчик тиску коробки перемикачів; датчик рівня палива [70, 71]. Дані прилади виключають ймовірність поломки, наприклад в результаті перегріву двигуна, або виходу зі строю трансмісії за рахунок низького тиску масла під час роботи, що в свою чергу може привести до зносу фрикційних дисків зчеплення та гідротрансформатора.

Але при експлуатації самохідного вантажно-доставного обладнання в нетипових або екстремальних умовах діагностичні показники, які характеризують відмови вузлів або відхилення від штатних режимів роботи, необхідно підтверджувати експериментальними дослідженнями з використанням візуальних засобів діагностування, теоретичними розрахунками або результатами моделювання робочих процесів [72]. Обумовлено це тим, що деякі специфічні види та категорії відмов відображають тільки технічну складову і не віддзеркалюють вплив оточуючого середовища на ресурсні показники основних вузлів й деталей ВДМ та їх продуктивність.

Наприклад, згідно з діючими інструкціями [73], зчеплення коліс ВДМ з полотном шахтної дороги і стійкість машини при транспортуванні породи в підземних виробках досягають максимуму на дільницях траси з дорожнім покриттям при підтримці відповідного тиску в шинах. В складних гірничо-геологічних умовах, за відсутності дорожнього покриття, стійкість та швидкість

машини, а відповідно і її продуктивність зменшуються при зниженні тиску в шинах. Експериментально встановлено, що в подібних умовах значно швидше зношуються задні колеса і боковини шин [74, 75]. Якщо ж тиск в шинах підвищений відзначається жорсткий хід машини, знижуються амортизаційна здатність конструкції, площа контакту шини з дорожнім полотном і як наслідок тягове зусилля. Останнє було підтверджено теоретичними розрахунками і послужило приводом для удосконалення традиційних методів технічного обслуговування та діагностики колісних ВДМ.

Шляхом використання сучасних засобів діагностування та методів моделювання умов взаємодії самохідного гірничотранспортного обладнання з дорожнім полотном [76, 77] були встановлені причини переважного зносу задніх коліс ВДМ при виконанні технологічних процесів завантаження ковша гірничою масою та переміщення машини порожняком і з вантажем. За результатами комплексного дослідження встановлено, що при переміщеннях порожньої ВДМ в виробках без покриття найбільші динамічні навантаження переважно приходяться на задню вісь, а при повному завантаженні ковша розподіляються рівномірно між осями. Відповідно, що за таких умов експлуатаційні показники зарубіжного самохідного обладнання, запровадженого на вітчизняних підприємствах, не відповідають паспортним характеристикам [78].

Неоднозначний вплив гірничо-геологічних умов і рівня технічного їх обслуговування на експлуатаційні показники ВДМ визначив необхідність удосконалення діючої методики діагностування та прогнозування технічного стану самохідного імпортного обладнання. Згідно з цією методикою продуктивну роботу дизельних ВДМ в реальних умовах гірничого виробництва рекомендовано розглядати як взаємодіючу транспортно-технологічну систему «самохідна машина – гірниче середовище». Доцільність такого підходу обумовлено передусім функціональним призначенням самохідного гірничотранспортного обладнання.

Експериментально доведено, що використання результатів експертної оцінки та комплексних досліджень забезпечує оперативне виявлення критеріїв оцінки функціонування ВДМ і граничного стану його вузлів і агрегатів з урахуванням впливу гірничого середовища і відповідно формує базу для удосконалення діючих в галузі методик діагностування та прогнозування технічного стану СО.

Також функціонування ВДМ нового покоління оцінювали через величину загальної ефективності обладнання ОЕЕ (Overall Equipment Effectiveness)  $k_{оee}$  з огляду на критерії доступності, продуктивності й рівня якості роботи [79] :

$$k_{оee} = k_d \cdot k_e \cdot k_q, \quad (2.18)$$

де  $k_d$  – коефіцієнт доступності ВДМ, визначений як відношення різниці загального часу її роботи й часу простоїв та маневрових операцій до загального часу роботи;  $k_e$  – коефіцієнт продуктивності, обчислений як відношення експлуатаційної продуктивності до теоретичної;  $k_q$  – коефіцієнт якості роботи машини.

Складові показника загальної ефективності ВДМ наведені в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Складові показника загальної ефективності ВДМ

Коефіцієнт доступності	Коефіцієнт продуктивності	Рівень якості роботи
$k_d = \frac{t_r - t_k}{t_r} \quad (2.19)$	$k_e = \frac{Q_e}{Q_t \cdot t_{зм}} \quad (2.20)$	$k_q = \frac{V_b - V_{gm}}{V_b} \quad (2.21)$

У формулах таблиці використано такі показники:  $t_r$  – сумарне напрацювання ВДМ, хв;  $t_k$  – сумарний час простоїв ВДМ, хв;  $t_{зм}$  – час зміни; год;  $Q_e$  – експлуатаційна продуктивність з урахуванням усіх витрат робочого часу, у тому числі на відмови в роботі машин, т/год;  $Q_t$  – теоретична продуктивність ВДМ, яка обмежена її технічними можливостями, т/ год;  $V_{gm}$  – об’єм перевезеної руди за цикл, м<sup>3</sup>;  $V_b$  – об’єм ковша ВДМ, м<sup>3</sup>.

За результатами дослідження області ефективного застосування самохідного обладнання на зарубіжних і вітчизняних копальнях можна констатувати, що використання ВДМ нового покоління в комплексах

самохідних машин збільшує експлуатаційну продуктивність ТТСП, підвищує ефективність технологічного процесу випуску і доставки руди, а також створює умови для зменшення питомого обсягу підготовчо-нарізних робіт [80].

Слід зазначити, що практично всі показники надійності вузлів і агрегатів ВДМ, відмічені на діаграмі (рис. 2.20), визначаються умовами взаємодії елементів зазначеної підсистеми. У зв'язку з цим дослідження, спрямовані на встановлення раціональних параметрів взаємодіючих елементів ТТСП є першочерговим завданням.

## **2.5. Висновки до розділу 2**

За результатами експертної оцінки особливостей формування транспортно-технологічних процесів доставки руди від очисних блоків до рудоспуску визначені потенційні резерви діючих технологічних схем внутрішньошахтного транспорту із застосуванням самохідного обладнання, які склали основу досліджень щодо підвищення їх ефективності та надійності в реальних умовах шахтного середовища.

Шахтними дослідженнями параметрів взаємодії роботи СО нового покоління в транспортно-технологічній системі рудника та стендовими випробуваннями вузлів вантажно-доставних машин встановлено, що переважна більшість простоїв самохідного обладнання із-за відмов обладнання можливо попередити шляхом удосконалення системи технічного його обслуговування та діагностування. Багаточисельні відмови вузлів і агрегатів перш за все обумовлені відсутністю на гірничих підприємствах схем моніторингу, які б дозволяли вести оперативний контроль стану самохідного імпортного обладнання з подальшим накопиченням банку даних. У цьому зв'язку, отриманий банк даних про причини відмов вузлів і агрегатів, можна вважати основою для розробки методичних вказівок по проведенню контролю і експертизи технічного стану ВДМ в реальних умовах гірничого виробництва.

Пропускна здатність підземних транспортних виробок є головним

параметром, що впливає на експлуатаційні показники ТТСР з застосуванням СО і характеризується перетином гірничих виробок, станом дорожнього покриття та силовими характеристиками ВДМ нового покоління і їх адаптаційною спроможністю в підземних виробках складної конфігурації.

Критеріями оцінки експлуатаційних параметрів і технічного стану ВДМ нового покоління визначені сила тяги і швидкість руху машини на викривлених у профілі та плані ділянках траси, довжина гальмівного шляху під час руху вниз та показники надійності вузлів і агрегатів.

Для забезпечення своєчасного виявлення дефектів, які зароджуються на рівні елемента, вузла чи агрегату в методичних вказівках повинні бути чітко прописані:

- вимоги щодо норм і порядку проведення контролю експлуатаційних параметрів ВДМ з використанням сучасних засобів технічного діагностування;
- приклади вірогідних дефектів при експлуатації в нетипових умовах;
- критерії оцінки граничного стану та залишкового ресурсу базових вузлів ВДМ.

Для підвищення ефективності роботи ВДМ в реальних умовах шахтного середовища запропонована система діагностування і технічного обслуговування СО згідно з якою характерні відмови вузлів та агрегатів ВДМ класифіковані за категоріями складності їх усунення. В якості критерія оцінки складності були прийняті час усунення відмов і кількість робочих, які залучаються для їх відновлення.

Передбачено також, що сформований банк даних про характерні відмови та методика оперативного виявлення дефектів і категорій складності їх усунення послужить в подальшому основою для формування нормативно-методичної бази щодо розробки експертної системи діагностування технічного стану вантажно-доставних машин імпортного виробництва.



## РОЗДІЛ 3

# АДАПТАЦІЯ ПНЕВМОКОЛІСНИХ ВДМ В ПІДЗЕМНИХ ВИРОБКАХ СКЛАДНОЇ КОНФІГУРАЦІЇ

### 3.1. Загальні відомості

Розробка рудних родовищ комплексами самохідного обладнання об'єднує взаємопов'язані транспортно-технологічні процеси, такі як:

- відбійка руди буропідривним способом;
- навантаження підірваної гірничої маси в транспортні засоби і вивезення її з камер;
- доставка гірничої маси до горизонту відкатки з подальшим транспортуванням її до приствольного двору;
- видача гірничої маси на поверхню з передачею її на збагачувальну фабрику.

В умовах інтенсифікації гірничих робіт технологічні схеми транспортування руди переважно базуються на застосуванні вантажно-доставних машин, що випускаються зарубіжними фірмами [81].

При відсутності досвіду експлуатації і ресурсних випробувань подібних машин виникла необхідність теоретичного обґрунтування їх експлуатаційних параметрів з урахуванням обмежуючих факторів і специфіки гірничого виробництва.

Специфічні фактори розробки НКРУ, що впливають на продуктивність ВДМ, багато в чому характеризуються особливостями технології проведення нарізних і підготовчих виробок буропідривним способом. Відповідно до паспорту проведення дільничних і нарізних виробок, для зниження розубоження руди, буропідривні роботи проводяться по рудному тілу з присіканням бічних порід [82]. Внаслідок чого вантажно-доставні виробки мають складну конфігурацію, тобто непрямолінійні в плані. Результати обробки статистичних даних про характер зміни напрямку проведення

транспортних виробок показали, що ймовірність зміни їх динамічної осі в межах 15° на ділянках довжиною 50 м становить 90-95%.

Реальні профіль і план гірничої виробки з прив'язкою до пікетів, яка пройдена буропідривним способом, наведені на рис. 3.1.

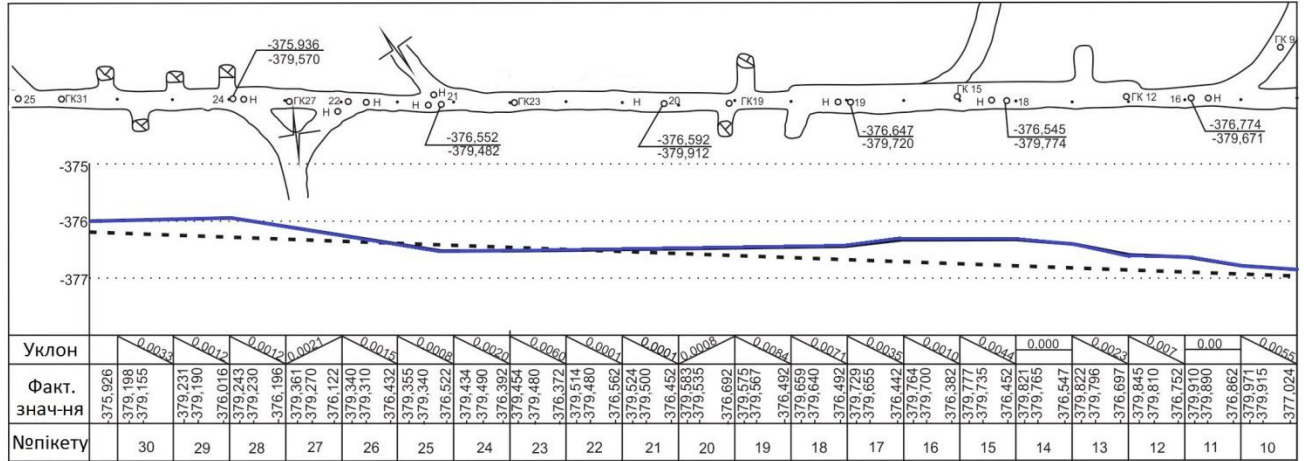


Рисунок 3.1 – Реальні профіль і план доставної виробки, що проводиться буропідривним способом

Мінливість напрямку і профілю підошви вантажно-доставних виробок, а також тип і якість їх дорожнього покриття, істотно впливають на швидкість пересування ВДМ, її технічний стан й продуктивність [83]. Експериментально доведено, що зі збільшенням швидкості доставки руди в підповерхових та дільничних виробках, що не мають дорожнього покриття, в результаті багаторазових наїздів ВДМ на поверхні шахтних доріг утворюються колії з типовими видами нерівностей [84].

У процесі руху ВДМ по шахтній дорозі зі знакозмінним профілем виникають різного роду відхилення машини від заданого напрямку і підвищуються амплітуди вертикальних і горизонтальних коливань [85]. Вертикальні коливання провокують такі види переміщень як: поздовжнє сіпання, вертикальне переміщення, галопування машин, а горизонтальні відхилення від заданого напрямку породжують виляння, поперечний знос, бічне кочення.

Необхідно відзначити, що величини вертикальних і горизонтальних відхилень ВДМ залежать від швидкості їх руху і стану траси. Швидкість руху ВДМ по підземних виробках в свою чергу обмежується зазорами між кузовом машини та стінками виробок, тобто залежить від ширини проїжджої частини, а також визначається умовами гальмування і можливістю заносу машини при проходженні криволінійних ділянок траси. Тому на рудниках, які використовують енергоємні комплекси самохідного обладнання, транспортні виробки в межах очисних камер проводять з необґрунтовано завищеними перерізами [86, 87].

В умовах інтенсифікації гірничого виробництва експлуатація ВДМ на високих швидкостях в виробках без спеціального дорожнього покриття вимагає залишення великих зазорів між габаритами машини і стінками виробки [35]. Більш того при високих швидкостях значні горизонтальні відхилення ВДМ провокують пошкодження кузовних частин, відновлення яких пов'язане з додатковими витратами часу продуктивної роботи машини.

Вплив зазначених факторів в особливій мірі проявляється при роботі ВДМ в вантажно-доставних виробках з тріщинуватими та обводненими породами підшоши, в яких вони здійснюють процеси навантаження руди і доставку її до рудоспуску або пункту перевантаження на подальший транспортний засіб. За результатами шахтних спостережень встановлено, що питома вага витрат на виконання цих процесів ВДМ досягає 40 ... 60% від сумарних витрат на видобуток руди комплексами самохідного обладнання.

Необхідно також відзначити, що поряд з довжиною доставки гірничої маси до рудоспуску, станом дорожнього покриття траси і експлуатаційними параметрами підземних транспортних виробок, істотний вплив на вибір типу ківшових ВДМ надають буропідривний спосіб відбійки руди, який формує гранулометричний склад відбитої гірничої маси, розміри некондиційних шматків і способи їх вторинного дробіння [88, 89]. У зв'язку з цим, при проектуванні транспортно-технологічних схем доставки руди із застосуванням високотехнологічного обладнання, необхідно комплексно враховувати не

тільки параметри виробок і їх конфігурацію, але і параметри БВР, що визначають вибір типорозміру ковшових ВДМ і їх експлуатаційні показники.

Останнє пов'язано з тим, що при малій ємності ковша і наявності в рудній масі негабаритних шматків істотно знижується продуктивність процесів навантаження і доставки руди до рудоспуску. Обумовлено це необхідністю залучення ВДМ для виконання допоміжних операцій з відбору негабаритних шматків, тимчасовому їх складуванню і вторинного дробіння.

На практиці, при проектуванні транспортно-технологічних схем доставки руди в блоках традиційно користуються рекомендаціями (табл. 2.5), розробленими для вантажних машин першого покоління, згідно з якими для конкретних характеристик гірничої маси повинен відповідати певний тип машини або робочого органу. Подібні питання переважно вирішуються шляхом застосування машин зі значно більшим обсягом ковша та з використанням скельних коронок спеціальної форми.

Важливою проблемою обґрунтованого вибору експлуатаційних показників пневмоколісних ВДМ є також необхідність обліку специфічних особливостей взаємодії конструктивних елементів самохідних машин (ходової частини, підвіски мостів, пневматичних шин, гальмівної систем, трансмісії та ін.) з показниками шахтного середовища (профілем шахтної дороги, типом дорожнього покриття, параметрами транспортних виробок та ін.) [90].

Слід зазначити, що тип траси, її стан і відстань доставки зумовлюють швидкість руху машини. Останнє обумовлено тим, що енергоємні ВДМ на коротких трасах не можуть розвинути високу швидкість, яка забезпечує їх продуктивність. Більш того в підземних виробках викривлених в профілі і плані через необхідність частого маневрування і гальмування знижується середня швидкість руху ВДМ, а при русі в виробках зі знакозмінним профілем ВДМ зазнають поздовжні і поперечні коливання, що призводить до відмов механічних вузлів, гідросистеми, ходової частини та непланових ремонтів [91].

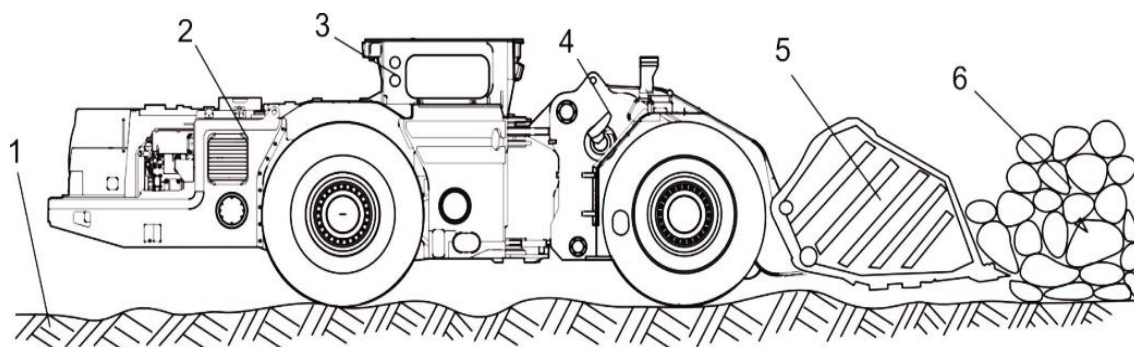
З урахуванням вищевикладеного можна констатувати, що даний вид СО, незважаючи на безліч негативних чинників, що обмежують область

ефективного застосування високотехнологічних ВДМ, є єдиним транспортним засобом здатним забезпечити інтенсифікацію гірничих робіт.

Досягти планованих показників роботи рудника можливо шляхом реалізації потенційних резервів ВДМ нового покоління, наукового обґрунтування їх конструктивних, силових і експлуатаційних параметрів в реальних умовах шахтного середовища та підвищення адаптаційної здатності за рахунок забезпечення поздовжньої і поперечної стійкості машин під час руху в непрямолінійних підземних виробках зі знакозмінним профілем траси.

### **3.2. Обґрунтування умови поперечної стійкості ВДМ з нерозрізним мостом**

Самохідні вантажно-доставні машини з пневмоколісним ходом призначені [11] для завантаження відбитої гірничої маси, транспортування до рудоспуску, або перевантаження її на подальшу транспортну ланку (рис.3.2).



1 – підшва виробки; 2 – задня напіврама ВДМ; 3 – кабіна ВДМ; 4 – передня напіврама ВДМ; 5 – ківш ВДМ; 6 – гірнича маса.

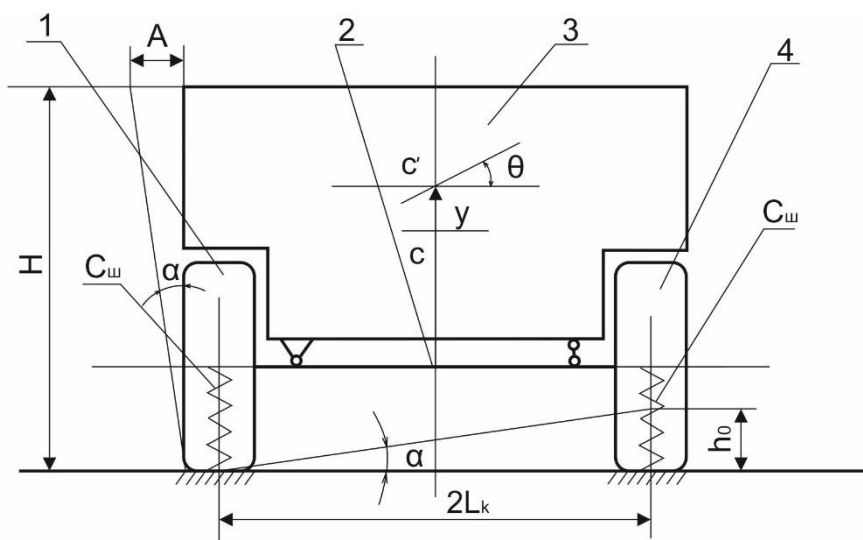
Рисунок 3.2 – ВДМ з пневмоколісним ходом

ВДМ з пневмоколісним ходом зазвичай мають двосекційний варіант виконання, у якому наявні два шарнірні вузли. Опорами верхнього й нижнього пальців шарнірного з'єднання є роликові підшипники, які забезпечують складання рами в поперечній площині. Характерна особливість машин – втрати стійкості саме в цій площині.

Як відомо [92], для ВДМ з пневмоколісним ходом раціональної представляється компоновка з рознесеними вертикальними і горизонтальними шарнірами. У цьому випадку стріла, ківш та гідроциліндри знаходяться в монтажній секції, вони в свою чергу компонуються на передньому мосту з жорсткою або пружною підвіскою, а кузов та двигун розташовуються на задньому мосту з балансірною підвіскою.

Якісним показником роботи ВДМ в підземних виробках складної конфігурації є те, що при рознесених шарнірних вузлах вона може здійснювати поступальні коливання в поперечній площині щодо поздовжньої осі, що проходить через горизонтальний шарнір.

На рис. 3.3 зображено розрахункову схему ВДМ з пневмоколісним ходом (вид спереду) відповідно до якої виконано розрахункове обґрунтування її допустимої швидкості для подальшого отримання характерних розмірів транспортної виробки.



1 – праве колесо; 2 – нерозрізний міст; 3 – корпус ВДМ; 4 – ліве колесо.

Рисунок 3.3 – Розрахункова схема ВДМ з нерозрізним мостом

Збурений рух машини описуємо у формі рівняння Лагранжа другого роду, за умови, що кінематичні збурення діють тільки ліворуч по ходу руху ВДМ,

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{dT}{dq_j} \right) - \frac{dT}{dq_j} = - \frac{d\Pi}{dq_j} + Q_j, \quad (3.1)$$

де  $T$  – кінетична енергія системи, Дж;  $\Pi$  – потенціальна енергія система, Дж;  
 $q_j$  – узагальнена координата, м (рад);  $Q_j$  – узагальнена сила  
неконсервативного походження, Н (Н·м).

У цьому випадку  $\dot{q}_1 = y$ ,  $\dot{q}_2 = \theta$ , де  $y$  – вертикальне переміщення центра  
маси системи,  $\theta$  – кут повороту машини в поперечній площині.

Кінетична енергія системи

$$T = \frac{m_c \dot{y}^2}{2} + \frac{I_c \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2}, \quad (3.2)$$

де  $m_c$  – сумарна маса машини, кг;  $I_c$  – сумарний момент інерції машини  
відносно поздовжньої осі, що проходить через центр маси машини, кг·м<sup>2</sup>;  
 $v$  – швидкість руху машини, м/с.

Потенціальна енергія системи реалізується через енергію стиснутого  
повітря в пневматичних колесах і визначається виразом:

$$\Pi = \frac{C_{uw}}{2} (y - L_k \theta)^2 + \frac{C_{uw}}{2} (y + L_k \theta - h_n)^2, \quad (3.3)$$

де  $C_{uw}$  – радіальна жорсткість пневматичного колеса машини, Н/м;  
 $L_k$  – половина ширини колії машини, м;  $h_n$  – висота підйому лівого колеса  
нерозрізного моста на нерівностях синусоїдального профілю, м.

У другому розділі роботи при дослідженні профілю проїжджої частини  
транспортної виробки було встановлено, що в загальному вигляді висоту  
нерівності можна визначити таким чином:

$$h_n = h_o \sin \frac{2\pi x}{L_o}, \quad (3.4)$$

де  $h_o$  – амплітудне значення нерівності профілю підшви гірничої виробки, м;  
 $x$  – абсциса, що апроксимує функцію нерівностей підшви гірничої виробки, м;  
 $L_o$  – довжина синусоїди, яка апроксимує функцію нерівностей підшви  
виробки, м.

Якщо під час руху машини, абсциса, що апроксимує функцію нерівностей  
підшви гірничої виробки дорівнює

$$x = vt, \quad (3.5)$$

тоді підйом лівого колеса набуває такого вигляду:

$$h_{\text{л}} = h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t. \quad (3.6)$$

Нехтуючи силами неконсервативного походження, підставляємо вирази, що описують кінетичну й потенціальну енергію, у рівняння Лагранжа другого роду (3.1):

$$\frac{\partial T}{\partial \dot{y}} = \frac{\partial}{\partial \dot{y}} \left( \frac{m_c \dot{y}^2}{2} + \frac{I_c \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2} \right) = m_c \dot{y};$$

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{y}} \right) = \frac{d}{dt} (m_c \dot{y}) = m_c \ddot{y};$$

$$\frac{\partial T}{\partial y} = \frac{\partial}{\partial y} \left( \frac{m_c \dot{y}^2}{2} + \frac{I_c \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2} \right) = 0;$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Pi}{\partial y} &= \frac{\partial}{\partial y} \left[ \frac{C_{\text{ш}}}{2} (y - L_k \theta)^2 + \frac{C_{\text{ш}}}{2} (y + L_k \theta - h_{\text{л}})^2 \right] \\ &= \frac{C_{\text{ш}}}{2} 2(y - L_k \theta) + \frac{C_{\text{ш}}}{2} 2(y + L_k \theta - h_{\text{л}}) \\ &= C_{\text{ш}} y - C_{\text{ш}} L_k \theta + C_{\text{ш}} y + C_{\text{ш}} L_k \theta - C_{\text{ш}} h_{\text{л}} = 2C_{\text{ш}} y - C_{\text{ш}} h_{\text{л}}. \end{aligned}$$

Об'єднавши отриманні вирази, формулюємо перше диференціальне рівняння:

$$m_c \ddot{y} + 2C_{\text{ш}} y = C_{\text{ш}} h_{\text{л}}. \quad (3.7)$$

Аби вивести друге диференціальне рівняння повторимо операцію, тільки вже скориставшись кутами повороту машини в поперечній площині  $\theta$ :

$$\frac{\partial T}{\partial \dot{\theta}} = \frac{\partial}{\partial \dot{\theta}} \left( \frac{m_c \dot{y}^2}{2} + \frac{I_c \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2} \right) = I_c \dot{\theta}$$

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{\theta}} \right) = \frac{d}{dt} (I_c \dot{\theta}) = I_c \ddot{\theta}$$

$$\frac{\partial T}{\partial \theta} = \frac{\partial}{\partial \theta} \left( \frac{m_c \dot{y}^2}{2} + \frac{I_c \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2} \right) = 0$$



$$\begin{aligned}
\frac{\partial \Pi}{\partial \theta} &= \frac{\partial}{\partial \theta} \left[ \frac{C_{uu}}{2} (y - L_k \theta)^2 + \frac{C_{uu}}{2} (y + L_k \theta - h_l)^2 \right] \\
&= \frac{C_{uu}}{2} 2(y - L_k \theta)(-L_k) + \frac{C_{uu}}{2} 2(y + L_k \theta - h_l)L_k \\
&= -C_{uu} L_k y + C_{uu} L_k^2 \theta + C_{uu} L_k y + C_{uu} L_k^2 \theta - C_{uu} L_k h_l \\
&= 2C_{uu} L_k^2 \theta - C_{uu} L_k h_l,
\end{aligned}$$

Об'єднуючи отримані вирази, формулюємо друге диференціальне рівняння:

$$I_c \ddot{\theta} + 2C_{uu} L_k^2 \theta = C_{uu} L_k h_l \quad (3.8)$$

Перепишемо рівняння (3.7) і (3.8) з урахуванням виразу (3.6):

$$m_c \ddot{y} + 2C_{uu} y = C_{uu} h_o \sin \frac{2\pi \omega}{L_o} t \quad (3.9)$$

$$I_c \ddot{\theta} + 2C_{uu} L_k^2 \theta = C_{uu} L_k h_o \sin \frac{2\pi \omega}{L_o} t \quad (3.10)$$

З урахуванням введених нових позначень запишемо рівняння (3.9) і (3.10):

$$\ddot{y} + P_y^2 y = \frac{C_{uu}}{m_c} h_o \sin \frac{2\pi \omega}{L_o} t \quad (3.11)$$

де  $P_y^2 = \frac{2C_{uu}}{m_c}$  – квадрат власної кругової частоти машини по узагальненій координаті  $y$ ,  $c^{-2}$ ;

$$\ddot{\theta} + P_\theta^2 \theta = \frac{C_{uu} L_k}{I_c} h_o \sin \frac{2\pi \omega}{L_o} t \quad (3.12)$$

де  $P_\theta^2 = \frac{2C_{uu} L_k^2}{I_c}$  – квадрат власної кругової частоти машини по узагальненій координаті  $\theta$ ,  $c^{-2}$ .

Рішення рівняння (3.11) і (3.12) має такий вигляд [93, 94]:

$$y = C_1 \cos P_y t + C_2 \sin P_y t + \frac{C_{uu} h_o}{m_c \left| P_y^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \omega}{L_o} t - \psi_1 \right) \quad (3.13)$$

$$\theta = C_3 \cos P_\theta t + C_4 \sin P_\theta t + \frac{C_{uw} L_k h_o}{I_c \left| P_\theta^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \omega}{L_o} t - \psi_2 \right) \quad (3.14)$$

Перші дві складові в виразах (3.13) і (3.14) описують вільні коливання ВДМ, які визначаються з початкових умов і через деякий час практично зникають. Залишаються вимушені коливання, які описуються в такий спосіб:

$$y = \frac{C_{uw} h_o}{m_c \left| P_y^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \omega}{L_o} t - \psi_1 \right) \quad (3.15)$$

$$\theta = \frac{C_{uw} L_k h_o}{I_c \left| P_\theta^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \omega}{L_o} t - \psi_2 \right) \quad (3.16)$$

Безпосередньо з виразу (3.16) отримуємо умову втрати стійкості ВДМ в поперечній площині при асиметричному обурення:

$$P_\theta^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} = 0 \quad (3.17)$$

або після заміни власної кругової частоти  $P_\theta$  отримуємо:

$$\frac{2C_{uw} L_k^2}{I_c} - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} = 0 \quad (3.18)$$

Із виразу (3.18) розраховуємо допустиму (критичну) швидкість  $\nu_d$ , за якої настає втрата стійкості пневмоколійної ВДМ з нерозрізним мостом в поперечній площині під час її збуреного руху. Таким чином, допустима швидкість прямо пропорційна змінній довжини хвилі нерівностей дорожнього покриття гірничої виробки і радіальної жорсткості коліс та обернено пропорційна змінній моменту інерції ВДМ за наявності кінематичних збурень:

$$\nu_d = \frac{L_k L_o}{\pi} \sqrt{\frac{C_{uw}}{2I_c}}, \text{ м/с.} \quad (3.19)$$

Криві залежності допустимої швидкості ВДМ з пневмоколісним ходом та нерозрізним мостом, розрахованої за виразом (3.19), залежно від довжини хвилі нерівностей підшви виробки, побудовані за допомогою стандартних математичних методів та апроксимацією, зображені на рис 3.4.

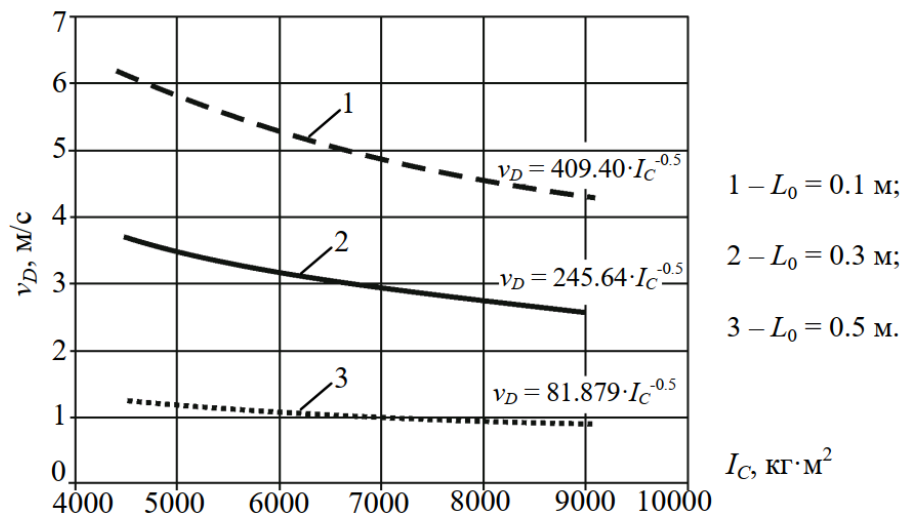


Рисунок 3.4 – Графік залежності допустимої швидкості вантажно-доставної машини від довжини синусоїди  $L_0$  профілю дорожньої поверхні

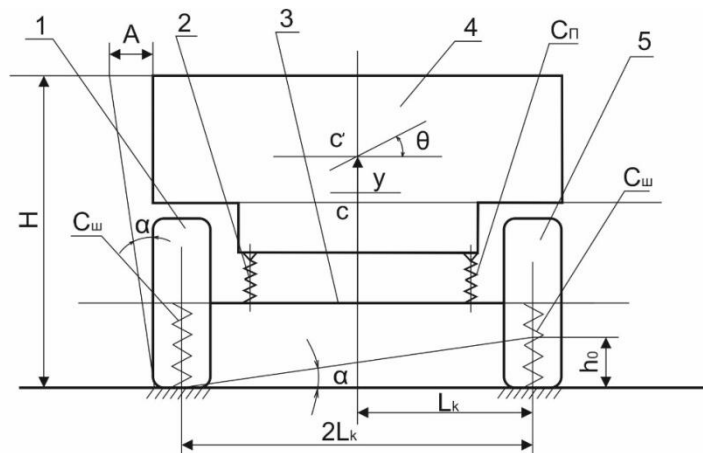
На рис. 3.4 наочно показано, що допустима швидкість пневмоколісної ВДМ ( $v_d$ ) з жорсткою підвіскою під час збуреного руху в поперечній площині змінюється за степеневим законом і залежать від довжини хвилі нерівностей підшви виробки та величини моменту інерції ( $I_c^{-0.5}$ ).

За результатами аналізу отриманих залежностей був зроблений висновок, що при інтенсифікації гірничих робіт збільшити допустиму швидкість ВДМ, що традиційно застосовуються в галузі, можливо шляхом зниження амплітуди нерівностей профілю шахтної дороги.

Відомі методи конструювання шахтного СО побудовані з урахуванням гірничотехнічних факторів, що характеризують особливості роботи різних модифікацій випробовуваних машин в умовах конкретного гірничодобувного підприємства. Для підвищення адаптаційної здатності та ефективності роботи ВДМ в розділах 3.3 і 3.4 розглядаються математичні моделі поперечної стійкості можливих модифікацій ВДМ з урахуванням впливу їх конструктивних особливостей.

### 3.3. Поперечна стійкість ВДМ з нерозрізним мостом на пружній підвісці

На рис. 3.5 представлена розрахункова схема ВДМ з пружною підвіскою (вид спереду).



1 – праве колесо; 2 – пружна підвіска; 3 – нерозрізний міст;  
4 – корпус машин; 5 – ліве колесо

Рисунок 3.5 – Розрахункова схема ВДМ з пружною підвіскою

Як і раніше будемо вважати, що кінематичні збурення мають місце тільки з лівого боку по ходу руху ВДМ, рівняння обуреного руху отримаємо за формою рівняння Лагранжа другого роду (3.1). При цьому, з урахуванням співвідношення мас підресореної і непідресореної частин машини, можна перейти до еквівалентного коефіцієнта жорсткості підвіски [95].

$$C_э = \frac{C_{ш} C_n}{C_{ш} + C_n} \quad (3.20)$$

де  $C_э$  – еквівалент коефіцієнта жорсткості підвіски, Н/м;

$C_{ш}$  – радіальна жорсткість пневматичного колеса, Н/м;

$C_n$  – жорсткість пружної підвіски ВДМ з нерозрізним мостом, Н/м.

В цьому випадку можна скористатися розрахунковою схемою рис.3.5, де замість коефіцієнта радіальної жорсткості коліс, з'являється еквівалент коефіцієнта жорсткості підвіски (3.20).

Тоді потенціальна енергія системи приймає наступний вигляд:

$$П = \frac{C_э}{2} (y - L_k \theta)^2 + \frac{C_э}{2} (y + L_k \theta - h_{л})^2 \quad (3.21)$$

Кінетичну енергію системи записуємо за аналогією з виразом (3.2), вносячи уточнення в окремі складові:

$$T = \frac{m_{\Pi} \dot{y}^2}{2} + \frac{I_{\Pi} \dot{\theta}^2}{2} + \frac{m_c v^2}{2}, \quad (3.22)$$

де  $m_{\Pi}$  – маса підресорених частин ВДМ, кг;

$I_{\Pi}$  – момент інерції підресорених частин машини щодо поздовжньої осі, яка проходить через центр маси цих частин, кг·м<sup>2</sup>;

Підставляючи вирази (3.21) і (3.22) в рівняння Лагранжа другого роду з урахуванням попередніх викладок отримуємо диференціальні рівняння:

$$m_{\Pi} \ddot{y} + 2C_3 y = C_3 h_d; \quad (3.23)$$

$$I_{\Pi} \ddot{\theta} + 2C_3 L_k^2 \theta = C_3 L_k h_d. \quad (3.24)$$

Перепишемо рівняння (3.23) і (3.24) з урахуванням виразу (3.6):

$$m_{\Pi} \ddot{y} + 2C_3 y = C_3 h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t; \quad (3.25)$$

$$I_{\Pi} \ddot{\theta} + 2C_3 L_k^2 \theta = C_3 L_k h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t. \quad (3.26)$$

Після введення нових позначень записуємо рівняння (3.25) і (3.26):

$$\ddot{y} + P_{y1}^2 y = \frac{C_3}{m_{\Pi}} h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t, \quad (3.27)$$

де  $P_{y1}^2 = \frac{2C_3}{m_{\Pi}}$  – квадрат власної кругової частоти машини по узагальненій координаті  $y_1$ , с<sup>-2</sup>;

$$\ddot{\theta} + P_{\theta1}^2 \theta = \frac{C_3 L_k}{I_{\Pi}} h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t, \quad (3.28)$$

де  $P_{\theta1}^2 = \frac{2C_3 L_k^2}{I_{\Pi}}$  – квадрат власної кругової частоти машини по узагальненій координаті  $\theta_1$ , с<sup>-2</sup>.

Рішення рівнянь (3.27) і (3.28) має такий вигляд [93]:

$$y = C'_1 \cos P_{y1}t + C'_2 \sin P_{y1}t + \frac{C_3 h_o}{m_c \left| P_{y1}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \nu}{L_o} t - \psi'_1 \right), \quad (3.29)$$

$$\theta = C'_3 \cos P_{\theta 1}t + C'_4 \sin P_{\theta 1}t + \frac{C_3 L_k h_o}{I_{\Pi} \left| P_{\theta 1}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \nu}{L_o} t - \psi'_2 \right). \quad (3.30)$$

Перші дві складові в виразах (3.29) і (3.30) описують вільні коливання системи, визначаються початковими умовами і через деякий час зникають. Залишаються вимушені коливання, які описуються в такий спосіб:

$$y = \frac{C_3 h_o}{m_c \left| P_{y1}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \nu}{L_o} t - \psi'_1 \right), \quad (3.31)$$

$$\theta = \frac{C_3 L_k h_o}{I_{\Pi} \left| P_{\theta 1}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi \nu}{L_o} t - \psi'_2 \right). \quad (3.32)$$

Безпосередньо з виразу (3.32) отримуємо умову втрати стійкості ВДМ з пружною підвіскою в поперечній площині при асиметричних кінематичних збуреннях.

$$P_{\theta 1}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} = 0, \quad (3.33)$$

або після заміни власної кругової частоти  $P_{\theta 1}^2$ :

$$\frac{2C_3 L_k^2}{I_{\Pi}} - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} = 0. \quad (3.34)$$

Звідки отримуємо допустиму швидкість  $\nu'_d$  ВДМ з пневмоколісним ходом на пружній підвісці, при якій настає втрата стійкості під час збуреного руху в поперечній площині та при асиметричних кінематичних збуреннях:

$$\nu'_d = \frac{L_k L_o}{\pi} \sqrt{\frac{C_3}{2I_{\Pi}}}, \text{ м/с.} \quad (3.35)$$

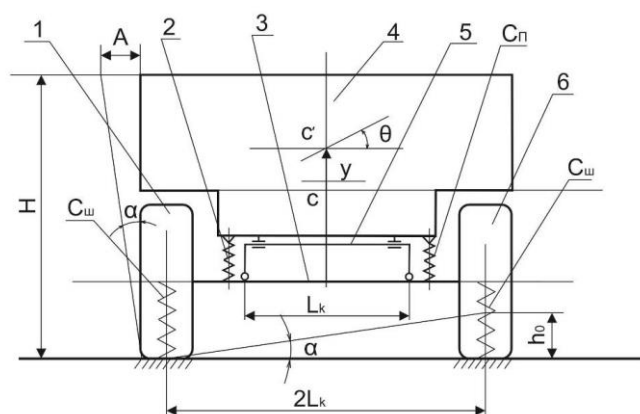
З рівняння 3.35 наочно показано, що допустима швидкість пневмоколійної ВДМ  $v'_d$  з нерозрізним мостом на пружній підвісці під час збуреного руху в поперечній площині також змінюється за степеневим законом і залежать від довжини хвилі нерівностей підшови виробки та величини моменту інерції підресорених частин машини щодо поздовжньої осі, яка проходить через центр маси цих частин.

Підвищення адаптаційної здатності за рахунок застосування елементів пружної підвіски можливо за умови правильного підбору її жорсткості для конкретних ВДМ з урахуванням гірничотехнічних факторів, що характеризують особливості роботи різних модифікацій машин в умовах конкретного гірничодобувного підприємства.

### 3.4. Вплив стабілізатора поперечної стійкості на допустиму швидкість ВДМ з пружною підвіскою.

Для збільшення поперечно-кутової жорсткості пружної підвіски ВДМ застосовують стабілізатор поперечної стійкості, при якому вертикальна жорсткість залишається незмінною.

На рис. 3.6 представлена розрахункова схема ВДМ з пружною підвіскою та стабілізатором поперечної стійкості (вид спереду).



1 – праве колесо; 2– пружна підвіска; 3– нерозрізний міст; 4– корпус машин; 5 – стабілізатором поперечної стійкості; 6– ліве колесо

Рисунок 3.6 – Розрахункова схема ВДМ з пружною підвіскою і стабілізатором поперечної стійкості (вид спереду)

Рівняння обуреного руху отримуємо в формі рівняння Лагранжа другого роду (3.1), маючи на увазі перехід еквівалентної жорсткості підвіски (3.20). В цьому випадку система має два ступені свободи, коли  $\dot{q}_1 = y$ ,  $\dot{q}_2 = \theta$ , де  $y$  – вертикальне переміщення центру підресорених мас машини,  $\theta$  – кут повороту підресорених частин машини в поперечній площині.

Потенціальна енергія системи реалізується енергією стисненого повітря в пневматичних колесах та енергією пружної підвіски, а також кутовою жорсткістю стабілізатора поперечної стійкості, і має такий вигляд:

$$П = \frac{C_3}{2}(y - L_k \theta)^2 + \frac{C_3}{2}(y + L_k \theta - h_l)^2 + \frac{C_\beta}{2} \theta^2, \quad (3.36)$$

де  $C_3$  – коефіцієнт еквівалентної жорсткості пружної підвіски, Н/м;

$C_\beta$  – кутова жорсткість стабілізатора поперечної стійкості, Н/м;

$h_l$  – висота підйому лівого колеса нерозрізного моста на нерівностях синусоїдального профілю, м.

$L_k$  – довжина половини колії машини, м.

Для визначення кінетичної енергії скористаємося виразом (3.22).

Підставляючи вираз (3.22) і (3.36) в рівняння Лагранжа другого роду, отримуємо наступне диференціальні рівняння:

$$m_{II} \ddot{y} + 2C_3 y = C_3 h_l; \quad (3.37)$$

$$I_{II} \ddot{\theta} + (2C_3 L_k^2 + C_\beta) \theta = C_3 L_k h_l. \quad (3.38)$$

Перепишемо рівняння (3.37) і (3.38) з урахуванням виразу (3.6):

$$m_{II} \ddot{y} + 2C_3 y = C_3 h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t; \quad (3.39)$$

$$I_{II} \ddot{\theta} + (2C_3 L_k^2 + C_\beta) \theta = C_3 L_k h_o \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t. \quad (3.40)$$

Рівняння (3.39) ділимо на  $m_{II}$ , рівняння (3.40) ділимо на  $I_{II}$ , отримуємо вирази в наступному вигляді:

$$\ddot{y} + \frac{2C_3}{m_{II}} y = \frac{C_3 h_o}{m_{II}} \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t; \quad (3.41)$$



$$\ddot{\theta} + \left( \frac{2C_3 L_k^2 + C_\beta}{I_\Pi} \right) \theta = \frac{C_3 L_k h_o}{I_\Pi} \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t. \quad (3.42)$$

Виводимо наступне позначення:

$$P_{y2}^2 = \frac{2C_3}{m_\Pi}. \quad (3.43)$$

де  $P_{y2}^2$  – квадрат власної кругової частоти системи зі стабілізатором поперечної стійкості по узагальненій координаті  $y_2$ ,  $c^{-2}$ ;

$$P_{\theta2}^2 = \frac{2C_3 L_k^2 + C_\beta}{I_\Pi}. \quad (3.44)$$

де  $P_{\theta2}^2$  – квадрат власної кругової частоти системи зі стабілізатором поперечної стійкості по узагальненій координаті  $\theta_2$ ,  $c^{-2}$ .

Перепишемо рівняння (3.41) і (3.42) з урахуванням виразу (3.43) та (3.44):

$$\ddot{y} + P_{y2}^2 y = \frac{C_3 h_o}{m_\Pi} \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t; \quad (3.45)$$

$$\ddot{\theta} + P_{\theta2}^2 \theta = \frac{C_3 L_k h_o}{I_\Pi} \sin \frac{2\pi\omega}{L_o} t. \quad (3.46)$$

Рішення рівняння (3.45) та (3.46) набуває такого вигляду:

$$y = C_1'' \cos P_{y2} t + C_2'' \sin P_{y2} t + \frac{P_{y2}^2 h_o}{2 \left| P_{y2}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi\omega}{L_o} t - \psi_1'' \right); \quad (3.47)$$

$$\theta = C_3'' \cos P_{\theta2} t + C_4'' \sin P_{\theta2} t + \frac{C_3 L_k h_o P_{\theta2}^2}{(2C_3 L_k^2 + C_\beta) \left| P_{\theta2}^2 - \frac{4\pi^2 \nu^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi\omega}{L_o} t - \psi_2'' \right). \quad (3.48)$$

У виразах (3.47) і (3.48) перші дві складові описують вільні коливання системи, які швидко згасають, їх можна не брати до уваги. У штатному випадку рішення рівнянь (3.45) і (3.46) можна записати наступним чином:

$$y = \frac{P_{y2}^2 h_o}{2 \left| P_{y2}^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi v}{L_o} t - \psi_1'' \right); \quad (3.49)$$

$$\theta = \frac{C_\beta L_k h_o P_{\theta 2}^2}{(2C_\beta L_k^2 + C_\beta) \left| P_{\theta 1}^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} \right|} \sin \left( \frac{2\pi v}{L_o} t - \psi_2'' \right), \quad (3.50)$$

де  $\psi_j$  – фазовий кут, рад.

З цих виразів записуємо умови втрати стійкості системи при поперечних коливаннях ВДМ під час збуреного руху, викликаних нерівностями шляху, відхиленнями висоти і жорсткості пружної підвіски:

$$P_{y2}^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} = 0; \quad (3.51)$$

або після розкриття власної кругової частоти  $P_{y2}^2$  отримуємо:

$$\frac{2C_\beta L_k^2 + C_\beta}{I_\Pi} - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} = 0. \quad (3.52)$$

Звідки отримуємо допустиму швидкість при якій настає втрата стійкості пневмоколісної ВДМ з нерозрізним мостом на пружній підвісці при наявності стабілізатора поперечної стійкості:

$$v_d'' = \frac{L_o}{2\pi} \sqrt{\frac{2C_\beta L_k^2 + C_\beta}{I_\Pi}}. \quad (3.53)$$

При встановленні розрахункової швидкості руху ВДМ необхідно трасу розбивати на ділянки з характерними ухілами і профілем подошви виробки, станом її покриття і радіусами поворотів для яких визначається стійкість машини і відповідно її допустима швидкість. У відповідність [66] під час руху ВДМ під уклон швидкість її обмежується умовами гальмування. Тому при входженні СО в криволінійні ділянки підземних трас швидкість руху і поперечна стійкість ВДМ визначаються з урахуванням таких обмежень як: бічні відхилення машини на поворотах з відповідними радіусами їх кривизни, ширина профілю покришок і звужування проїжджої частини виробок.

### 3.5. Вибір характеристик стабілізатора поперечної стійкості ВДМ

Шахтними дослідженнями режимів роботи СО встановлено, що при неусталених режимах руху ВДМ, на поворотах, під впливом бічних сил, викликаних косоюсиметричними кінематичними збуреннями, виникають крени статичного і динамічного походжень. У вітчизняній і зарубіжній практиці математичного моделювання режимів роботи пневмоколісних машин відомі методи парирування кренів стабілізаторами поперечної стійкості.

Стабілізатори поперечної стійкості в статичній постановці розраховуються на забезпечення певної кутової жорсткості. При динамічному аспекті вибору параметрів стабілізаторов поперечної стійкості [96] вони виступають як пружні елементи динамічної системи, які впливають на власні динамічні характеристики системи і опосередковано на стійкість обуреного руху в поперечній площині при наявності косоюсиметричних кінематичних збурень. Але в обох випадках основну роль грає кутова жорсткість стабілізатора поперечної стійкості як пружного елемента підвіски ВДМ. В даному випадку геометричні параметри стабілізатора спрощуються. Розрахункова схема представлена на рис. 3.7

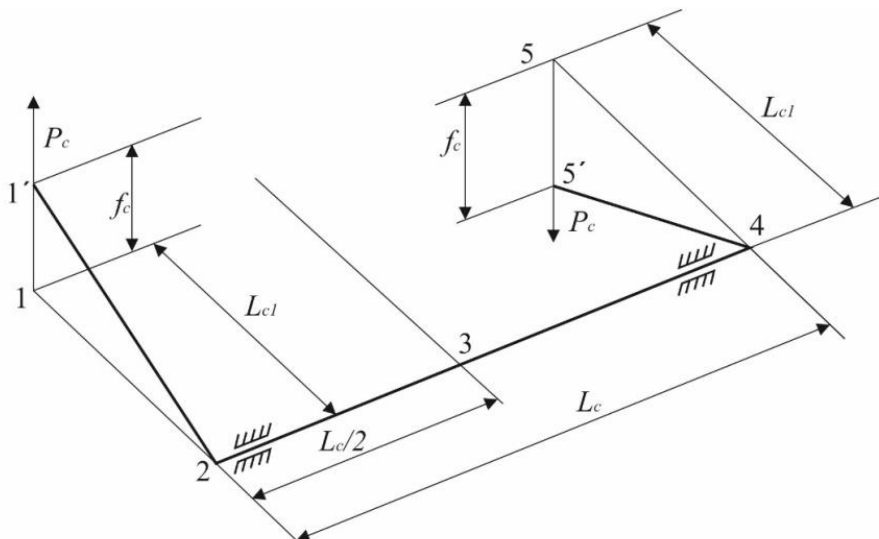


Рисунок 3.7 – Розрахункова схема стабілізатора поперечної стійкості

Лінійне переміщення  $f_c$  реалізується вигином ділянок 1–2 і 5–4, а також крутінням ділянок 2–4, лінійна жорсткість стабілізатора визначається як:

$$C_c = \frac{P_c}{f_c}, \quad (3.54)$$

де  $C_c$  – лінійна жорсткість стабілізатора поперечної стійкості, Н/м;  
 $f_c$  – лінійне переміщення стабілізатора, м;  
 $P_c$  – навантаження при нахилі, Н.

Для довільного профілю поперечного перерізу стабілізатора можна записати [93]:

$$C_c = \frac{E}{L_{c1}^2 \left[ \frac{L_{c1}}{I_u} + (1 + \nu) \frac{L_c}{I_p} \right]}. \quad (3.55)$$

де  $E$  – модуль пружності матеріалу стабілізатора, Па;  
 $I_u$  – осьової момент інерції поперечного перерізу стабілізатора, м<sup>4</sup>;  
 $I_p$  – поперечний момент інерції перетину стабілізатора, м<sup>4</sup>;  
 $\nu$  – коефіцієнт Пуассона.

Для круглого профілю поперечного перерізу стабілізатора:

$$C_c = \frac{Ed^4}{20L_{c1}^2 \left[ \frac{L_{c1}}{3} + (1 + \nu) \frac{L_c}{2} \right]}, \quad (3.56)$$

де  $d$  – діаметр профілю поперечного перерізу стабілізатора, м.

З виразу (3.55) і (3.56) отримуємо кутову жорсткість стабілізатора поперечної стійкості. Для довільного профілю поперечного перерізу стабілізатора:

$$C_\beta = \frac{EL_c^2}{2L_{c1}^2 \left[ \frac{L_{c1}}{3I_u} + (1 + \nu) \frac{L_c}{I_p} \right]}. \quad (3.57)$$

Для круглого профілю поперечного перерізу стабілізатора:

$$C_c = \frac{Ed^4 L_c^2}{40L_{c1}^2 \left[ \frac{L_{c1}}{3} + (1 + \nu) \frac{L_c}{2} \right]}. \quad (3.58)$$

Таким чином, отримані жорсткісні параметри стабілізаторів поперечної стійкості ВДМ з пружною підвіскою, що дозволяє визначати кутову жорсткість підвіски таких машин для динамічних досліджень.

### 3.6. Висновки до розділу 3

За результатами проведеного дослідження проаналізовано компоувальні схеми шарнірно-зчленованих систем самохідного обладнання, обґрунтовано доцільність застосування для ВДМ рознесеною схеми шарнірних вузлів, коли передня і задня секції з'єднані між собою тільки вертикальним шарніром. Горизонтальний шарнір при цьому використовується для балансірної підвіски заднього моста. Компоувальні особливості рознесеною шарнірно-зчленованою несучої системи ВДМ використані в розробці математичних моделей обуреного руху при наявності кососімметричних кінематичних збурень, які покладені в основу визначення допустимої швидкості для вибору параметрів гірничих виробок.

Наведені математичні моделі враховують статичний і динамічний критерії вибору геометричних параметрів гірничих виробок, розраховані на перспективу створення самохідного обладнання нового покоління шляхом застосування пружної підвіски нерозрізних мостів і стабілізаторів поперечної стійкості.

За результатами аналізу отриманих залежностей можна констатувати, що при інтенсифікації гірничих робіт збільшення допустимої швидкості ВДМ, що традиційно застосовуються в галузі досягається шляхом зниження амплітуди нерівностей профілю шахтної дороги та підвищення адаптаційної здатності ВДМ за рахунок пружної підвіски нерозрізного моста.

Застосування математичної моделі руху ВДМ передбачає перспективу створення високоадаптивного самохідного обладнання нового покоління оснащеного пружною підвіскою та стабілізаторами поперечної стійкості, при цьому встановлено, що допустима швидкість ВДМ з жорсткою підвіскою за умови збуреного руху в поперечній площині змінюється за степеневим законом і залежать від величини моменту інерції підресорених частин машини щодо поздовжньої осі, яка проходить через центр маси цих частин.

## РОЗДІЛ 4

### ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ СХЕМ ДОСТАВКИ РУДИ ТРАНСПОРТНО-ТЕХНОЛОГІЧНИМИ КОМПЛЕКСАМИ САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ

#### **4.1. Визначення функцій і структури енергозберігаючої транспортно-технологічної системи рудника**

В умовах інтенсифікації гірничого виробництва під час розробки уранових родовищ всі технологічні процеси і операції з видобутку і переміщенню руди від вибою до поверхні шахти повинні бути взаємопов'язані в часі і просторі. У зв'язку з цим транспортно-технологічні схеми доставки руди по підземних виробках включають процеси випуску, навантаження, транспортування рудної маси в даній роботі розглядаються як єдина взаємодіє система.

Транспортування руди в підземних виробках традиційно є одним з трудомістких процесів і складає 30-40% від загальної трудомісткості видобутку. Тому, в рамках проекту поетапного освоєння виробничої потужності НКР, нами передбачається розробка і впровадження енергозберігаючих транспортно-технологічних схем доставки руди по блоковим, дільничним і магістральним виробках із застосуванням самохідного обладнання високого технічного рівня.

Результати експертної оцінки експлуатаційних параметрів самохідного обладнання на рудниках СхідГЗК показали, що висока продуктивність праці може бути досягнута за рахунок високої мобільності і маневреності комплексу ВДМ і обладнання нового покоління, які механізують основні і допоміжні процеси видобутку руди.

Висота заїздів і підземних гірничих виробок, як правило, обмежена, що накладає додаткові умови при виборі типу навантажувальних і транспортних машин. На вибір навантажувальних і транспортних машин значний вплив також мають вихід негабаритних шматків руди, відстань транспортування,

умови розвантаження (в рудоспуск або в іншу транспортну ланку) та стан проїжджої частини транспортних виробок [97].

Склад комплексів машин зумовлюється гірничотехнічними умовами розробки родовища. Шахтними дослідженнями встановлено, що навантаження і транспортування рудної маси ВДМ нового покоління переважно виконуються в навантажувальних заїздах, перетин яких були сформовано з урахуванням параметрів обладнання, яке традиційно експлуатується. Через невідповідність параметрів виробок габаритам сучасного самохідного обладнання і великого виходу некондиційних шматків руди значно знижуються маневреність, напірне зусилля і продуктивність ВДМ.

Зазначені факти вимагають розробки нових технологічних схем доставки руди, адаптованих до поетапного збільшення виробничої потужності НКР і орієнтованих на ресурсо- та енергозбереження. При цьому необхідно враховувати, що на вибір комплексу навантажувального і транспортного обладнання негативний вплив надаватимуть: довжина відкатки руди, яка збільшується в процесі виконання гірничих робіт, стан траси, що постійно погіршується та умови навантаження рудної маси і розвантаження її в рудоспуск.

Дослідженнями потенційних резервів технологічних схем ВШТ із застосуванням СО високої вартості встановлено, що ефективне використання може бути досягнуто за роботи його без простоїв протягом зміни та при високому рівні обслуговування. Тому, для продуктивної роботи комплексу сучасного СО, перш за все, необхідно обґрунтувати раціональні параметри навантажувальних, доставних й транспортних виробок, в яких повинна ефективно працювати високопродуктивна техніка нового покоління, і забезпечити безперервні процеси навантаження, доставки, вивантаження, дроблення крупнокускової руди та розвантаження її в рудоспуск.

Структуру механізованих комплексів самохідного обладнання і функції машин визначають [98] застосовувані на шахті системи розробки уранових

родовищ, що передбачають певний порядок і послідовність виконання основних і допоміжних технологічних процесів і операцій.

Відповідно до основних вимог розробки рудних родовищ ТТСР повинна забезпечувати: задану продуктивність рудника, при заданому числі вибоїв; пропускну здатність транспортних виробок і безпеку робіт [5, 99].

Для упорядкування процедури вибору та формування раціональних комплектів технологічного і транспортного обладнання була розроблена структурна схема застосування механізованих комплексів із зазначенням транспортно-технологічних зон дії машин нового покоління, в межах яких були встановлені потенційні резерви підвищення продуктивності очисного блоку (рис. 4.1).

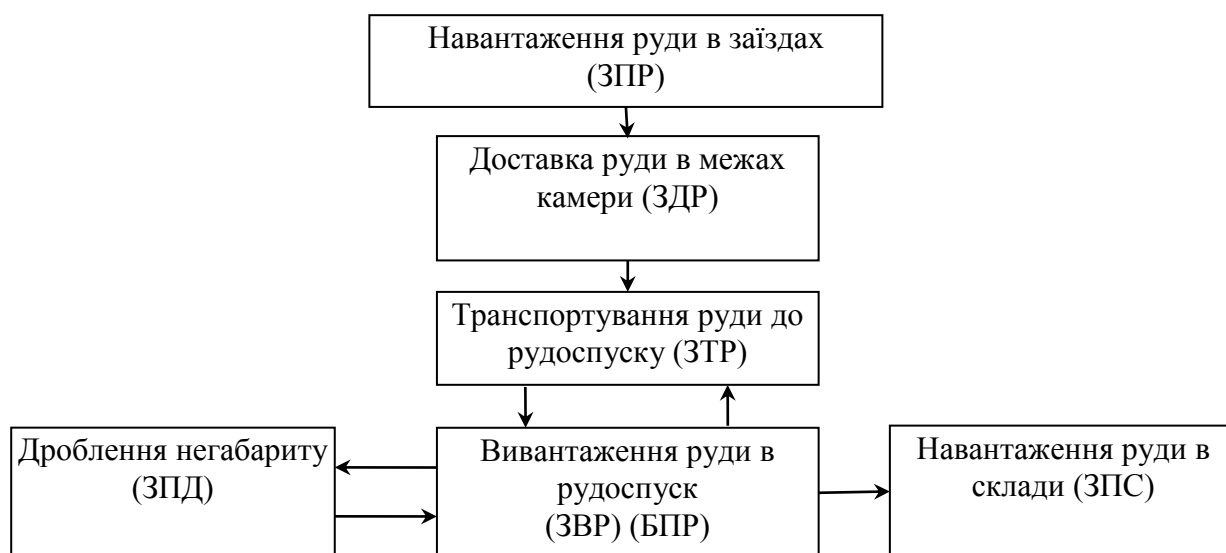


Рисунок 4.1 – Транспортно-технологічна схема і зони ефективної дії ВДМ нового покоління

Під час підготовки очисної камери до розробки ВДМ виконує технологічні операції з навантаження і транспортування відбитої гірничої маси в межах проведених виробок, маневрові операції по завантаженню ковша (ЗПР) та розвантаження гірничої маси до рудоспуску (ЗДР). При відпрацюванні запасів руди безпосередньо в очисних камерах виконуються операції з навантаження гірничої маси в заїздах, доставці її в межах камери та транспортування гірничої маси до рудоспуску з подальшою передачею на транспортний горизонт.



На практиці, якщо плече відкочування має збільшену довжину, тоді транспортування гірничої маси ВДМ здійснюють в комплексі з самохідними вагонами або автосамоскидами. Для цього в транспортних виробках передбачається підготовка попередніх ніш для розміщення підземного автосамоскиду і виконання маневрів у привибійній зоні і на розвантажувальних пунктах.

Відповідно до норм технологічного проектування [100] в одному вибої може перебувати лише одна вантажна машина, а число постачальних машин, що обслуговують вантажну машину, може досягати чотирьох – п'яти в залежності від гранулометричного складу рудної маси, відстані доставки, вантажопідйомності ВДМ, встановленої схеми і швидкості їх руху в порожньому і навантаженому стані. Обмеження ширини привибійного простору призводять до необхідності проведення додаткових роз'їздних камер по всій довжині транспортних виробок.

Формування транспортно-технологічних схем переміщення руди від вибою до стовбура шахти і вибір комплексів самохідного обладнання багато в чому визначаються умовами їх роботи і параметрами застосовуваних систем розробки. В даний час на зарубіжних рудниках, базовим елементом комплексів самохідного обладнання є ВДМ ківшового типу. При відстані доставки руди до 400 м ковшові ВДМ використовуються як самостійний транспортний засіб або як навантажувальний модуль в комплексі з самохідними вагонами, постачальними машинами, конвеєрами.

Шахтними дослідженнями експлуатаційної роботи ВДМ нового покоління встановлено, що основними причинами порівняно низькою їх продуктивністю в умовах вітчизняних копалень є: невідповідність конструктивних параметрів підземних виробок характеристикам впроваджуваного високотехнологічного транспортного обладнання; незадовільний стан проїжджої частини шахтних доріг для ефективних умов експлуатації ВДМ; неконтрольований вихід негабариту і низький рівень обслуговування машин нового покоління [101].

Незадовільний стан проїжджої частини шахтних доріг різко знижує швидкість машин, викликає інтенсивний знос шин та вихід з ладу вузлів ходової частини, таких як бортовий редуктор, карданний вал, диференціал, шарнірне з'єднання та інше. Неконтрольований вихід негабариту сприяє поломкам ковша, адаптерів та коронок, а від перевантаження металоконструкцій стріли виникає її руйнування [102]. Останнє обумовлено тим, що при буро-підривному способі відбійки руди свердловинами  $\varnothing = 100$  мм, розмір некондиційного шматка руди досягає 1000 мм, а вихід цих шматків становить 10–15% від загального обсягу відбитої руди.

Відповідно до структурно-логічної схеми дослідження механізований комплекс самохідного обладнання розглядається як транспортно-технологічна система, в якій функції її елементів залежать від того, як елементи системи взаємодіють між собою. У зв'язку з цим розрахунок експлуатаційних параметрів вантажно-транспортного обладнання нового покоління необхідно виконувати з урахуванням поправочних коефіцієнтів, що відображають особливості взаємодії елементів системи в реальних умовах гірничого виробництва.

Необхідність обліку поправочних коефіцієнтів обумовлена тим, що при формуванні забійних вантажно-постачальних комплексів із застосуванням машин нового покоління, традиційно користуються їх технічною продуктивністю [103, 104, 105]. Тобто технічна продуктивність, записана в паспорті впроваджуваної машини, служить підставою для визначення напрямів удосконалення робочих процесів та ступеня її використання по продуктивності.

На практиці виробнича норма виробітку ВДМ – кількість руди, що підлягає переміщенню протягом робочої зміни з урахуванням конкретних умов її роботи, необхідного часу для перестановки, технічного огляду і ремонту машини, а також часу простоїв, пов'язаних з технологічними і технічними відмовами [61]. При поетапному підвищенні виробничої потужності рудника зазначені фактори визначають експлуатаційні показники ефективності роботи комплексів СО.

У реальних умовах експлуатації ВДМ високого технічного рівня найважливішим показником її роботи є інтенсивність процесу доставки руди. Експериментально доведено, що інтенсивність процесу доставки руди залежить не тільки від експлуатаційних параметрів ВДМ, але й від кускуватості гірничої маси, одержаної під час буро-підривних робіт.

Важливість останнього фактора обумовлена тим, що кускуватість руди і вихід негабариту, через відповідні коефіцієнти, визначають місткість ковша ВДМ і, відповідно, її типорозмір та технічну продуктивність.

Відповідно до рекомендацій [40] технічна продуктивність ( $Q_{ТД}$ ) ковшових ВДМ визначається виразом:

$$Q_{ТД} = 60 \frac{V_K \cdot K_{НК} \cdot \gamma}{t_{Ц} \cdot k_P} \text{ (Т/ГОД)}, \quad (4.2)$$

де  $V_K$  – об'єм ковша, м<sup>3</sup>;

$k_{НК}$  – коефіцієнт наповнення ковша;

$k_{НК} = 0,8 - 1,1$  для велико-кускуватої руди;

$k_{НК} = 0,55 - 0,7$  для вологого сипучої руди;

$k_{НК} = 0,55 - 0,75$  для дрібної руди крупністю до 50 мм;

$\gamma$  – об'ємна маса руди, т/м<sup>3</sup>;

$t_{Ц}$  – тривалість циклу, хв;

У реальних умовах експлуатації самохідних машин і обладнання тривалість циклу вантажно-транспортних процесів і операцій необхідно виконувати з урахуванням поправочних коефіцієнтів, тоді:

$$t_{Ц} = t_H + t_P + k_D(t_G + t_{II}), \quad (4.3)$$

де  $t_H$  – час наповнення ковша, хв;

$$t_H = \frac{(41 \div 46) \cdot k_{НГ}}{60}, \quad (4.4)$$

де  $k_{НГ}$  – коефіцієнт, що враховує вихід негабариту;

Таблиця 4.3 – Коефіцієнт виходу негабаритних шматків

Вихід негабаритних шматків, %	0 – 5	5 – 10	10 – 15	15 – 20
$k_{НГ}$	1	1,2	1,3	1,4

$t_P$  – час розвантаження ковша, хв;

$$t_P = \frac{31 \cdot k_M}{60} \quad (4.5)$$

$k_M$  – коефіцієнт, що враховує маневри при розвантаженні;  $k_M = 1,1-1,5$

$t_G$  – час руху машини з вантажем, хв.;

$$t_G = \frac{0,06 \cdot L_D}{v_G} \quad (4.6)$$

$L_D$  – довжина доставки, м;

$v_G$  – середня швидкість руху машини з вантажем, км/год.;

$t_{II}$  – час руху порожньої машини, хв.;

$$t_{II} = \frac{0,06 \cdot L_D}{v_{II}} \quad (4.7)$$

$v_{II}$  – середня швидкість руху порожньої машини, км/год.;

$k_D$  – коефіцієнт нерівномірності руху машини,  $k_D = 1,1$ ;

Експлуатаційна продуктивність ківшових ВДМ

$$Q_e = Q_{II} \cdot k_G \cdot (T_{CM} - T_{ПЗ}) \quad (4.8)$$

де  $k_G$  – середній коефіцієнт використання вантажопідйомності,  $k_G = 0,8 - 1,0$ ;

$T_{ПЗ}$  – час на підготовчо-заклучні операції,  $T_{ПЗ} = 0,7 - 0,8$  год.

Якщо відома якість дроблення руди, що характеризується певним середнім діаметром шматка  $d_{CP}$ , то експлуатаційна продуктивність ВДМ першого покоління (т/зміну), визначається виразом [26]:

$$Q_D = \frac{60 \cdot T_{CM} \cdot q \cdot k_{II} \cdot k_{НГ}}{v_{CP} + \frac{25 + 0,02q \cdot t_{3AB}}{\left(\frac{B}{d_{CP}}\right)^{1,5}} + t_P} \quad (4.9)$$

де  $q$  – вантажопідйомність машини, т;

- $k_H$  – коефіцієнт використання машини протягом зміни,  $k_H = 0,7$ ;
- $k_{HT}$  – коефіцієнт, що враховує вивезення і складування негабаритних шматків,  $k_{HT} = 0,9 - 0,95$ ;
- $L_D$  – довжина доставки, м;
- $v_{CP}$  – середня по трасі швидкість руху машини; км/год.;
- $t_{ЗAB}$  – середній час ліквідації одного зависання,  $t_{ЗAB} = 15$  хв.;
- $B$  – ширина ковша машини, м;
- $d_{CP}$  – середній діаметр шматка, м.

Шахтними дослідженнями встановлено, що експлуатаційні параметри ВДМ визначаються її швидкістю, відстанню транспортування і обсягом вантажу, що перевозиться. Графік залежності продуктивності ВДМ від довжини доставки наведено на рис 4.2.

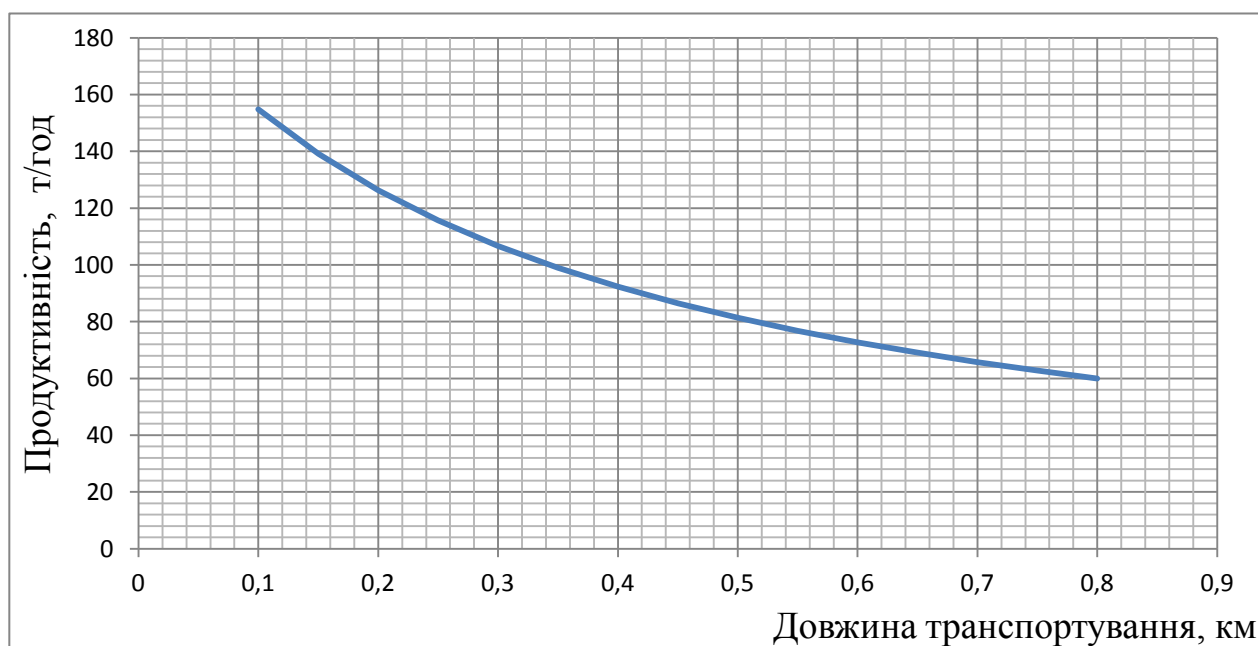


Рисунок 4.2 – Залежність продуктивності ВДМ від відстані транспортування

За результатами досліджень ТТСП [48] із застосуванням СО можна констатувати, що робота ВДМ у комплексах транспортних засобів не тільки сприяє підвищенню їх експлуатаційної продуктивності, але й створює умови для переходу від циклічної до циклічно-поточної технології доставки уранової руди з очисних блоків.

На рис. 4.3 наведено базовий варіант енергозберігаючої транспортно-технологічної схеми взаємодії машин і обладнання дільничного вантажно-доставного комплексу, що забезпечує перехід від циклічної до циклічно-поточної організації гірничопідготовчих і очисних робіт на етапі підвищення виробничої потужності рудника з 0,5 до 1,2 млн. т руди на рік [106].

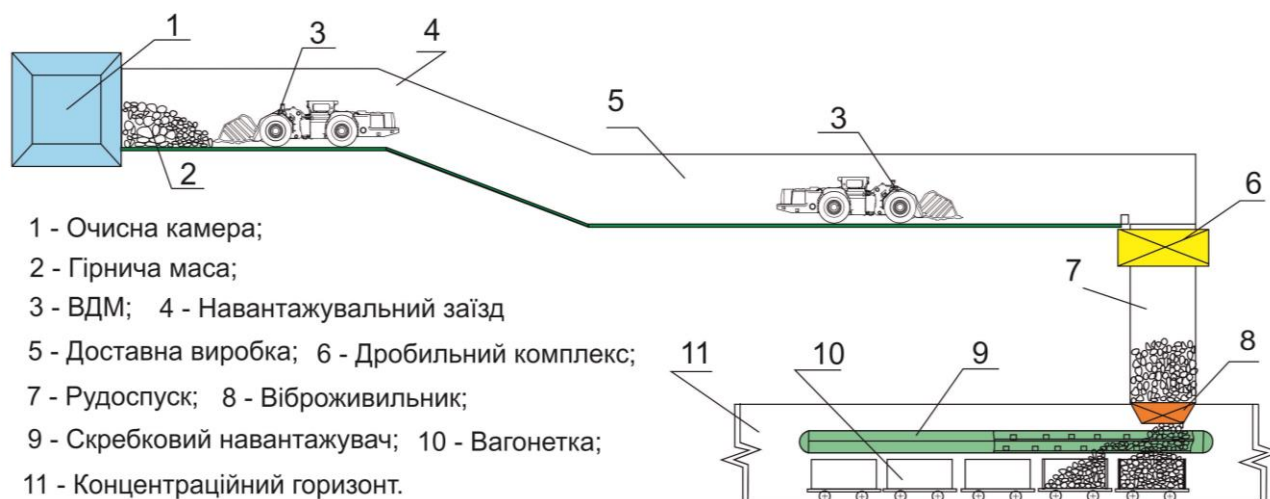
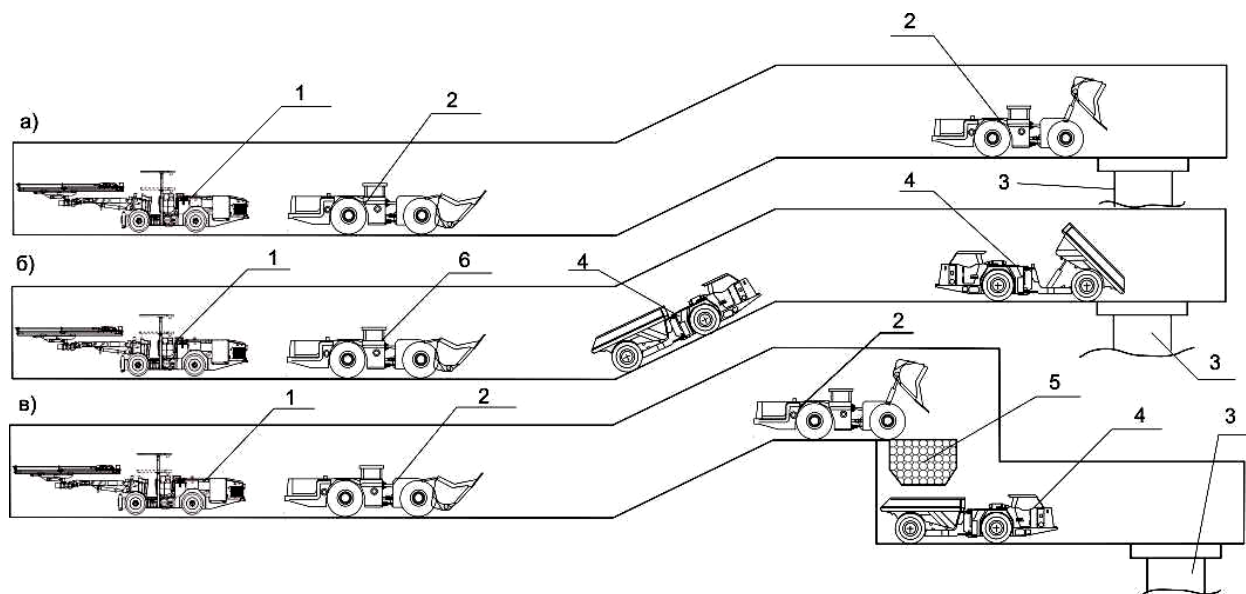


Рисунок 4.3 – Варіант удосконаленої транспортно-технологічної схеми доставки руди з очисної камери до концентраційного горизонту

Наведений варіант був обґрунтований за підсумками аналізу передового досвіду розробки уранових родовищ і результатами виконаних теоретичних і експериментальних досліджень експлуатаційних параметрів транспортно-технологічної системи «ВДМ – ГВ». Принципи енергозбереження та область ефективного застосування циклічно-поточної технології базуються на нових технічних рішеннях, підтверджених патентами України [107, 114, 116, 125].

Відповідно до програми поетапного освоєння виробничої потужності НКР, при довжині транспортування руди від вибою блоку до акумулюючого рудоспуску  $L \leq 500$  м., рекомендується схема доставки великокускової рудної маси ківшовими ВДМ до рудоспуску і вивантаження її на віброгрохот з механізмом для дроблення руди (Варіант А ) рис 4.4.



1 – бурова установка; 2 – ВДМ; 3 – рудоспуск; 4 – доставна машина (автосамоскид); 5 – бункер, 6 – навантажувальна машина.

Рисунок 4.4. – Транспортно-технологічні схеми видобутку руди із застосуванням ВДМ

З огляду на високу вантажну здатність і швидкість руху ВДМ нового покоління негабаритні шматки руди, без попереднього дроблення в навантажувальних заїздах, вантажаться в ківш машини разом з кондиційним шматками, доставляються до рудоспуску і розвантажуються на віброгрохот. По мірі надходження руди на віброгрохот кондиційні шматки просіваються і потрапляють прямо в рудоспуск, а негабаритні дробляться за допомогою механізму дроблення до кондиційного розміру і направляються також в рудоспуск. Таке технічне рішення дозволяє виключити технологічні перерви і тривалі простой ВДМ, пов'язані із застосуванням вибухових робіт для вторинного дроблення негабаритних шматків руди безпосередньо в навантажувальних заїздах.

При довжині доставки руди від вибою блоку до акумулюючого рудоспуску  $L \geq 500$  м рекомендується застосовувати (Варіант Б) відповідно до якого технологічні процеси навантаження руди в ківш ВДМ, доставки по виробках камери, вивантаження рудної маси на вібраційний грохот, дроблення негабаритів і акумулювання руди в рудоспуску виконуються аналогічно з

варіантом А. Виняток становить процес транспортування руди в протяжних дільничних виробках, який передбачає взаємну роботу ВДМ з самохідними доставними машинами.

За результатами моделювання технологічних процесів транспортування руди в протяжних підземних виробках, викривлених в профілі і плані, були встановлені зони ефективної дії одиночної і двох ВДМ, а також комплексу самохідного обладнання.

Перспективним напрямком в області створення циклічно-потокових технологічних схем доставки руди слід вважати схему В, яка передбачає безперервне транспортування руди в межах блоку шляхом застосування комплексу самохідного обладнання високого технічного рівня. Така схема включає самохідну вантажну установку, оснащену пристроєм для дроблення негабаритів і конвеєром для навантаження руди на згинальний скребковий конвеєр, з подальшим розвантаженням на вібраційний грохот і далі в рудоспуск.

З урахуванням вищевикладеного основними факторами, що визначають експлуатаційні параметри ківшових ВДМ нового покоління в гірничотехнічних умовах розробки уранових родовищ, є:

- параметри очисного простору, перетини навантажувальних і постачальних виробок;
- гранулометричний склад гірничої маси, абразивність руди і ступінь їх злежуваності;
- умови навантаження (з навалу чи з підосви, з торця доставної виробки);
- уклон навантажувальних заїздів, трас і відстань доставки;
- тип дорожнього покриття проїжджої частини виробок і умови розвантаження (в рудоспуск, безпосередньо в вагонетку і т.д.);
- вимоги щодо обмеження забруднення повітряного середовища і безпеки робіт.

Встановлені за результатами виконаних досліджень показники, що визначають експлуатаційні параметри ВДМ нового покоління, склали базу



даних при розробці вихідних вимог на проектування енергозберігаючих транспортно-технологічних схем поетапного освоєння уранових родовищ із застосуванням механізованих комплексів самохідного вантажно-доставного і транспортного обладнання нового покоління.

#### **4.2. Координація конструктивних параметрів транспортних виробок з урахуванням експлуатаційних характеристик самохідного обладнання**

Експериментально доведено, що існуючі рекомендації щодо визначення конструктивних параметрів транспортних виробок не в змозі реально оцінити гірничо-геологічні та гірничотехнічні фактори, що впливають на продуктивність і адаптаційну здатність самохідного обладнання нового покоління. Безумовно, збільшення перерізу виробки дозволяє забезпечити експлуатацію транспортного обладнання більш ефективно і безпечно [108]. Однак це спричинить збільшення витрат на транспортування гірничої маси при проведенні виробок. У зв'язку з цим, для визначення раціональних параметрів гірничих виробок знадобилося провести теоретичні дослідження і моделювання процесів руху транспортних засобів нового покоління в обмеженому просторі.

Поширена в галузі тенденція застосування зарубіжних високопродуктивних машин не передбачає конструктивну ув'язку характеристик ВДМ нового покоління з параметрами навантажувальних заїздів і постачальних виробок експлуатованого блоку. Обумовлено це відсутністю методики оцінки і вибору перетинів гірничих виробок з урахуванням експлуатаційних параметрів ВДМ нового покоління в залежності від стану дорожнього покриття. Дослідженнями режимів роботи ВДМ Atlas Copco «ST3.5» в умовах шахти «Смолінська» встановлено, що на швидкість транспортування рудної маси в непрямолінійних постачальних виробках істотно впливають розміри бічних зазорів між корпусом рухомої машини і стінками виробки.

На рис. 4.5 представлена розрахункова схема щодо визначення бічних відхилень корпусу ВДМ для подальшого формування зазору між стінками гірничої виробки і власне ВДМ. Цей зазор формується в статиці, а також в динаміці з урахуванням коливальних процесів та відхилень корпусу ВДМ.

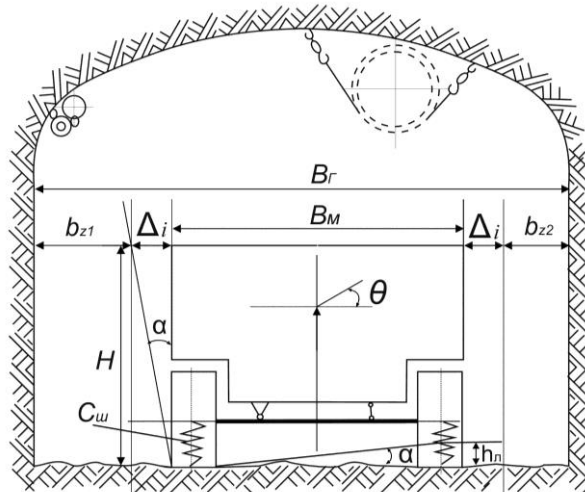


Рисунок 4.5 – Розрахункова схема до визначення конструктивних параметрів постачальних виробок для експлуатації ВДМ

Передня і задня секції ВДМ зчленовані між собою тільки вертикальним шарніром, горизонтальний шарнір використовується для балансування заднього моста [109, 110]. В цьому випадку конструктивно кут взаємного повороту передньої і задньої секцій зазвичай не перевищує  $7^\circ$  і в статиці може бути прийнятий в якості розрахункового для визначення необхідного зазору:

$$\Delta_i = H \operatorname{tg} \alpha \quad (4.10)$$

де  $\Delta_i$  – відхилення верхньої кромки кузова ВДМ в поперечному напрямку при наїзді колесом нерозрізного моста на виступ дороги, м;

$H$  – висота ВДМ, м;

$\alpha$  – кут взаємного повороту секції машини при наїзді на виступ, рад.

Оскільки  $\alpha_{max} = 7^\circ$ , то після підстановки цього значення кута в формулу (4.10) отримуємо мінімальний просвіт в статиці між стінкою гірничої виробки і ВДМ:

$$\Delta_{min} = 0,12H \quad (4.11)$$

де  $\Delta_{min}$  – мінімальний зазор між стінкою гірничої виробки і ВДМ в поперечному напрямку, м.

З іншого боку, як впливає з рис. 4.5:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{h_{\text{л}}}{2L_k} \quad (4.12)$$

де  $h_{\text{л}}$  – підйом колеса нерозрізного моста при наїзді на на виступ дороги, м;

$L_k$  – довжина половини колії нерозрізного моста, м.

Звідки:

$$h_{\text{л}} = 2L_k \operatorname{tg} \alpha \quad (4.13)$$

При  $\alpha_{\text{max}} = 7^\circ$ , вираз (4.13) приймає наступний вигляд

$$h_{\text{л}} = 0,24L_k \quad (4.14)$$

І в цьому випадку  $h_{\text{л}}$  – максимальний підйом колеса, який дозволяє кінематика рознесених шарнірів несучої системи ВДМ.

При жорсткій підвісці нерозрізного моста і обліку радіальної жорсткості пневматичних коліс, а також при наявності пружної підвіски і стабілізатора поперечної стійкості пропонується динамічний принцип формування зазору між стінкою гірничої виробки і бічною поверхнею ВДМ.

На цьому шляху використовуємо рішення диференційованих рівнянь обуреного руху ВДМ при кососімметричних кінематичних збуреннях, отримуємо бічні відхилення верхньої кромки кузова при визначенні регламентованого зазору між стінкою гірничої виробки і бічною поверхнею ВДМ на різних типах підвіски.

При жорсткій підвісці нерозрізного моста скористаємося формулою (4.10):

$$\Delta_{\text{жс}} = H \operatorname{tg} \theta_{\alpha 1} \quad (4.15)$$

де  $\Delta_{\text{жс}}$  – відхилення верхньої кромки кузова ВДМ в поперечному напрямку при жорсткій підвісці нерозрізного моста, м;

$\theta_{\alpha 1}$  – амплітудне значення кута кочення машини в поперчній площині при жорсткій підвісці, яке отримуємо з виразу (3.16), рад.

$$\theta_{\alpha 1} = \frac{C_{\text{ш}} L_k h_o}{I_c \left( P_\theta^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} \right)} \quad (4.16)$$

При пружній підвісці нерозрізного моста:

$$\Delta_y = Htg \theta_{\alpha 2} \quad (4.17)$$

де  $\Delta_y$  – відхилення верхньої кромки кузова ВДМ в поперечному напрямку при пружній підвісці нерозрізного моста, м;

$\theta_{\alpha 2}$  – амплітудне значення кута кочення машини в поперчній площині при пружній підвісці, яке отримуємо з виразу (3.32), рад.

$$\theta_{\alpha 2} = \frac{C_{\text{ш}} L_k h_o}{I_{\text{П}} \left( P_{\theta 1}^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} \right)} \quad (4.18)$$

При пружній підвісці нерозрізного моста і наявністю стабілізатора поперечної стійкості:

$$\Delta_{CT} = Htg \theta_{\alpha 3} \quad (4.19)$$

де  $\Delta_{CT}$  – відхилення верхньої кромки кузова ВДМ в поперечному напрямку при пружній підвісці нерозрізного моста і наявності стабілізатора поперечної стійкості, м;

$\theta_{\alpha 3}$  – амплітудне значення кута кочення машини в поперчній площині при пружній підвісці і наявності стабілізатора поперечної стійкості, яке отримуємо з виразу (3.50), радий.

$$\theta_{\alpha 3} = \frac{C_{\beta} L_k h_o P_{\theta 2}^2}{(2C_{\beta} L_k^2 + C_{\beta}) \left( P_{\theta 2}^2 - \frac{4\pi^2 v^2}{L_o^2} \right)} \quad (4.20)$$

Таким чином, ширина транспортної виробки при використанні ВДМ на пневмоколісному ході підбирається по статичному і динамічному критеріям, повинна задовольняти наступній умові:

$$B_{\Gamma} \geq B_m + 2\Delta_i + b_{z1} + b_{z1} \quad (4.21)$$

де  $B_{\Gamma}$  – ширина транспортної виробки, м;  $B_m$  – ширина ВДМ, м;  $\Delta_i$  – відхилення ВДМ в поперечному напрямку в залежності від критеріїв оцінки, м;  $b_{z1}$  та  $b_{z2}$  – технологічні зазори нормовані єдиними правилами безпеки при використанні СО, м.

При статичному критерії оцінки  $\Delta$ , розраховується за формулою (4.11), а при динамічному за формулами (4.16), (4.18) и (4.20) в залежності від типу підвіски нерозрізного моста. Після підстановки результатів в умову (4.21) приймається ширина транспортної виробки з більшим значенням.

Удосконалення способу визначення ширини гірничих виробок введенням нових технологічних параметрів дозволяє знизити питомі витрати на транспортування і збільшити продуктивність самохідного обладнання, і за рахунок цього підвищити ефективність транспортно-технологічної системи рудника з розробки уранових родовищ.

Крива залежності відхилення верхньої кромки кузова пневмоколісної ВДМ в поперчному напрямку при жорсткій підвісці нерозрізного моста від швидкості її руху зображена на рис 4.6.

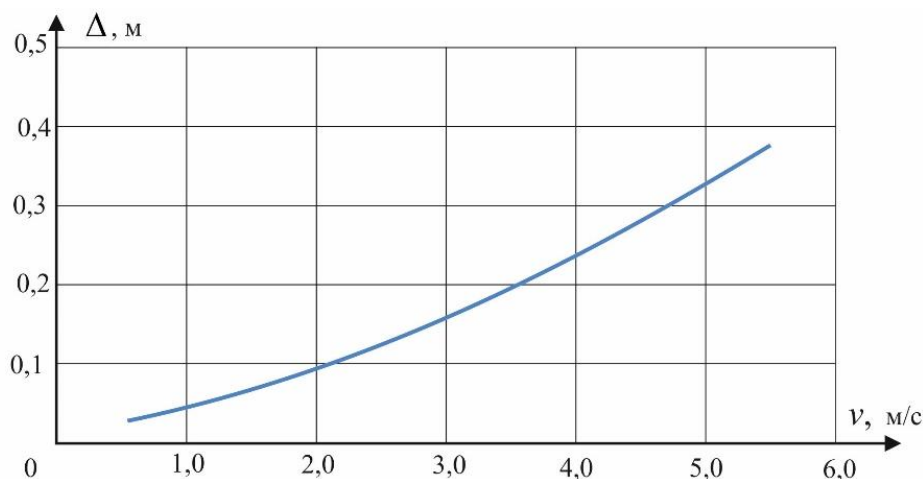


Рисунок 4.6 – Графік залежності відхилення верхньої кромки кузова ВДМ в поперчному напрямку від швидкості її руху

При вирішенні поставлених завдань досліджень встановлювалися фактори, що визначають специфіку роботи ВДМ в підземних умовах розробки уранових родовищ. Характерними особливостями розробки НКРУ є складна морфологія рудних покладів, геологічні розломи, нерівномірний розподіл корисних компонентів і т.д. Як наслідок нарізні та підготовчі виробки, що проводяться БПС, набувають криволінійну форму в плані з шорсткими бічними поверхнями.

Експериментальні та теоретичні дослідження дозволили обґрунтувати раціональні параметри гірничих виробок, при яких реалізуються експлуатаційні показники роботи ВДМ нового покоління і їх адаптаційна здатність [111].

Для отримання достовірної інформації про умови взаємодії елементів транспортно-технологічної системи «ВДМ – ГВ» зіставлялися результати теоретичних досліджень з відповідними показниками експериментальних даних і маркшейдерських зйомок. За результатами порівняльної оцінки отриманих значень будувалися динамічна вісь виробки в плані і гіпсометричні плани бічних поверхонь (рис.4.7), щільність ізоліній яких відповідає прийнятим на шахті параметрам БПР при формуванні перетину гірничопідготовчих і доставних виробок.

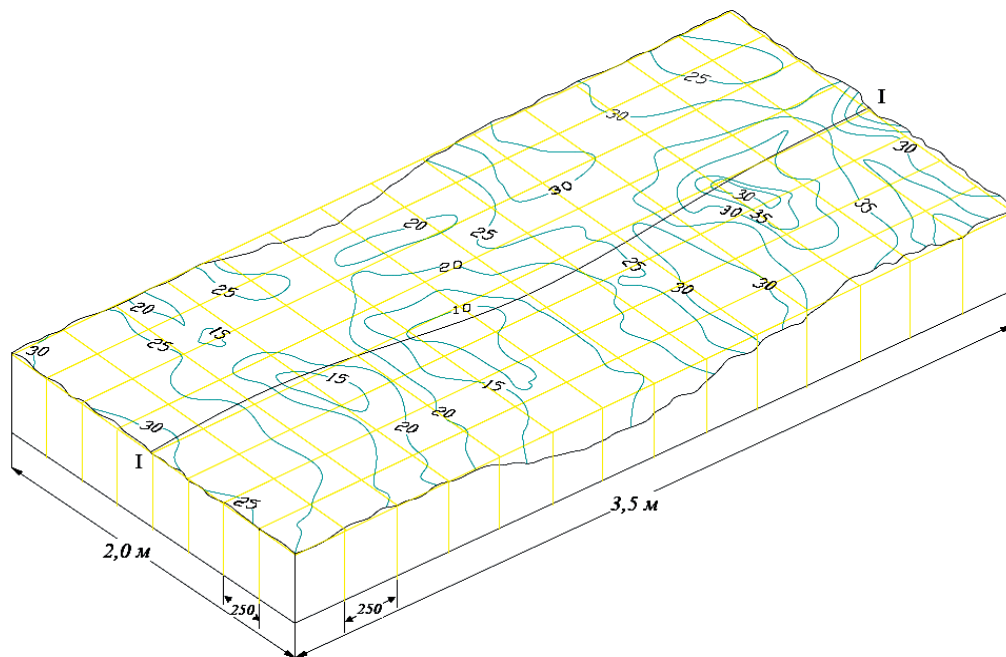


Рисунок 4.7 – Гіпсометричний план бічних поверхонь гірничої виробки, що проводиться буропідричним способом

За підсумками оцінки гіпсометричних планів бічних поверхонь гірничих виробок, отриманих на шахтах СхідГЗК, було встановлено, що при буропідривному способі проведення виробок амплітуда між відмітками горизонталей, проведеними на рівні виступів і западин бічних поверхонь, в середньому становить 0,2 – 0,25 м, а в окремих випадках досягає 0,35 м.

З позиції адаптації самохідного обладнання, що працює в обмеженому просторі з мінливою гіпсометрією, найбільший інтерес становить профіль поверхні боків гірничих виробок (рис.4.8).

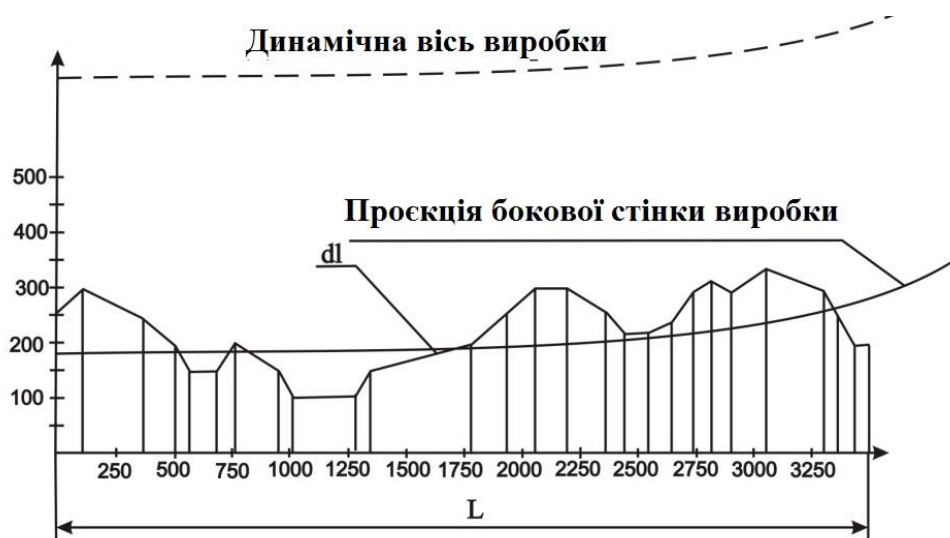


Рисунок 4.8 – Фрагмент поверхні боків гірничої виробки з реальною амплітудою нерівностей

Проведені дослідження дозволили також встановити, що при буропідривному способі проведення транспортних виробок ширина їх буде довільно змінюватися (до 0.7м). У зв'язку з цим, для корекції розрахунків продуктивності ВДМ та пропускної здатності транспортних виробок, був введений коефіцієнт адаптації, що враховує зміни швидкості руху машини з урахуванням рельєфу поверхні боків гірничих виробок [112]. Використовуючи фрагмент поверхні боків гірничої виробки з реальною амплітудою нерівностей, представлений на рис.4.6, коефіцієнт адаптації визначається за формулою:

$$k_A = \frac{\int dl}{L}, \quad (4.22)$$

де  $l$  – висота нерівностей (виступів і западин), м;  $L$  – довжина досліджуваної ділянки гірничої виробки, м.

Для визначення раціональної ширини гірничих виробок необхідно коригувати їх проектну ширину з урахуванням коефіцієнта адаптації:

$$B_p = B_{np} k_A, \text{ (м)}, \quad (4.23)$$

де  $B_{np}$  – проектна ширина гірничої виробки, м.

Слід зазначити, що проектна ширина гірничої виробки визначається з урахуванням типорозмірів обладнання, профілю траси і швидкості руху транспортних засобів. При розробці рудних родовищ, ширину гірничих виробок необхідно визначати з урахуванням мінливості динамічної осі транспортних виробок, гіпсометрії бічних поверхонь, профілю траси і швидкості руху транспортних засобів. Гіпсометрія бічних поверхонь після буропідривного проведення виробки також визначає адаптаційну здатність самохідного обладнання. Удосконалення способу визначення ширини гірничих виробок введенням нових технологічних параметрів дозволяє знизити питомі витрати на транспортування і збільшити продуктивність самохідного обладнання, і за рахунок цього підвищити ефективність транспортно-технологічної системи рудника з розробки уранових родовищ.

#### **4.3. Підвищення пропускної здатності транспортних виробок при поетапному освоєнні виробничої потужності уранових рудників**

Теоретичними дослідженнями встановлено, що в умовах інтенсифікації гірничих робіт на формування вантажопотоків з очисних і підготовчих вибоїв впливає пропускна здатність транспортних виробок.

Пропускна здатність гірничих виробок є основним показником, що впливає на експлуатаційні параметри транспортно-технологічної системи рудника з застосуванням самохідного обладнання. При поверхово-камерних системах розробки уранових родовищ пропускна здатність транспортних виробок характеризується кількістю руди вивезеної з експлуатаційного блоку в одиницю часу (т/зм, т/доб, т/міс). Експериментально доведено, що в реальних умовах шахтного середовища на показники пропускної спроможності підземних гірничих виробок, обладнаних СО, суттєво впливають ширина проїжджої частини і висота виробок, стан дорожнього покриття та адаптаційна здатність ВДМ в криволінійних ділянках траси.



В зарубіжній практиці розробки рудних родовищ одним із способів збільшення пропускної спроможності є поліпшення стану шахтних доріг шляхом покриття підшви гірничих виробок щебенем різної фракції по всій ширині виробки з подальшим зміцненням поверхні в'язкою сумішшю з бітуму, вапна, цементу і води [113].

Недоліком даної технології є великі питомі витрати на вирівнювання підшви транспортної виробки і складність зведення окремих шарів щебеню різної фракції, причому будівництво дорожнього покриття не забезпечує термінів введення транспортних виробок в експлуатацію.

Згідно технічним рішенням [114], проведення транспортних виробок і формування дорожнього покриття здійснюють методом визначення ширини проїзної частини з урахуванням швидкості, ширини покришок коліс і габаритів самохідного обладнання. Недоліком даної технології є висока трудомісткість, через будівництво в транспортних виробках дорожнього покриття по всій ширині проїзної частини.

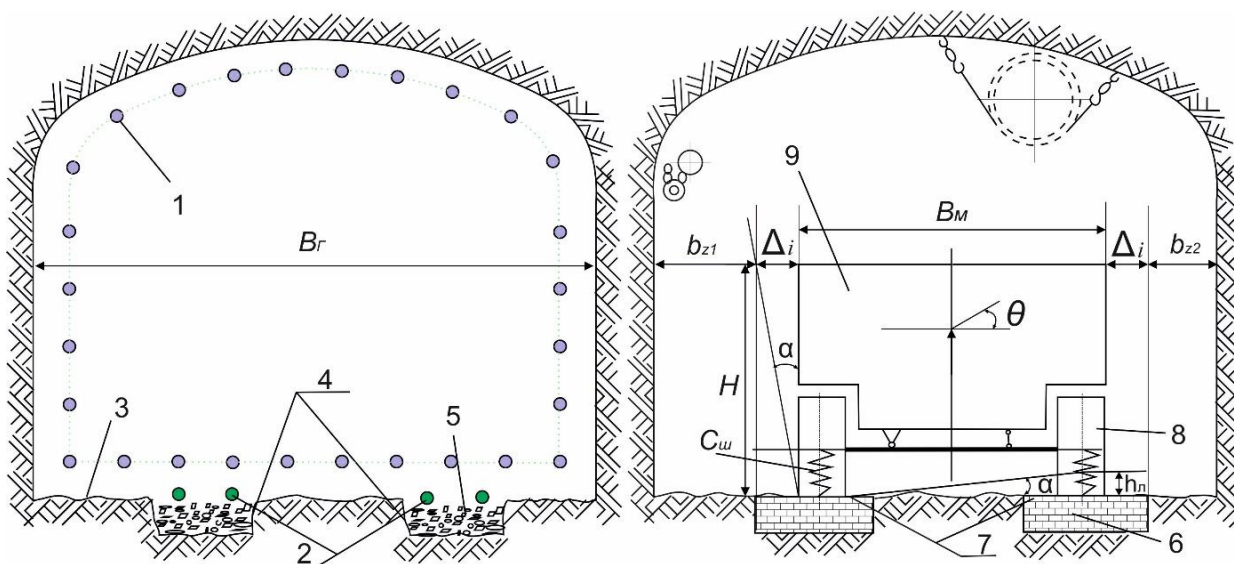
Результати аналізу методів зниження амплітуди нерівностей бокових поверхонь виробок при буропідривному їх проведенні [115] дозволили розробити ресурсозберігаючу технологію спорудження транспортних виробок з одночасним формуванням проїжджої частини для самохідного обладнання на пневмоколісному ході [116].

Ідея розробленої технології полягає в підвищенні ефективності ТТСР шляхом збільшення пропускної здатності транспортних виробок за рахунок формування колій проїжджої частини транспортної виробки, відповідно конструктивним, силовим і експлуатаційним параметрам ВДМ, з подальшим будівництвом дорожнього покриття тільки в місцях формування даних колій.

Спорудження проїжджої частини транспортної виробки включає операції: буріння та підривання контурних шпурів нижче рівня поверхні підшви виробки для створення спеціальній траншей для формування колій шляхом заповнення траншей бетонною сумішшю з наступним її ущільненням і вирівнюванням поверхні.

В умовах поетапного збільшення виробничої потужності шахти і інтенсифікації гірничих робіт доцільність формування проїжджої частини з бетонним покриттям колії набуває архіважливе значення. Обумовлено це, перш за все, необхідністю підвищення продуктивності ВДМ за рахунок нормалізації умов взаємодії коліс з шахтною дорогою та подовження ресурсу ходової частини і шин.

По результатам шахтних досліджень режимів роботи ВДМ встановлено, що рекомендований спосіб розробки рудних родовищ [116] дозволив, за рахунок вирівнювання профілю траси і зміцнення колії бетонною сумішшю, знизити коливальні процеси ВДМ у вертикальній і горизонтальній площинах, на 25-30% збільшити швидкість руху пневмоколісних самохідних машин в підземних виробках, підвищити коефіцієнт зчеплення коліс з полотном дороги і тягове зусилля машини. На рис. 4.9 зображено схему проведення транспортних підземних виробок буро підричним способом з формуванням колії контурними шпурами.



1 – шпури для оконтурювання перетину виробки; 2 – шпури для формування траншей під колію; 3 – поверхня підшви виробки після БПР; 4 – траншеї для колії; 5 – підірвана порода; 6 – суміш, що тужавіє; 7 – покриття колії; 8 – колесо ВДМ; 9 – ВДМ.

Рисунок 8 – Технологія спорудження транспортних виробок для підвищення адаптаційної здатності ВДМ і продуктивності ТТС

Процеси проведення транспортних виробок з формуванням проїжджої частини для транспортування руди виконуються згідно з паспортом буропідривних робіт. У відповідність з паспортом БПР (рис. 4.9) складається схема розміщення контурних шпурів, задаються динамічна вісь траси, ліва і права її колії, а також контури боків виробки з урахуванням динамічних відхилень корпусу ВДМ при максимально допустимій швидкості руху. З урахуванням опорного тиску ВДМ на підшву виробки розраховуються параметри формованої колії і бетонної суміші.

Слід відзначити, що спорудження підземних транспортних виробок з одночасним формуванням проїжджої частини і колій, конструктивні параметри яких відповідають експлуатаційними характеристиками ВДМ і розміру покришок їх коліс, сприяє суттєвому зниженню динамічних відхилень СО та підвищенню пропускної здатності транспортних виробок.

Рекомендована технологія проведення транспортних виробок буропідривним способом передбачає послідовний порядок виконання технологічних операцій. Попередньо задають контур руху самохідного обладнання з урахуванням його динамічних відхилень та визначають місце розташування і параметри колій відповідно конструктивним, силовим і експлуатаційним показникам ВДМ. Подалі формують поглиблення підшви шляхом буріння контурних шпурів на рівень, нижче поверхні підшви виробки (рис. 4.9). Глибина зміщення шпурів дорівнює товщині шару дорожнього покриття при впливі на нього максимального осьового навантаження від колеса самохідного обладнання. Сформоване буропідривним способом поглиблення під колію насичують твердіючою сумішшю з відповідними характеристиками.

Застосування наведеної технологічної схеми проведення транспортних виробок з формуванням проїжджої частини і колій, параметри яких відповідають конструктивним і силовим характеристикам пневматичних коліс СО з урахуванням ваги машини та динамічних її відхилень, підвищує зчеплення коліс з полотном дороги, тягове зусилля ВДМ та пропускну здатність транспортних виробок.

За результатами експериментальних і теоретичних досліджень експлуатаційних параметрів транспортних виробок встановлені закономірності впливу профілю трас на продуктивність самохідного обладнання. Доведено, що для обґрунтування параметрів транспортно-технологічних систем рудника необхідно процес доставки руди від вибою до рудоспуску розглядати як взаємодіючу підсистему «ВДМ – ГВ». Обумовлено це тим, що технологія розробки уранових родовищ має характерні особливості, що визначаються етапами розробки, конструктивними параметрами самохідного обладнання і зонами його функціонування.

Наприклад, при проведенні підготовчо-нарізних виробок робота комплексів самохідного обладнання і ВДМ умовно розділяється на чотири зони: зона навантаження гірничої маси; зона переміщення кондиційної руди в межах блоку; зона транспортування вантажів по дільничним виробках; зона вивантаження гірничої маси в рудоспуск [117]. Дані зони характеризуються різними показниками роботи ВДМ, які визначаються фізико-механічними властивостями гірських порід (коефіцієнт розпушення, кускуватість, абразивність і ін.), а також параметрами виробок і станом проїжджої частини.

Зазначені показники технологічності самохідного обладнання визначають параметри і область ефективної дії енергозберігаючих схем застосування ВДМ нового покоління в умовах поетапного освоєння уранових родовищ підземним способом. Основними експлуатаційними параметрами ВДМ прийнято вважати швидкість руху машини з вантажем і порожняком та масу вантажу.

Згідно з діючими вимогами [118] вибір типу імпортного доставного обладнання в значній мірі визначає організацію робіт на горизонті і в цілому по руднику. При розрахунках експлуатаційних параметрів важливо встановити межі області ефективного застосування різних видів транспортних засобів, кількість застосовуваних одиниць техніки і витрати на технічне обслуговування та проведення ремонтних і постачальних робіт [119, 120, 121].

Продуктивність ВДМ є найважливішим параметром при плануванні роботи самохідних комплексів. У зв'язку з цим для встановлення ступеня

впливу гірничотехнічних факторів на продуктивність самохідного обладнання було виконано імітаційне моделювання адаптаційної здатності ВДМ в реальних умовах чинного блоку (рис. 4.10).

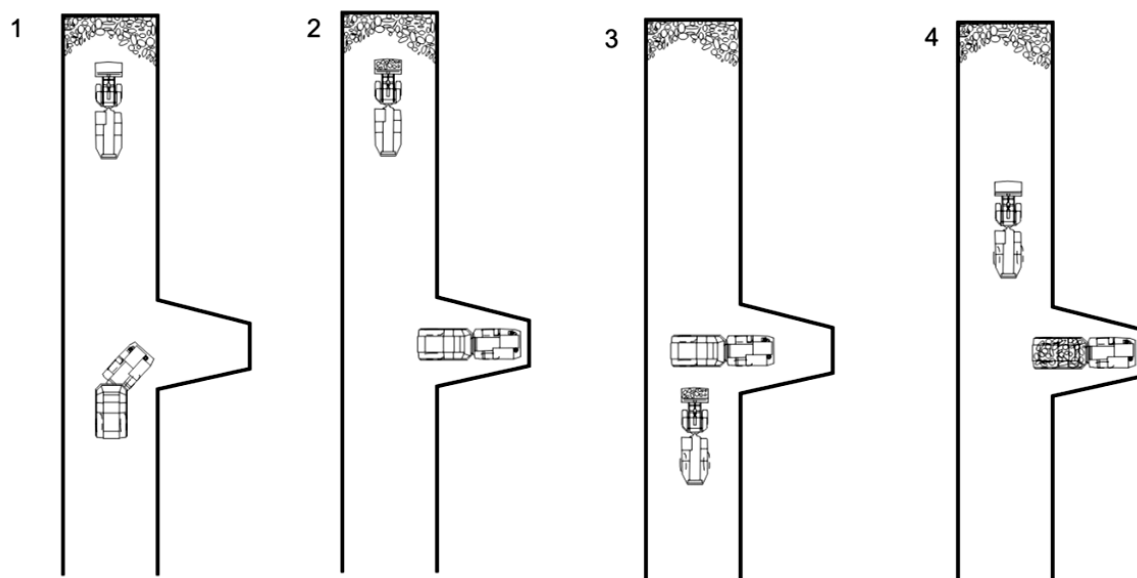


Рисунок 4.10 – Схема роз'їзду ВДМ і транспортного обладнання при проведенні підготовчих і нарізних виробок

Адаптація самохідного обладнання в ТТСП до гірничотехнічних умов, які постійно змінюються в часі і просторі, досягається застосуванням методики визначення конструктивних параметрів гірничих виробок з урахуванням величини відхилення від траєкторії транспортного обладнання під час руху його по нерівностям підшви гірничих виробок.

Характерними особливостями застосування самохідного обладнання нового покоління в реальних умовах шахтного середовища, які не враховуються в існуючих методиках, є взаємозв'язок ВДМ з гірничою виробкою, з перевантажним пунктом та з іншими проміжними ланками ТТСП. Для найбільш повного та всебічного вивчення цих властивостей і впливу на продуктивність самохідного обладнання інших визначальних чинників необхідно представити їх як елемент підсистеми «ВДМ – ГВ». Тобто підсистема «ВДМ – ГВ» повинна включати в себе ВДМ, транспортні виробки, автосамоскид, роз'їздні камери і пункти розвантаження.

Підсистеми такого типу доцільно розглядати при довжині доставки руди від вибою блоку до акумулюючого рудоспуску  $L \geq 500$  м з застосуванням автосамоскидів (рис. 4.4 – варіант Б, який передбачає взаємну роботу ВДМ з самохідними доставними машинами або з самоскидами).

З урахуванням вітчизняного і зарубіжного досвіду проведення транспортних гірничих виробок комплексами самохідного обладнання для гірничо-геологічних умов рудників «СхідГЗК» рекомендовано схеми розташування ВДМ і автосамоскидів, а також порядок їх взаємодії при виконанні роз'їздів в привибійній зоні підготовчої виробки, який включає наступні транспортно-технологічні операції. В зоні привибійного простору підземний автосамоскид виконує розворот на  $90^\circ$  відносно поздовжньої осі виробки заїздом в додаткову роз'їзду камеру і розташовується таким чином, щоб ВДМ проїхала і розмістилася торцем до автосамоскида.

Для такої схеми розташування комплексу самохідного обладнання проводиться додаткова роз'їзду камера – ніша, на всю довжину підземного автосамоскида (рис. 4.11).

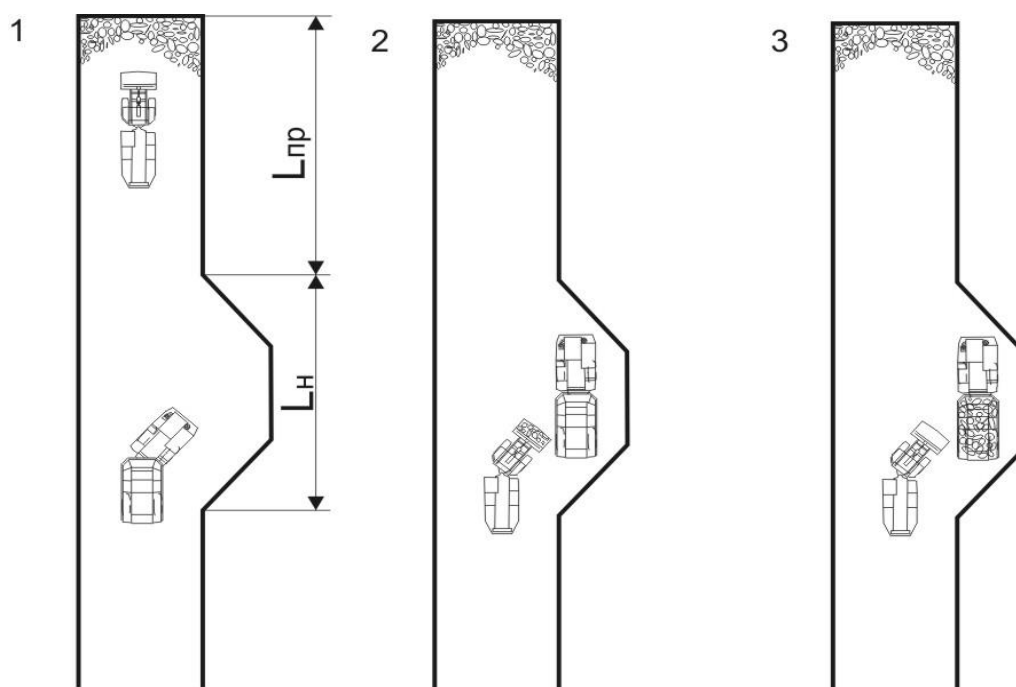


Рисунок 4.11 – Малоопераційна схема розташування самохідної техніки і порядок їх роз'їзду при проведенні підготовчих виробок

В процесі заїзду в нішу автосамоскид переміщається по траєкторії, перпендикулярній осі гірничої виробки, а ВДМ переміщається тільки вперед або назад. У підготовленій ніші автосамоскид виконує поворот на  $90^\circ$  до осі виробки, причому заїзд – виїзд необхідно проводити два рази. При першому заїзді автосамоскид пропускає ВДМ і виїжджає вперед, розміщуючись боком до ВДМ для завантаження, другий заїжджає в нішу, пропускає ВДМ в забій і виїжджає до перевантажувального пункту або до рудоспуску.

Комплекс самохідного обладнання в привибійній зоні виконує наступні технологічні операції: автосамоскид заїжджає в нішу і розташовується паралельно осі виробки, ВДМ набирає гірничу масу і транспортує до ніші, завантажує кузов автосамоскида, після чого автосамоскид виїжджає з ніші і транспортує гірничу масу до перевантажувального пункту або до завантажувальної воронки рудоспуску. Після закінчення прохідницьких робіт ніші, що були призначені для скорочення маневрових операцій СО, також будуть використовуватися для роз'їзду автосамоскидів при транспортуванні руди під час відпрацювання очисного блока. Величина кроку розташування ніш залежить від складу комплексу самохідного обладнання, параметрів гірничої виробки та стану проїжджої частини. Радіуси заокруглення гірничих виробок і їх ширина визначаються в залежності від кута складання рам (рис.4.12).

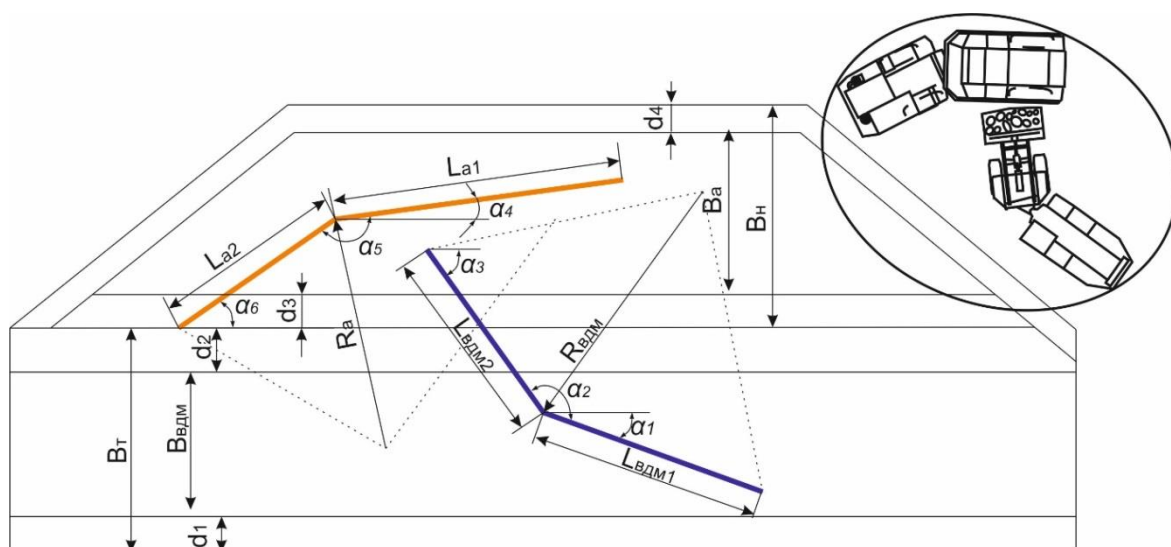


Рисунок 4.12 – Схема адаптації самохідного обладнання до роботи в криволінійних виробках і визначення параметрів ніш

Необхідно відзначити, що транспортування відбитої гірничої маси комплексом самохідного обладнання у привибійному просторі є циклічним процесом, який може стримувати розвиток гірничих робіт при розробці родовищ уранових руд. Наведена на рис. 4.12 схема адаптації ВДМ і самохідного автосамоскида у привибійному просторі характеризується умовами їх взаємодії і конструктивними параметрами транспортних виробок, такими як: висота  $H_G$  та ширина виробки ( $B_G$ ); відстань між роз'їздними нішами ( $L_H$ ); радіус заокруглення виробок ( $R_B$ ) та відстань транспортування ( $L_{OTK}$ ).

Необхідно відзначити, що ширина виробки ( $B_B$ ) визначається конструктивними параметрами ВДМ, амплітудою нерівностей поверхні підшоши виробки та швидкістю руху самохідного обладнання. Відстань між роз'їздними нішами ( $L_H$ ) залежить від складу комплексу самохідного обладнання та його ефективній роботи.

Варіанти транспортно-технологічних схем доставки руди механізованими комплексами самохідного обладнання і визначення їх параметрів розглянуті у розділі 4.1.

За результатами дослідження області ефективного застосування самохідного обладнання на зарубіжних і вітчизняних рудниках можна констатувати, що використання ВДМ в комплексах самохідних машин не тільки збільшує їх експлуатаційну продуктивність, але й створює умови для зменшення питомого обсягу підготовчо-нарізних робіт.

Розроблені енергозберігаючі технологічні схеми застосування комплексів самохідного обладнання з елементами нових технічних рішень, підтверджених патентами України, є основою для проектування гірничих робіт при поетапному освоєнні Новокосятинівського уранового родовища.

Результати досліджень умов взаємодії транспортно-технологічної підсистеми рудника «ВДМ – ГВ» дозволили уточнити рекомендації щодо визначення параметрів дільничних транспортних виробок.



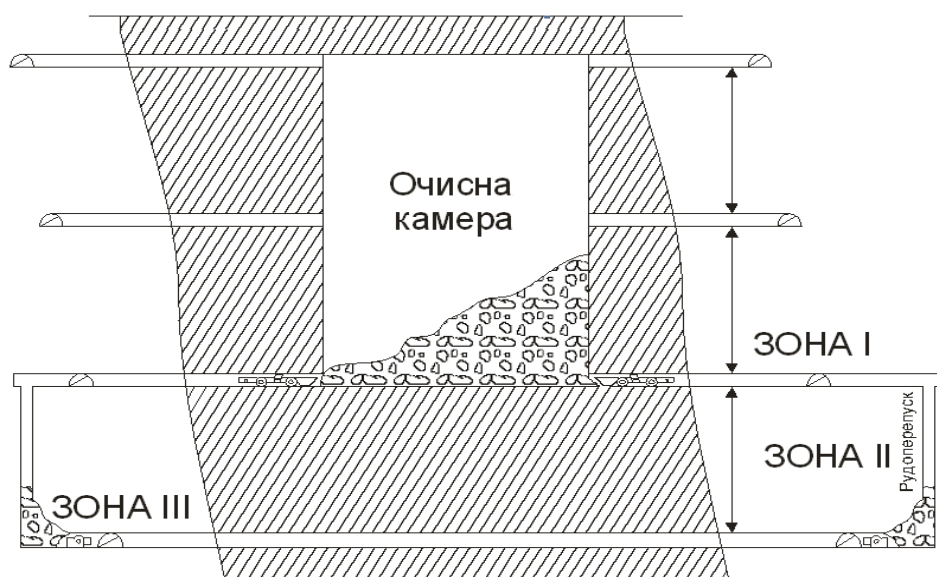
#### **4.4. Обґрунтування параметрів циклічно-поточної технології випуску і доставки руди в транспортних виробках**

При поетапному освоєнні запасів НКРУ формування вантажно-доставних комплексів має базуватися на комплексному обліку особливостей зміни умов розробки, а також якісних і кількісних показників ведення очисних і підготовчих робіт. У зв'язку з цим обґрунтування експлуатаційних параметрів самохідного обладнання нового покоління повинно виконуватися з розрахунку співучасті його при виконанні процесів випуску, доставки і навантаження руди.

У процесі обґрунтування параметрів транспортно-технологічних схем підземних рудників з урахуванням адаптаційних можливостей самохідного обладнання було встановлено, що сучасні системи підземного транспорту повинні базуватися на використанні транспортних засобів нового покоління, враховувати будь-які зміни технологічних процесів видобутку урану, бути високоадаптивними і орієнтованими на енерго- і ресурсозбереження .

Для досягнення поставленої мети були проведені комплексні дослідження особливостей переміщення вантажопотоків руди від вибою до стовбура шахти. Доведено, що впровадження засобів вантажно-доставного обладнання нового покоління в діючі схеми внутрішньошахтного транспорту дозволить вже на першому етапі освоєння Новокосянтинівського родовища перейти на циклічно-поточову технологію видобутку руди.

За результатами виконаних досліджень також встановлено, що для реалізації програми поетапного вдосконалення діючої транспортно-технологічної системи рудника потрібно виділити три головні зони [106] переміщення гірничої маси внутрішньошахтними транспортними засобами (рис. 4.13):



зона I – перевезення руди ВДМ в межах експлуатаційного блоку;

зона II – завантажування руди в дільничні транспортні засоби;

зона III – транспортування гірничої маси на концентраційних горизонтах

Рисунок 4.13 – Технологічні зони транспортування гірничої маси

Специфіка функціонування технологічних зон визначає різні варіанти транспортних схем. Для отримання реальної картини були детально досліджені діючі схеми транспорту шахти і встановлені особливості технологічних зон транспортування гірничої маси. Результати досліджень наведені в табл.4.3.

В діючій ТТСР найбільш трудомісткою і багатоопераційною транспортно-технологічною зоною є зона дії локомотивної відкатки (зона III), яка характеризується низькою продуктивністю і адаптивною здатністю морально застарілого обладнання, що знижує ефективність використання транспортно-технологічного обладнання експлуатаційного блоку (зона I).

Обумовлено це тим, що загальна тривалість процесу відкочування гірничої маси збільшується за рахунок завантажувальних і маневрових операцій по заміні навантажених вагонів на порожні, що істотно впливає на результати роботи транспортно-технологічної системи в цілому. Скорочення тривалості завантажувальних і маневрових операцій можливо при застосуванні циклічно-поточної організації вантажних робіт.

Таблиця 4.3 – Особливості функціонування технологічних зон транспортування руди в підземних виробках шахти

Технологічні зони №	Транспортно-технологічні процеси	Тип операції
I	Робота вантажно-транспортних машин (ВДМ) в межах очисного простору	– поглиблення ковша ВДМ в штабель відбитої гірничої маси
		– наповнення ковша
		– доставка гірничої маси до рудоспуску
		– розвантаження гірничої маси
		– видалення негабариту для повторного дробіння
II	Переміщення гірничої маси до рудоспусків і випускних вібролюків	– вмикання і вимикання вібролюка
		– перекриття вібролюка при тривалій перерві його роботи
III	Зона дії локомотивної відкатки на концентраційних горизонтах	– подача вагонеток до вібролюку
		– протягування поїзда
		– транспортування до пункту розвантаження
		– маневрові операції
		– розформування поїзда на вагонетки
		– обмін завантажених вагонеток на порожні
		– зчеплення вагонеток

До потенційних резервів в межах очисного простору (технологічна зона I) слід віднести усунення специфічних операцій по вторинному дробінню негабаритів в навантажувальних заїздах буропідривним способом за рахунок використанням ВДМ нового покоління, мінімальний об'єм ковша і силові параметри яких дозволяють вивозити їх за межі очисної камери

Таке технічне рішення дозволяє виключити технологічні перерви і тривалі простої ВДМ, пов'язані із застосуванням вибухових робіт для вторинного дроблення негабаритних шматків руди безпосередньо в навантажувальних заїздах експлуатаційного блоку та провітрюванням загазованих виробок і камер.

За результатами моделювання особливостей взаємодії процесів доставки крупнокускової руди ВДМ і вивантаження її на вібраційний грохот для

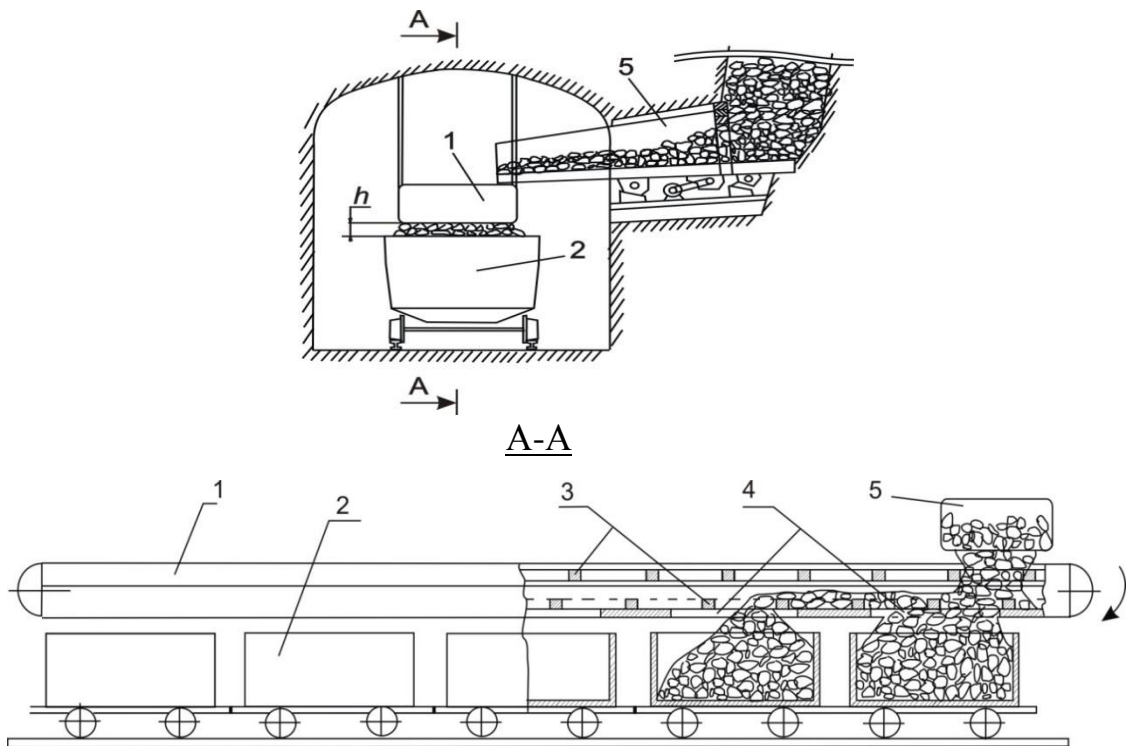
дроблення негабариту, а також процесів випуску руди з рудоспуску і завантаження складу вагонів через мобільний перевантажувач встановлено, що загальна тривалість транспортно-технологічних процесів знижується в 1,8 рази. Характеризується це зниженням частоти зависань, збільшенням дози випуску руди з рудоспуску і ліквідацією маневрових операцій по заміні навантажених вагонів на порожні, що істотно впливає на результати роботи транспортно-технологічної системи в цілому. Доведено також, що при поетапному освоєнні виробничої потужності НКР скорочення тривалості завантажувальних і маневрових операцій дозволить перейти від циклічної до циклічно-потокової організації вантажно-транспортних робіт.

Перспективним напрямом вдосконалення локомотивної відкатки гірничої маси і використання циклічно-потокової організації вантажних робіт, є створення і введення до складу технологічної схеми транспорту незалежного вантажно-доставного комплексу (механізованого перевантажувача) [122], що дозволяє перейти від традиційної схеми завантаження одиночних вагонеток до схеми завантаження партії вагонеток.

За результатами виконаних досліджень було розроблено пристрій для завантаження партії вагонеток сипучим матеріалом, яке дозволяє скоротити операції і час завантаження партії вагонеток шляхом циклічно-потокової організації вантажних робіт і знизити трудомісткість робіт.

На рис. 4.14 зображений загальний вид розробленого пристрою для завантаження партії вагонеток сипучим матеріалом.

Пристрій для завантаження має скребковий конвеєр, який розміщують під вібролюком на період відпрацювання камери. Скребковий конвеєр містить тяговий орган, який має нижню робочу гілку при вертикальному замиканні холостої і робочої гілок. Ланцюг тягового органу має кріплення зі скребками. Риштачний постав скребкового конвеєра, виконано з розвантажувальними вікнами в днищі без заслінок для їх перекриття. Скребковий конвеєр може бути розташований на висоті від 0 до  $h$ , де  $h$  гранична висота.



1 – скребковий конвеєр; 2 – вагонетки; 3 – скребки; 4 – розвантажувальні вікна; 5 – вібролюк.

Рисунок 4.14 – Пристрій для завантаження партії вагонеток

Розвантажувальні вікна виконані по довжині конвеєра з кроком відповідним відстані між поперечними осями симетрії сусідніх вагонеток з урахуванням довжини їх буферно-зчіпних пристроїв. Тому конвеєр має довжину, відповідну довжині партії вагонеток.

Пристрій працює наступним чином. Насипна гірнича маса завантажується через холосту гілку на днище скребкового конвеєра та транспортується скребками по ходу руху робочої гілки до розвантажувального вікна конвеєра над першою вагонеткою і вільно висипається в її кузов. У міру завантаження кузова вагонетки переріз розвантажувального вікна зменшується за рахунок підпору гірничою масою під конвеєром у вагонетці. Завантаження вагонетки завершується після повного перекриття перерізу її вікна, а гірнича маса транспортується до розвантажувального вікна над наступною вагонеткою.

Таким чином забезпечується безперервне завантаження партії вагонеток без їх обміну або перестановки під пристроєм для завантаження.

У разі розміщення конвеєра на мінімальній висоті ( $h = 0$ ) над вагонетками розвантажувальні вікна виконуються максимальних розмірів і обмежуються шириною риштаків та довжиною вагонетки. При цьому вагонетки завантажуються тільки до висоти їх бортів.

У разі розміщенні конвеєра над вагонетками на максимальній висоті  $h$  розвантажувальні вікна мають мінімальні розміри, що обмежує їх застосування по кускуватості вантажу. При цьому вагонетки завантажуються з максимальною висотою насипу над бортами. Гранична висота розміщення пристрою над вагонетками при їх завантаженні визначається виразом:

$$h = B * \operatorname{tg} \varphi / 2, \quad (4.24)$$

де  $B$  – ширина вагонетки, м;  $\varphi$  – кут природного укосу вантажу.

При середній висоті розміщення конвеєра важливо дотримуватися середніх габаритів розвантажувальних вікон. Для цього розвантажувальні вікна виконані по довжині конвеєра з кроком, відповідним відстані між поперечними осями симетрії сусідніх вагонеток з урахуванням довжини їх буферно-зчіпних пристроїв. Тому конвеєр має довжину, відповідну довжині партії вагонеток.

Виконання зазначеної умови дозволяє використовувати гірничу масу для перекриття розвантажувальних вікон конвеєра в кінці завантаження вагонетки, що виключає необхідність застосування заслінок в розвантажувальних вікнах, тим самим спрощує конструкцію пристрою і підвищує його надійність.

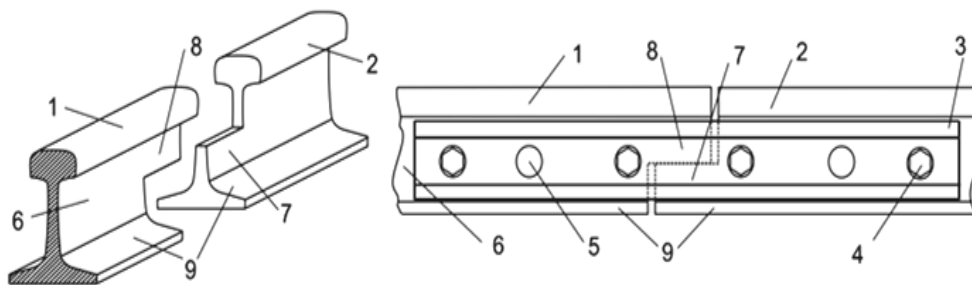
За результатами виконаних досліджень встановлено, що резервами зниження непродуктивних трудовитрат і високих питомих втрат робочого часу в сумарній тривалості робіт транспортного циклу при локомотивному відкочуванні гірничої маси є процеси взаємодії рухомого складу з шахтними рейковими шляхами.

Експертна оцінка традиційних схем доставки руди на концентраційних горизонтах НКР показала, що одним із пріоритетних напрямків підвищення ефективності ТТСР є збільшення надійності локомотивної відкатки шляхом

заміни морально застарілого технічного обладнання на сучасне енергозберігаюче з використанням мало витратних методів кріплення рейкових з'єднань, що підвищують надійність і ефективність локомотивного транспорту.

Попередніми дослідженнями встановлено [106, 123], що однією з проблемних позицій системи шахтного локомотивного транспорту є рейкове полотно, а саме місця з'єднання рейок. Аналіз способів з'єднання рейок показав, що існуючі з'єднання мають складну конструкцію для виготовлення якої потрібні додаткові трудові витрати і використання спеціальних пристроїв [124].

Розроблена і підтверджена патентом України нова технологія кріплення рейок [125] дозволяє плавно навантажувати наступний рейок шляхом передачі зусилля уступом попереднього рейки на уступ наступного (рис.4.15).



1 – попередня рейка; 2 – наступна рейка; 3 – металева накладка; 4 – кріпильні елементи; 5 – отвори для кріпильних елементів; 6 – шийка рейки; 7 – нижній виступ; 8 – верхній виступ; 9 – підшва рейки.

Рисунок 4.15 – Технологічна схема з'єднання рейок шахтного шляху

Новий спосіб з'єднання рейок здійснюється наступним чином. На початку підготовлюють попередню та наступну рейку до форми відповідного профілю, для чого між двома сусідніми рейками в кожній наступній контактний торець виконують профілем з нижнім виступом, а в попередній відповідно з верхнім виступом. При цьому кінці рейок формують уступами з одним виступом. Після підготовки рейок до форми відповідного профілю виконують приєднання кінцями між собою кожних двох рейок.

Далі стикове з'єднання формують шляхом щільного накладання верхнього виступу попередньої рейки на нижній виступ наступної рейки до їх взаємного перекриття, залишаючи зазор між торцями для коливання довжини рейок в умовах перепаду температури.

Потім з використанням металевих накладок з'єднують рейки, кріпильними елементами через видовжені отвори в шийках рейок, що дає можливість забезпечити контактну взаємодію попередньої рейки з наступною. Крім того під навантаженням колеса накладка працює як балка, оперта кінцями на підшву рейки та навантажена в середній часті натисненням нижніх граней головок рейок. В такому з'єднанні виникаючи зусилля в попередній рейці від натиснення колеса послідовно передаються через верхній виступ на наступну рейку шляхом навантаження нижнього виступу. Завдяки цьому забезпечується технічна можливість більш плавного перекошування залізничного колеса навіть коли металеві накладки перестають працювати.

Експериментально доведено, що під навантаженням колеса накладка працює як балка, спираючись кінцями на підшву рейки. Для підтвердження технічного результату за допомогою програмного забезпечення SolidWorks були досліджені навантаження з'єднання рейок (рис. 4.16).

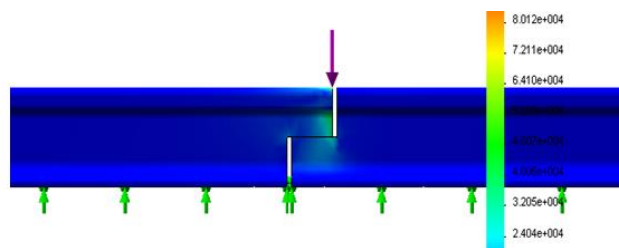


Рисунок 4.16 – Розподіл напружень при стиковому з'єднанні рейок

За результатами моделювання встановлено, що при навантаженні з'єднань рейкового шляху, зусилля, що виникають в попередньому рейці при натисканні колеса шахтного локомотива послідовно передаються через верхній уступ на наступний рейок шляхом навантаження нижнього уступу. Завдяки цьому технічному рішенню забезпечується плавне перекошування колеса в процесі руху великовагових складів.

Застосування нової технологічної схеми з'єднання рейкових стиків збільшує ефективність рейкових транспортних засобів за рахунок надійності рейкової колій та підвищує ресурс експлуатації з'єднання рейкових стиків.



#### **4.5. Техніко-економічні показники ефективності транспортно-технологічної системи рудника та рекомендацій**

Виконаний комплекс теоретичних і експериментальних досліджень дозволив констатувати, що інтенсифікація процесів видобутку уранової руди підземним способом безпосередньо пов'язана з підвищенням ефективності роботи транспортно-технологічної системи рудника.

Обумовлено це тим, що при діючих системах підповерхового обвалення процеси і операції, що пов'язані з навантаженням і транспортуванням відбитої буропідривними роботами гірничої маси, вважаються найбільш трудомісткими, досягають до 30% загального часу на виконання робіт з видобутку руди (табл. 2.2) і залежать від експлуатаційних показників і надійності ВДМ та конструктивних параметрів і пропускної здатності підземних транспортних виробок. У зв'язку з тим, що ТТСР є складовою загальної системи рудника, то при оцінюванні ефективності роботи її елементів необхідно враховувати вплив кожного чинника, з яким пересікається їх діяльність.

На етапі розробки інноваційних технічних рішень при оцінюванні їх економічної ефективності необхідно враховувати, що роботи по створенню транспортно-технологічної системи рудника в цілому ще не вийшли із експериментальної стадії і тому характеризуються очікуваним річним ефектом.

Для вирішення програми поетапного підвищення виробничої потужності НКР діючі технологічні схеми транспорту в межах експлуатаційного блоку, дільничних виробок і на концентраційних горизонтах, розглядалися комплексно, як єдина ТТСР. Відповідно до загальних принципів розвитку технічних систем [126] ТТСР була поділена на взаємодіючі підсистеми, що обслуговують технологічні зони (рис.4.12).

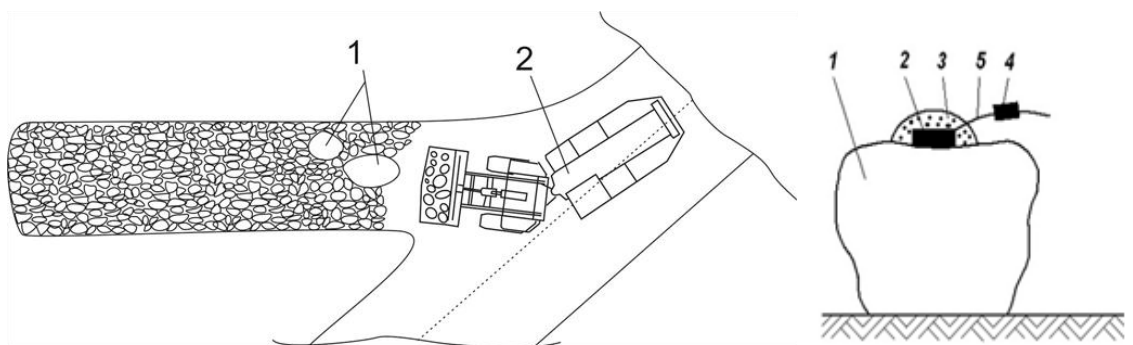
Згідно з структурно-логічною схемою досліджень наукове обґрунтування та розробка інноваційних технічних рішень і рекомендацій щодо удосконалення діючих схем дільничного і магістрального транспорту

виконувалось відповідно до наведених технологічних зон з урахуванням специфіки їх функціонування.

Відправним пунктом вантажопотоку гірничої маси вважається штабель відбитої БПР гірничої маси, яку необхідно оперативно вивезти з навантажувального заїзду експлуатаційного блоку (зона І) до рудоспуску за допомогою діючих на підприємстві транспортних засобів (рис.2.9). В умовах НКР вантажопотоки відбитої руди формуються в процесі взаємодії пневмоколісних ВДМ зі штабелем гірничої маси при її завантаженні в ківш машини. Відомо, що на продуктивність транспортних засобів і процесу завантаження руди в ківш суттєво впливають ємність ковша і силові параметри машини, а також фізико-механічні характеристики відбитої гірничої маси, такі як кускуватість, абразивність та ін. [127, 128].

Для малотоннажних вантажно-доставних машин першого покоління обмежувачими факторами при завантаженні руди в ківш вважається наявність в штабелі гірничої маси некондиційних кусків породи, тобто негабаритів.

Для забезпечення доступу ВДМ до навалу гірничої маси негабарити рудної маси традиційно видаляють зі штабеля і зсувають до стінок виробки для подальшого руйнування їх накладними зарядами ВР (рис.4.16).



1 – негабарит; 2 – заряд ВР; 3 – шар піску або глини; 4 – ініціюючий пристрій; 5 – детонуючий шнур, 6 – ВДМ.

Рисунок 4.16 – Схема видалення негабаритів зі штабелю гірничої маси і руйнування їх накладними вибуховими зарядами

На практиці вихід негабариту при відбиванні міцних руд свердловинними зарядами досягає 10 – 25 % від загальної кількості рудної маси [129 ], а доля витрат на вторинне дробіння досягає 20% від загальних витрат на очисне виймання руди. Такі значні витрати пов'язані перш за все з непродуктивною роботою ВДМ в межах очисного блоку.

Питома витрата ВР на дробіння негабариту накладними зарядами становить 1,5-2 кг/м<sup>3</sup> [130]. Практикою підтверджено, що під час вибуху накладного заряду ВР утворюються ударна повітряна хвиля (УВВ) з рушійною силою до 300 м, розкид уламків породи і значна зона дії отруйних газів. Тому установка зарядів ВР, їх підривання і провітрювання вимагають виводу людей в небезпечні зони та тривалих перерв в процесі доставки руди, що знижує на 12 - 15% коефіцієнт використання ВДМ, а також пропускну здатність транспортної ланки і, як наслідок, експлуатованої підземної виробки.

В роботах [131, 132, 133] відмічається, що питомий час видалення негабариту становить 30% від загального часу циклу навантаження й розвантаження руди. На час вивезення негабариту суттєвий вплив надає його розмір і кваліфікація машиніста ВДМ.

Обґрунтовані за результатами виконаних досліджень експлуатаційні показники ВДМ нового покоління і висока їх навантажувальна здатність дозволили розробити і рекомендувати технічне рішення щодо підвищення пропускну здатності транспортної ланки, що діє в межах експлуатаційного блоку та дільничних виробок. Сутність рекомендованого рішення полягає в обладнанні рудоспуску дробильним комплексом, що дозволяє здійснювати доставку крупношматкової руди ВДМ з навантажувального заїзду і вивантаження її на вібраційний грохот для механічного дроблення негабариту безпосередньо в зоні завантаження рудної маси в рудоспуск (рис.4.3). Доцільність рекомендованого до впровадження технічного рішення підтверджена виробництвом і дозволить прискорити на 12 – 15% термін вивезення з експлуатаційного блоку відбитої БПР гірничої маси за рахунок

силових і конструктивних особливостей ВДМ нового покоління та подовження терміну її продуктивної роботи.

Слід відзначити, що ефективність роботи ВДМ з вивезення відбитої руди визначається не тільки параметрами машини, такими як геометрична ємність ковша, вантажопідйомність, потужність двигуна, гальмівний шлях, але й конструктивними параметрами діючих транспортних виробок експлуатаційного блоку та станом їх дорожнього покриття.

По результатам теоретичних і шахтних досліджень експлуатаційних параметрів елементів підсистеми «ВДМ – ГВ» встановлено також, що при поетапному підвищенні виробничої потужності НКР шляхом інтенсифікації гірничих робіт потенційними резервами пропускної здатності транспортної ланки в межах експлуатаційного блоку і в зоні завантажування руди в дільничні транспортні засоби (зона II) є підвищення адаптаційної здатності ВДМ нового покоління за рахунок формування штатних умов їх експлуатації в криволінійних виробках з знакозмінним профілем шляху.

Експериментально доведено, що на ділянках траси з спланованою поверхнею підшви гірничої виробки до 30% рази знижуються коливальні процеси СО в порівнянні з реальним профілем шляху сформованим БПР. Рекомендоване технічне рішення щодо спорудження колій проїжджої частини транспортних виробок шляхом формування в підшві колійних траншей при виконанні БПР та насичення їх твердуючою сумішшю з відповідними характеристиками (рис.4.8) дозволить підвищити швидкість ВДМ і коефіцієнт зчеплення пневматичних коліс з дорожнім покриттям до нормативних показників, а також понизити подовжні і поперечні коливання. Практикою підтверджено, що за рахунок таких інноваційних рішень на 9 - 12% знижуються витрати пального та загазованість виробок.

Таким чином обґрунтовані в роботі інноваційні технічні рішення щодо підвищення адаптаційної спроможності вантажно-доставних машин нового покоління в реальних умовах шахтного середовища і пропускної здатності підземних транспортних виробок у сукупності складають основу для

поетапного нарощування показників ефективності транспортно-технологічної системи рудника і розвитку виробничої продуктивності НКР.

В умовах інтенсифікації гірничих робіт основним показником ефективності транспортно-технологічної системи рудника, є пропускна здатність транспортних виробок і експлуатаційні параметри ВДМ, які, за рахунок високої адаптаційної здатності, забезпечують своєчасне вивезення руди з навантажувальних заїздів і продуктивність  $A_B$  очисного блоку, тобто:

$$A_B = n_{ВДМ} \cdot Q_E \quad (4.25)$$

де  $n_{ВДМ}$  – кількість ВДМ, що працюють в очисному блоці, шт;  
 $Q_E$  – експлуатаційна продуктивність ВДМ, т/год.

Тому, для визначення техніко-економічних показників ТТСР було проведено порівнювальну оцінку продуктивності ВДМ  $Q_E$ , що визначається за формулами 4.2 та 4.8. Результати розрахунку наведені в табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Порівняльні показники продуктивності ВДМ в традиційній та розробленій транспортно-технологічній системі рудника

Показники	Без проїжджої частини			З формуванням проїжджої частини		
	Відстань транспортування, м			Відстань транспортування, м		
	100	300	500	100	300	500
Годинна продуктивність, т/год.	156	79	53	203	123	88
Продуктивність за зміну, т/зм.	912	463	310	1190	720	516
Добова продуктивність, т/добу.	2736	1389	930	3570	2160	1548
Річна продуктивність, т/рік	831744	422256	282720	1085280	656640	470592

З табл. 4.4 видно, що продуктивність ВДМ збільшується в 1,6 разів за рахунок збільшення швидкості руху по транспортним виробкам з формованими коліями проїжджої частини, які зменшують коливальні процеси ВДМ.

За рекомендаціями [28, 134, 135] для визначення техніко-економічних показників технологічних схем підземного транспорту використовують також розрахунок величини собівартості доставки гірничої маси комплексами самохідного обладнання, які складаються з питомих витрат на окремі технологічні операції

В реальних умовах гірничого виробництва собівартість доставки руди комплексом самохідного обладнання складається з наступних чинників:

$$C_K = Z_{PR} + Z_A + Z_{TO} + Z_{ZP} + Z_{PAL} + Z_H + Z_D, \text{ грн. / т}; \quad (4.26)$$

де  $Z_{PR}$  – питомі витрати на проведення та погашення виробок, грн./т;  $Z_A$  – питомі витрати на придбання обладнання та амортизаційні відрахування, грн./т;  $Z_{TO}$  – питомі витрати на технічне обслуговування та поточний ремонт, грн./т;  $Z_{ZP}$  – питомі витрати на заробітну плату оператора, грн./т;  $Z_{PAL}$  – питомі витрати на паливо або інші енергоносії, грн/т;  $Z_H$  – питомі витрати на шини, грн./т;  $Z_D$  – питомі витрати на вторинне дроблення та ліквідацію заторів, грн/т.

Показники витрат на проведення гірничих виробок визначається вартістю її проведення та об'ємом запасів руди поверху:

$$Z_{PR} = \frac{C_G \cdot L_G}{n_B \cdot R_B}, \quad (4.27)$$

де  $C_G$  – вартість проведення  $1\text{ м}^2$  гірничої виробки, грн./м;  $L_G$  – довжина виробки, м;  $n_B$  – кількість блоків на поверсі, шт.;  $R_B$  – запаси очисного блока, т.

Впливовим аргументом доцільності впровадження технічного рішення щодо спорудження колій проїжджої частини ТВ є факти дострокової заміни дорогих і дефіцитних шин для імпортного СО у зв'язку з їх пошкодженнями при експлуатації в виробках без спеціального покриття шахтної дороги.

Питомі витрати на шини визначали відношенням їх вартості до терміну служби та тривалістю відпрацювання поверху:

$$Z_H = \frac{n_H \cdot C_H \cdot T_{POV} \cdot T_R \cdot n_{zm} \cdot (T_{zm} - T_{PZ})}{T_H \cdot n_B \cdot R_B}, \quad (4.28)$$

де  $n_H$  – кількість шин на СО, шт.;  $C_H$  – вартість шини, грн.;  $T_R$  – кількість робочих днів в році, дн.;  $n_{zm}$  – кількість змін на добу, шт.;  $T_{PZ}$  – тривалість підготовчо-нарізних операцій, год.;  $T_{zm}$  – тривалість зміни, год.;  $T_H$  – термін служби шини, год. (для скельних порід  $T_H = 1500 - 2000$  год., для м'яких порід  $T_H = 3000 - 4000$  год.);  $T_{POV}$  – термін відпрацювання поверху, рік:

$$T_{POV} = \frac{n_B \cdot R_B}{Q_{RIK}}, \quad (4.29)$$

де  $Q_{RIK}$  – продуктивність комплексів СО за рік, т/рік.

Питомі витрати на амортизаційні відрахування:

$$Z_A = \frac{D_{mah} \cdot A_{mah} \cdot T_{POV}}{n_B \cdot R_B}, \quad (4.30)$$

де  $D_{mah}$  – вартість СО, грн.;  $A_{mah}$  – річна норма амортизації.

Питомі витрати на технічне обслуговування та поточний ремонт:

$$Z_{TO} = \frac{C_{TO} \cdot T_{POV} \cdot T_R \cdot n_{zm} \cdot (T_{zm} - T_{PZ})}{T_{TO} \cdot n_B \cdot R_B}, \quad (4.31)$$

де  $C_{TO}$  – вартість проведення технічного обслуговування, грн.;  $T_{TO}$  – інтервал між проведеннями технічного обслуговування, год.

Питомі витрати на заробітну плату оператора:

$$Z_{ZP} = \frac{C_{ZP} \cdot T_{POV} \cdot T_R \cdot n_{zm} \cdot (T_{zm} - T_{PZ})}{n_B \cdot R_B}, \quad (4.32)$$

де  $C_{ZP}$  – тарифна ставка, грн./год.

Питомі витрати на паливо:

$$Z_{PAL} = \frac{C_{PAL} \cdot A_{RAS} \cdot P_{DVZ} \cdot T_{POV} \cdot T_R \cdot n_{zm} \cdot (T_{zm} - T_{PZ})}{n_B \cdot R_B}, \quad (4.33)$$

де  $C_{PAL}$  – вартість палива, грн./л;  $A_{RAS}$  – питомі витрати палива, л/кВт ч;  $P_{DVZ}$  – потужність двигуна кВт.

Питомі витрати на вторинне дроблення та ліквідацію заторів:

$$Z_D = \frac{C_{VV} \cdot A_{VR} \cdot k_N}{\rho_{ГМ}}, \quad (4.34)$$

де  $C_{VV}$  – вартість вибухової речовини, грн./кг;  $A_{VR}$  – питомі витрати ВР на дробіння негабариту накладними зарядами становить  $A_{VR} = 1,5 - 2,0$  кг/м<sup>3</sup>;  $k_N$  – коефіцієнт виходу негабариту (при відбиванні міцних руд свердловинними зарядами досягає  $k_N = 10 - 25$  %);  $\rho_{ГМ}$  – щільність гірничої маси, т/м<sup>3</sup>

Таблиця 4.5 – Питомі витрати на видобуток руди за різними варіантами транспортно-технологічних системам рудника при відпрацюванні 1 поверху

№	Найменування	Базовий варіант, грн/т	Розроблений варіант, грн/т	Різниця, ( $\mu$ )+/-	Різниця, %
1	Витрати на проведення ГВ	22,20	25,90	-3,7	-16,67
2	Витрати на шини	1,41	0,55	0,86	60,99
3	Амортизаційні відрахування	0,53	0,31	0,22	41,51
4	Витрати на технічне обслуговування	0,47	0,27	0,2	42,55
5	Заробітна плата оператора	2,62	1,56	1,06	40,46
6	Витрати на паливо	12,39	7,28	5,11	41,24
7	Вторинне дроблення	0,92	0,00	0,92	100
8	Собівартість	40,54	35,87	4,67	11,52

З таблиці 4.5 видно, що собівартість руди під час відпрацювання поверху, не враховуючи капітальні витрати на будівництво магістральних виробок та придбання обладнання, з застосуванням розроблених методів зменшується більше ніж на 11%, а очікуваний економічний ефект від їх впровадження складе близько 2,2 млн. грн./рік і визначається:

$$E_{RIK} = \mu \cdot Q_{RIK} \quad , \quad (4.35)$$

де  $\mu$  – різниця собівартості руди, грн.;  $Q_{RIK}$  – річна продуктивність ВДМ, т/рік;

Результати виконаних розрахунків підтверджують доцільність проведених теоретичних і експериментальних досліджень та розроблених інноваційних технічних рішень щодо підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника шляхом адаптації самохідного обладнання до змін умов експлуатації.



#### 4.6. Висновки по розділу 4

Розроблено транспортно-технологічні схеми застосування самохідного обладнання, в яких послідовне виконання наступних технологічних операцій: навантаження гірничої маси ВДМ; перевантаження в автосамоскид, що передбачає підготовку роз'їздних ніш для його розміщення; транспортування гірничої маси автосамоскидами до основних місць перевантаження. Схеми обумовлюють розміщення і перевантаження СО поблизу вибою і його взаємозв'язок між собою, так і з вибійними транспортом.

Встановлено раціональні параметри гірничих виробок, шляхом розробленої математичної моделі, яка враховує статичний і динамічний критерії роботи самохідного обладнання. При бурі підривному способі проведення транспортних виробок ширину проїжджої частини необхідно визначати з урахуванням мінливості динамічної осі транспортних виробок, гіпсометрії бічних поверхонь, профілю траси і швидкості руху транспортних засобів.

Спорудження підземних транспортних виробок з одночасним формуванням проїжджої частини і колій, конструктивні параметри яких відповідають експлуатаційними характеристиками ВДМ і розміру покришок їх коліс, сприяє суттєвому зниженню динамічних відхилень та підвищенню швидкості руху СО і пропускної здатності транспортних виробок.

Доведено, що вдосконалення вузла навантаження руди в дільничні транспортні засоби та скорочення обсягу трудомістких ручних операцій підвищить продуктивність локомотивної відкатки, забезпечить енергозбереження та безпеку робіт на концентраційних горизонтах шахти.

Введення в дію схему внутрішньошахтного транспорту допоміжних пристроїв для завантаження партії вагонеток сипучим матеріалом, дозволить на першому етапі введення НКР забезпечити циклічно-потоківу технологію видобутку руди.

Основні результати розділу опубліковані у наукових друкованих працях автора [41, 48, 61, 101, 106, 111] і підтверджені патентами України [107, 116, 122, 124].

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науковою роботою, у якій на підставі теоретичних висновків і результатів експериментальних досліджень виконано актуальне завдання, що полягає в обґрунтуванні експлуатаційних параметрів транспортно-технологічної системи рудника із застосуванням ВДМ нового покоління.

За результатами відображених у роботі досліджень можна зробити такі висновки і рекомендації:

1. Для поетапного підвищення виробничої потужності НКР розроблено структурно-логічну схему виконання комплексних досліджень щодо підвищення ефективності діючої транспортно-технологічної системи уранового рудника за рахунок розробки ресурсо- і енергозберігаючих схем доставки руди комплексами самохідного обладнання та обґрунтування принципів дії, параметрів і конструкції ВДМ нового покоління в реальних умовах шахтного середовища.

2. Уперше виявлено й описано фактори, що визначають потенційні резерви й можливості підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника шляхом адаптації ВДМ до змін умов експлуатації, які дозволили по результатам експертної їх оцінки описати в формалізованому виді процеси доставки руди в межах очисного блоку як взаємодіючу систему «ВДМ – ГВ» і рекомендувати напрями подальших інноваційних досліджень.

3. Уперше, з використанням математичної моделі процесу переміщення ВДМ у гірничих виробках складної конфігурації, отримано залежність допустимої швидкості машини, від конструктивних параметрів підземних транспортних виробок. Встановлено, що суттєве підвищення ефективності ТТСР може бути досягнуто за рахунок координації експлуатаційних показників складових елементів системи «ВДМ – ГВ».

4. Розроблена розрахункова модель робочого процесу ВДМ основана на динамічному навантаженні машини в залежності від дії зовнішніх факторів

шахтного середовища. Встановлено, що за рахунок згладжування рельєфу шахтної дороги підземних виробок, проведених БПР, на 12 – 15% зменшуються коливальні процеси корпусу ВДМ, підвищуються її швидкість на 30% та інтервали поточного ремонту вузлів і агрегатів.

5. По результатам досліджень надійності вузлів і агрегатів гірничотранспортного самохідного обладнання розроблена методика оперативного виявлення дефектів та визначення категорій складності їх усунення, яка базується на фактичних показниках оцінки завантаженості ВДМ та частоті їх відмов в специфічних умовах розробки уранових родовищ. На підставі врахування часу усунення відказів і кількості працівників, що залучаються для їх відновлення, характерні відкази вузлів і агрегатів СО класифіковані по категоріям складності їх усунення на легкі (L), середні (M) і важкі (V) і складають основу для формування нормативно-методичної бази для розробки експертної системи діагностування технічного стану ВДМ нового покоління.

6. В результаті моделювання процесів взаємодії елементів системи «ВДМ – ГВ» вирішена задача щодо встановлення адаптаційних показників ВДМ нового покоління в умовах інтенсифікації гірничих робіт. Доведено, що в реальних умовах шахтного середовища при довжині транспортування руди  $L \leq 500$  м можливо досягти підвищення продуктивності ківшової ВДМ на 30% за рахунок впровадження технологічних схем доставки негабаритних шматків руди з навантажувального заїзду очисного блоку до рудоспуску і вивантаження її на віброгрохот з механізмом для дроблення.

7. Для підвищення адаптаційної здатності СО нового покоління при транспортуванні руди в межах експлуатаційного блоку обґрунтовані конструктивні параметри гірничих виробок з урахуванням статичних і динамічних критеріїв ВДМ, та розроблені рекомендації щодо обладнання їх пружною підвіскою розрізних мостів і стабілізаторами поперечної стійкості.

8. Для підвищення пропускної здатності підземних транспортних виробок розроблено спосіб спорудження проїжджої їх частини шляхом синхронного

формування БПР перерізу виробок і колійних траншей с послідовним насиченням їх твердючою сумішшю, характеристики яких відповідають штатним умовам експлуатації ВДМ нового покоління. Рекомендоване технічне рішення дозволить понизити подовжні і поперечні коливання ВДМ в 1,8 рази та опір їх руху, а також підвищити на 30% швидкість та коефіцієнт зчеплення пневмоколіс з сформованим дорожнім покриттям.

9. Встановлені критерії оцінювання складових показника загальної ефективності ТТСР та розроблені рекомендації щодо формування технічних, технологічних та організаційних заходів для удосконалення робочого процесу пневмоколісних ВДМ в реальних умовах розробки уранового родовища. Практикою підтверджено, що впровадження рекомендованих інноваційних технічних рішень щодо обладнання рудоспуску дробильним комплексом і доставкою до нього ВДМ негабаритних шматків руди з навантажувального заїзду, дозволить на 9 - 12% знизити витрати дизельного пального та загазованість виробок експлуатаційного блоку.

10. Розроблено практичні рекомендації у вигляді «Методики визначення пропускної здатності транспортно-технологічної системи рудника на базі застосування самохідного транспортного обладнання в криволінійних гірничих виробках із знакозмінним профілем шляху» і «Програми та методики визначення режимів роботи ВДМ нового покоління при транспортуванні руди в складних гірничотехнічних умовах розробки уранових родовищ».

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бабак М.И., Кошик Ю.И., Авдеев и др. Добыча и переработка урановых руд в Украине: монография / за ред. А.П. Чернова. Киев: АДЕФ-Украина, 2001. 238 с.
2. Marshall J., Barfoot T., & Larsson J. Autonomous underground tramming for center articulated vehicles. *Journal of Field Robotics*. 2008. Vol. 25 № 6–7, P. 400–421.
3. Ляшенко В. И., Хоменко О. Е., Кононенко М. Н. Обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных горных выработок с подчищающими зарядами взрывчатых веществ в опережающих скважинах вруба. *Горные науки и технологии*. 2020. №5(4). С. 336–348.  
[DOI: 10.17073/2500-0632-2020-4-336-3484-336-348](https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-4-336-3484-336-348)
4. Ширин Л.Н, Инюткин И.В. Особенности формирования транспортно-технологических систем подземных рудников с учетом адаптационных возможностей самоходного оборудования. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2009. № 9. С. 66–68.
5. Тенишев В.Є., Кравченко О.П., Верітельник Є.А. Система прогнозування потреби запасних частин автомобілів-тягачів на основі гібридних нейронних мереж за допомогою статистичних даних. *Інженерна механіка та транспорт: Матеріали III Міжнародної конференції молодих вчених ЕМТ-2013*. (21-23 листопада, 2013 р.) – Львів: Вид-во Львівської політехніки, 2013. – С. 38–41.
6. Nowak P. and Kilan L. Sandvik experiences with remote controlled machinery. *Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering*. 2019. Vol. 2 (538) P. 45–58. <http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.2.538.45>
7. Hard rock underground mining: New model. url: [https://www.cat.com/en\\_us/by-industry/mining/underground-mining/hard-rock.html](https://www.cat.com/en_us/by-industry/mining/underground-mining/hard-rock.html) (дата звернення: 15.11.2020).
8. Woof M. Robot loading and haulage are coming to material moving. *World Mining Equipment*. 2003. Vol. 11. P. 15-16.

9. Голик В.И., Брюховецкий О.С., Габараев О.З. Технологии освоения месторождений урановых руд: Учебное пособие. Москва: МГИУ. 2007. 132 с.
10. Скорняков Ю.Г. Системы разработки комплексных самоходных машин при подземной добыче руд. Москва: Недра. 1978. 232 с.
11. Кальницкий Я.Б., Филимонов А.Т. Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на подземных рудниках. Москва: Недра. 1974. 302 с.
12. Тихонов Н.В. Транспортные машины горнорудных предприятий. Москва: Недра. 1985. 336 с.
13. Музгин С. С. Погрузка руды самоходными машинами. Алма-Ата: Наука, 1984. 224 с.
14. Родионов Г. В. Экспериментальное и теоретическое исследование породопогрузочных машин периодического действия: автореф. дис. докт. техн. наук. М., 1958. 42 с.
15. Полуянский С.А., Савицкий Ю.П., Страшко В.А., Волошанюк С.Н. Методика расчета основных технических параметров и производительности шахтных погрузочных машин ковшового типа: уч. пособ. К.: Наукова думка, 1981. 76 с.
16. Поникаров Г.И. Исследование динамики рабочего оборудования подземных погрузочно-транспортных машин: автореф. канд. дис. Днепропетровск, 1978. 22 с.
17. Научно-техническое обоснование принципов ресурсосберегающей технологии и разработка критериев оценки малогабаритного бурового, погрузочного и транспортного оборудования для условий разработки золоторудных месторождений Украины: Отчет о НИР / Национальная горная академия Украины; Руководитель Л.Н. Ширин, №ГР0198v002204. Д.:НГАУ, 1997. 92 с.
18. Семенченко А.К., Игнатов В.И. Методика экспериментальных исследований и обработки данных нагруженности погрузочно-транспортных машин типа ПД-8. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1991. №3. С. 85–89.
19. Носенко С.И., Хазанович Г.Ш., Сильня В.Г. Некоторые технико-экономические показатели эксплуатационной надежности и долговечности

погрузочной машины. В сб. Вопросы рудничного транспорта. Киев, 1972. № 12. С. 33–38.

20. Малиновский Е.Ю., Гайцгори М.М. Динамика самоходных машин с шарнирной рамой. М.: Машиностроение. 1974. 176 с.

21. Beygul O., Grischenko D., Beygul V., Sereda D. Investigation of Band Loop Frame Articulated Container Truck Stability by Motion on Technological Roads. *Mathematical Modeling. Scientific Journal*. Kamianske: DSTU, 2019. Vol. 2 No. 41. P. 62–70.

22. Тарасов В.И. Расчет самоходных погрузочных и погрузочно-транспортных машин: текст лекций. Днепропетровск: ДГИ, 1980. 67 с.

23. Sistuk Volodymyr, Monastyrskyi Yurii. Comparative study of VISSIM and HCM technique LOS determination as exemplified by T-shape and partial cloverleaf interchanges/ ICCPT: Current Problems of Transport: Proceedings of the 1st International Scientific Conference, May 28-29, 2019, Ternopil, Ukraine. pp. 11–22.

24. Кравченко О.П., Суховерхов О.О., Верительник Є.А. Аналіз несправностей автомобілів-тягачів Volvo FH 1242 для подальшого підвищення надійності. *Підвищення надійності машин і обладнання: тези доп. VIII всеукр. наук.-практ. конф.* (м. Кіровоград 16–18 квіт. 2014 р.). Кіровоград, 2014. С.26–29.

25. Ананьин Г.П., Голутвин Г.А., Гуляев О.К. Погрузочные и разгрузочные пункты подземного транспорта. М.: Недра, 1980. 303 с.

26. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985. 230 с.

27. ДСТУ ГОСТ 26917:2003. Машини навантажувальні шахтні. Загальні технічні вимоги і методи випробування (ГОСТ 26917-2000, IDT) [Чинний від 2004–01–01]. Київ, 2004. 34 с.

28. Баранов А.О. Доставка руды самоходным оборудованием. Учебное пособие. М.:МГИ. 1981. С. 58.

29. Ширін Л.Н., Інюткін І.В., Ширін А.Л. Напрями удосконалення методики оцінки експлуатаційних показників вантажно-доставних машин при

розробці уранових родовищ. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*. 2020. № 62. С. 112–125.

30. Woof M. Northern light. *World Mining Equipment*. 2004. Vol. 11. P. 40–44.

31. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М.: Недра, 2003. 170 с.

32. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. М.: Недра, 1986. 204 с.

33. Шарипов В.Ш. и др. Самоходные машины для подземной разработки рудных месторождений. М.: Госгортехиздат, 1961. 259 с.

34. Li, Jian-guo, and Kai Zhan. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment. *Engineering*. 2018. Vol. 4, No 3. P. 381–391.

35. Повлюк Е. Г. Исследование параметров выработок горизонта погрузки при системах с массовым обрушением руды и использовании самоходных ВДМ с ковшом большой емкости: автореф. канд. дис., Орджоникидзе, 1978. 21 с.

36. Сурнин В. М. Исследование параметров и рациональной области применения ковшовых погрузочно-транспортных машин при подземной разработке рудных месторождений: автореф. канд. дис., Свердловск, 1978. 20 с.

37. Колесаев В.Б. и др. Подземная разработка урановых месторождений Стрельцовского рудного поля. *Горный журнал*. 2008. №8. С. 33–40.

38. High times for low profiles. *Mining Magazine*. 2008. Vol. 198, No 1. P. 42–43.

39. Shelswell K.J., Labrecque P.O., Morrison D. M. Increasing productive capacity in block caving mines. In: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving. *Australian Centre for Geomechanics*, 2018. P. 107–118. [https://doi.org/10.36487/ACG\\_rep/1815\\_05\\_Morrison](https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_05_Morrison)

40. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. 3-тє вид./ Заг. редагування доповнень і змін проф. М.Я.Біліченко. Д.: НГУ, 2005. 636 с.



41. Iniutkin I. and Shyrin L. Substantiating operational parameters of load-haul-dumpers in the context of irregular-shaped underground mine workings *Ukrainian School of Mining Engineering*. 2018. Vol. 60. P. 9.

<https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000036>

42. Козырев Н.Т., Труш И.Е., Северенчук В.Н. и др. Результаты испытаний вибролюка ІАШЛ на рудниках Кривбасса. *Горный журнал*. 1980. №4. С. 22–23.

43. ДСТУ 2935:2018 Безпека дорожнього руху. Терміни та визначення понять. [Чинний від 2019–06–01].

44. ДСТУ 2864-94. Надійність техніки. Експериментальне оцінювання та контроль надійності. Основні положення.

45. ДСТУ 3004-95. Надійність техніки. Методи оцінки показників надійності за експериментальними даними.

46. Ширин А.Л., Посулько Л.Н., Расцветаев В.А. Транспортные проблемы производительной работы подготовительных забоев и перспективы их решения. *Materiały Krakowskiej konferencji młodych uczonych*. (Kraków, 29 września – 1 października 2011 r.) Kraków, Polska, 2011. P. 505–512.

47. Інюткін І.В. Тенденції розвитку транспортно-технологічних процесів розробки уранових родовищ з застосуванням самохідного обладнання нового покоління. Science and practice of today: матеріали ІХ міжнародної наук.-практ. конф. (м. Анкара, Туреччина, 16–19 листоп. 2020 р.), Анкара, Туреччина, 2020. С. 641–644.

48. Расцветаев В.А., Ширин А.Л., Інюткін І.В. Оперативно-производственное управление техническим состоянием транспортно-технологических схем горнорудных предприятий. *Вісник Криворізького Національного університету*. 2017. № 44. С. 38–43.

49. Artem Shyrin. Informatywne wskaźniki niezawodności pracy schematów technologicznych transportu wspomagającego podczas drażenia wyrobisk przygotowawczych. *Conference proceedings Krakow conference of young scientists*. (Krakow, September 26–28, 2013 r.), Krakow, 2013. P. 83–87.

50. Алексеев О.Н., Дадиев М.Н. Пути повышения надежности

эксплуатации импортных подземных самоходных машин на урановых рудниках. *Горный информационно аналитический бюллетень*. 2014. №7. С. 168–172.

53. Кожогулов К.Ч., Калдыбаев Н.А. Проблемы освоения малых месторождений нерудных строительных материалов Кыргызстана. *Современные проблемы механики сплошных сред*. 2010. №12. С. 27–32.

54. Герике П.Б. Новое в методике проведения испытаний энергомеханического оборудования горной техники. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2017. № 3. С. 126–133.

55. Монсини К.Р. Фирма «Катерпиллар» – концепция технического обслуживания горных машин. *Горный журнал*. 1998. № 11–12. С. 66–69.

57. Кравченко А.П.; Верительник Е.А. Исследования нарушений работоспособности автомобилей-тягачей в гарантийный и послегарантийный периоды эксплуатации. *Вісник Національного технічного університету ХПІ*. 2013. №29. С. 106–113.

58. Ванеев Б.Н. Сервисное техническое обслуживание горношахтного и электротехнического оборудования. *Уголь Украины*. 2016. №1. С. 19–22.

59. Носенко В.В. Сервисное обеспечение эксплуатации шахтных погрузочных машин и проходческих комбайнов избирательного действия: автореф. дисс. ... канд. техн. наук.: 05.05.06. Новочеркасск, 2010. 27 с.

60. Бирбраер Р.А., Камчаткин В.В., Московченко А.В. Особенности модернизации ремонтных предприятий крупных добывающих и металлургических холдингов. *САПР и графика*. 2012. №4. С. 12–16.

61. Ширін Л.Н, Інюткін І.В., Сергієнко М.І., Ширін А.Л. Удосконалення методів контролю та діагностики технічного стану самохідного транспортно-технологічного обладнання гірничих підприємств. *Енергетика: економіка, технології, екологія*. 2019. № 3. С. 94–103.

62. Григорьев Е.А. Методические принципы определения ресурса элементов погрузочно-доставочных машин по их эксплуатационной нагруженности. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2004. №1.

С. 109–111.

63. Семенченко А.К, Игнатов В.И., Шабает О.Е. и др. Динамическая нагруженность погрузочно-транспортной машины ПД-8Б. *Горный журнал*. 1991. №1. С. 13–15.

64. ОК 012-93 Классификатор ЕСКД. Иллюстрированный определитель деталей. Класс 72. М.: ВНИИКИ. 1991. 60 с.

65. Андреева Л.И., Лапаева О.А. Регулирование потоков запасных частей к горному оборудованию. *Горное оборудование и электромеханика*. 2006. №12. С. 40–43.

66. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. М.: Недра, 1973. 32 с.

67. Инструкция по техническому обслуживанию и ремонту ПДМ ATLAS COPCO ST3,5.

68. Громов Е. В. Цифровая трансформация технологических процессов подземных горных работ: ретроспективный анализ и мировой опыт. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2020. № 8. С. 90–108.

69. Косенко А.В. Комп'ютерне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов розробки покладів природно-багатих залізних руд різної міцності. *Молодий вчений*. 2017. №10. С. 59-64.

70. Сидоренко В.Д., Станков А.П., Анистратов К.Ю. Опыт применения информационной системы «TRIM – Жизнь машины» на карьере. *Вестник Криворожского технического университета*. 2011. № 29. С. 28–30

71. Антоненко И.Н., Матюшин В.А. Особенности внедрения информационных систем управления ТОиР. *Техническое обслуживание и ремонт*. 2010. №1. С. 45–49.

72. Романов В. А. Контроль технического состояния шахтных самоходных вагонов в условиях калийных рудников. *Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых*. 2018. №1. С. 429–432.

73. Субботин А.И., Перепелицын А.И. и др. Единые правила безопасности

при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. М.: ФГУП, 2007. 198 с.

74.. Шишлянников Д.И., Максимов А.Б. Опыт эксплуатации шин и колёс шахтных самоходных вагонов калийных рудников. *Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. трудов XIV междунар. науч.-тех. конф. «Чтения памяти В.Р. Кубачека»*. 2016. С. 89–92.

75. Кошарный Н.Ф. Влияние параметров рисунка протектора на сцепление шин с деформирующимся грунтом. *Конструкции автомобилей*. 1977. №1. С. 37–43.

76. Кошарный Н.Ф. Некоторые закономерности динамики взаимодействия колеса с грунтом. *Автомобильная промышленность*. 1977. № 1. С.16–17.

77. Мальчер М.А., Гюбнер Г.Э. Самоходный грузовой транспорт на пневмоходу. *Горное оборудование и электромеханика*. 2008. №8. С. 42–45.

78. Ивановский Э.С. Подземные дороги для самоходного оборудования на зарубежных рудниках. *Горный журнал*. 1980. №12. С. 53–54.

79. Muchiri P., Pintelon L. Performance measurement using overall equipment effectiveness (OEE): literature review and practical application discussion. *International journal of production research*. 2008. Vol. 46. No 13. P. 3517–3535.

80. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Тарасютін В.М. та ін. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки в складних геомеханічних умовах шахт Кривбасу. *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць*. 2016. №41. С. 141–146.

81. Анохин Р.В., Петров А.Н. Первый опыт применения слоевой системы разработки с увеличенными параметрами очистных выработок на руднике «Интернациональный». *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011. №12. С.11–15.

82. Косенко А. В. Удосконалення та обґрунтування проектних рішень у разі застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки на технологічному процесі доставки рудної маси (на прикладі шахти

«Октябрьська» ПАТ «Кривбасзалізрудком»). *Молодий вчений*. 2017. №2 (42). С. 183–190.

83. Ананьин Г.П., Голутвия В.А., Завьялов Л.Н., Арсланов Н.К. Автомобильный транспорт при подземной разработке полезных ископаемых. М.: Недра, 1973. 160 с.

84. Методические указания по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. С-П.: Гипроруда, 1993. 190 с.

85. Степаненко В.Ф., Вороник П.А. Анализ вертикальных колебаний рудничной вагонетки при преодолении ею вертикальной неровности рельсового пути (наезд на платформу). *Материалы научно-технической конференции, посвященной 60-летию СКГМИ*. 1991. С. 146–151.

86. Мальцев Д.В., Хоменко О.Е. Технология подземной добычи урановых руд буровзрывным способом: монография. Днепропетровск:НГУ, 2013. 121 с.

87. Кульминский А.С., Петров А.Н., Курилко А.С. Разработка рекомендаций по ведению очистных работ выработками с увеличенными параметрами с использованием комбайновой и буровзрывной отбойки при слоевой системе разработки на руднике «Айхал». Тр. науч.-практ. конф., посвященной памяти чл.-корр. РАН Новопашина М.Д., (г. Якутск, 13–15 сент. 2011 г.) Якутск, 2011. С.106–108.

88. Федосеев А.П. Моделирование энергоэффективности ударного разрушения дизельмолотом негабаритов горной массы в промышленных условиях. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2012. №2. С. 114–117.

89. Менжулин М.Г., Незаметдинов А.Б., Парамонов Г.П. Разрушение негабаритов горных пород с помощью взрывного устройства. *Науч.-техн. сб. «Взрывное дело»* 2006. №96/53. С. 93–100.

90. Красиков В.С., Трофимов О.Ф. Возмущающее воздействие микропрофиля дорог, как параметр усталостного повреждения автомобильных

конструкцій. *Сб. Вопросы расчета, конструирования и исследований автомобиля*. 1975. № 2. С. 235–247.

91. Кравченко А.П., Верительник Е.А. Исследование нарушений работоспособности автомобилей-тягачей VOLVO FH 1242 в гарантийный и послегарантийный периоды эксплуатации. *Вісник СевНТУ: Збірник наукових праць*. 2013. №142. С. 100–103.

92. Данияров А.Н., Музгин С.С. Самоходные погрузочные и транспортные машины: уч. пособие. Караганда: КПТИ, 1989. 100 с.

93. Писаренко Г.С., Яковлев А.П., Матвеев В.В. Справочник по сопротивлению материалов: 2–е изд., перераб. и доп. Киев: Наукова думка, 1988. 736 с.

94. Бронштейн И.Н., Семендяев К.А. Справочник по математике для инженеров и учащихся вузов. М.:Наука, 1986. 544 с.

95. Раймнель Й. Шасси автомобиля: Элементы подвески. Пер. с нем. А.Л. Карнухина. М.: Машиностроение, 1987. 288 с.

96. Бейгул О.А. Динамический аспект выбора параметров стабилизаторов поперечной устойчивости. *Проблеми обчислювальної механіки та міцності конструкцій*. 1998. №4. С. 21–27.

97. Алексеев Ф.К., Салганик В.Л., Павлова Ю.Н. Некоторые тенденции совершенствования техники и технологии погрузки и транспортирования руды на подземных рудниках. *Горный журнал*. 1981. №9. С. 53—57.

98. Байер А.Б. Разработка схем и установление параметров участкового транспортного комплекса с комбинированной доставкой калийной руды в камерах: автореф. дис. к.т.н.: 05.05.06. Караганда, 1987. 23 с.

99. Именитов В.Р. Технология механизация и организация производственных процессов при подземной разработке месторождений. М.: Недра, 1973. 464 с.

100. ВНТП 13-2-93 Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. 1993. 234 с.

101. Інюткін І.В. Транспортно-технологічні показники системи поетапного освоєння запасів руди Новокосянтинівського родовища. *Наукова весна –2010: матеріали першої наук.-техн. конф. студентів, аспірантів і молодих учених НГУ* (м. Дніпропетровськ, 20 трав. 2010 р.) Д.: 2010. С. 25–26.

102. Миронов Е.И. Методы и средства учета и контроля работы самоходного оборудования на подземных рудниках. М.: Цветметинформация, 1986. 63 с.

103. Македонский О.М. Методика определения эксплуатационной производительности ПДМ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2003. №3. С. 111–112.

104. Попович А.Е. Совершенствование рабочего процесса самоходного погрузочно-транспортного оборудования при добыче медноникелевых руд: дисс. ... канд. техн. наук: 05.05.06. СПб, 1998. 107 с.

105. Кулешов А.А., Григорьев Е.А. Повышение эффективности эксплуатации погрузочно-доставочных машин большой мощности. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2000. №2. С. 147–150.

106. Ширін Л.Н., Коптовець О.М., Інюткін І.В. Обґрунтування заходів удосконалення діючої схеми транспорту Новокосянтинівського рудника для адаптації її до поетапного освоєння запасів руди. *Проблемы горного дела и экологии горного производства: матеріали V міжнародної наук.-практ. конф.* (м. Антрацит, 14–15 трав. 2010 р.) Антрацит, 2010. С. 48–53.

107. Інюткін І.В., Ширін Л.Н., Коптовець О.М., Денищенко О.В. Патент на винахід: Пристрій для завантаження партії вагонеток сипучим матеріалом: пат. 92847 Україна. № а200905215; заявл. 25.05.2009; опубл. 10.12.2010, Бюл. № 23, 2010.

108. Петров А.Н., Марков В.С., Акимов Д.Д., Павлов А.А. Опыт ведения очистных работ выработками с увеличенными параметрами на рудниках ОАО «Алроса». *Форум гірників – 2012: матеріали міжнародної наук.-практ. конф.* (м. Дніпропетровськ, 3–6 жовт. 2012 р.) Дніпропетровськ, 2012. С. 189–195.

109. Долматов Е.Ю., Маслов Н.А. Разработка схем привода и управления ходовым оборудованием горной погрузочно-доставочной машины. *Главный механик*. 2019 №2. С. 49–56.

110. Дубінін Є.О., Полянський О.С., Клец Д.М., Задорожня В.В. Концепція забезпечення стійкості положення колісних машин. *Збірник наукових праць. Серія: галузеве машинобудування, будівництво*. 2015. № 3 (45). С. 3–10.

111. Ширин Л.Н., Коровяка Е.А., Инюткин И.В. Обоснование рациональных параметров транспортных выработок для эффективного применения самоходной техники. *Форум гірників –2010: матеріали міжнародної наук.-практ. конф. (м. Дніпро, 21-23 жовт. 2010 р.)* Дніпро, 2010. С. 172–175.

112. Коровяка Є.А. Обгрунтування напрямів удосконалення технології розробки тонкожильних золоторудних родовищ України: Монографія. Д.: Нац. Гірнич. Ун-т., 2008. 139 с.

113. Омаров Г.И., Имангалиев А. Строительство подземных автодорог для самоходного оборудования. *Шахтное строительство*. 1968. № 6. С. 26–27.

114. Інюткін І.В., Ширін Л.Н., Коровяка Є.А. Патент на винахід: Спосіб розробки рудних родовищ: пат. 93567 Україна. № а200902268; заявл. 16.03.2009; опубл. 25.02.2011, Бюл. № 4. 2011.

115. Кутузов Б.Н., Комащенко В.И., Носков В.Ф. и др. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом. М.: Недра, 1981. 255 с.

116. Інюткін І.В., Ширін Л.Н., Троцило В.С., Бобильов О. О. Патент на корисну модель: Спосіб розробки рудних родовищ: пат. 90715 Україна. № u201314766; заявл. 16.12.2013; опубл. 10.06.2014, Бюл. № 11. 2014.

117. Ширин Л.Н., Барташевский С.Е. Исследование трудоемкости погрузочно-транспортных работ при буровзрывном проведении выработок. *Научный вестник НГА Украины*. 1998. № 2. С. 19–21.

118. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов 01.10.2014.



119. Масляков Н.С., Островский М.С. Новый подход к созданию гибкой технологии производства запасных частей для самообеспечения горных предприятий. *Горное оборудование и электромеханика*. 2013. №6. С. 23–27.

120. Андреева Л.И., Лапаева О.А. Регулирование потоков запасных частей к горному оборудованию. *Горное оборудование и электромеханика*. 2006. №12. С. 40–43

121. Ступнік М.І., Калініченко О.В., Калініченко В.О. Техніко-економічне обґрунтування доцільності застосування самохідної техніки на шахтах Кривбасу. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2012. №5. С. 39–42.

122. Барташевский С.Е. Перспективы применения самоходного оборудования для комплексной механизации проведения выработок буровзрывным способом. Сб. тез. докл. междунар. конф. «*Современные пути развития горного оборудования и технологии переработки минерального сырья*». Днепропетровск: НГАУ. 1997. С. 20–21.

123. Коптовец А.Н., Ширин Л.Н., Шляхов Э.М., Денищенко А.В. та ін. Моделирование рабочих процессов трения в колодочно-колесном тормозе шахтных локомотивов: монографія. Днепро: НГУ, 2017. 258 с.

124. Рейкове стикове ізолююче з'єднання: пат. 65878 Україна: МПК E01B 11/00. №97114271/28; заявл. 18.06.2003; опубл. 15.03.2006, Бюл. № 3. 2006.

125. Спосіб з'єднання рейок: пат. на корисну модель №66328 Україна: МПК E21B 11/00. №u201108909; заявл. 15.07.2011; опубл. 26.12.2011, Бюл. № 24. 2011.

126. Хубка В. Теория технических систем. М.: Мир, 1987. 208 с.

127. Ляшенко В.И., Хоменко О.Е. Повышение эффективности буровзрывной отбойки руды в зажатой среде. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2019. №11. С. 59–72.

128. Макарьев В.П. Статистические модели взрывного разрушения горных пород и методы исследования кусковатости. Л.: РТП ЛГИ, 1981. 88 с.

129. Терентьев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом. М.:Недра, 1972. 200 с.

130. Турсунов Б.Д., Суннатов Ж.Б. Совершенствование технологии вторичного дробления безвзрывным методом. *Молодой ученый*. 2017. №13(147). С. 97–100.

131. Виноградов Е.А. Оценка результатов хронометража работы погрузо-доставочных машин на системах разработки с торцевым выпуском руды. *Научные тенденции: Вопросы точных и технических наук*. 2019. С.13–17.

132. Thurley M., Wimmer M., Nordqvist A. Blast fragmentation measurement based on 3D imaging in sublevel caving draw-points and LHD buckets at LKAB Kiruna. *In International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24/08/2015-25/08/2015*. Australasian, 2015. P. 763–774.

<https://www.diva-portal.org/smash/get/diva2:1004357/FULLTEXT01.pdf>

133. Sellers E.J., Salmi E.F. Breaking new ground: challenges and opportunities for maximising value from underground blasting. *In Proceedings of the Second International Conference on Underground Mining Technology*. 2020. P. 47–76.

[DOI https://doi.org/10.36487/ACG\\_repo/2035\\_0.03](https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2035_0.03)

134. Тонких А.И., Макишин В.Н., Ивановский И.Г. Техно-экономические расчеты при подземной разработке рудных месторождений: учеб. Пособие. Владивосток: ДВГТУ, 2007. 137 с.

135. Шершнев А.А., Турило А.М. Сравнительная экономическая оценка эффективности разработки рудных месторождений. *Изв. вузов. Горный журнал*. 1991. № 7. С. 44–46.

## ДОДАТОК А

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

ПОГОДЖЕНО  
Директор з наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»  
член-кореспондент НАН України



\_\_\_\_\_ А.С. Бешта

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Заступник директора з наукової роботи  
ІТМ НАН України  
член-кореспондент НАН України



\_\_\_\_\_ О.П. Круковський

### ПРОГРАМА І МЕТОДИКА

**ВИЗНАЧЕННЯ РЕЖИМІВ РОБОТИ ШАХТНИХ ВАНТАЖНО-ДОСТАВНИХ  
МАШИН НОВОГО ПОКОЛІННЯ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ РУДИ В  
СКЛАДНИХ ГІРНИЧОТЕХНІЧНИХ УМОВАХ**

Дніпро  
2020

## ДОДАТОК Б

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Проректор з наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»  
член-кореспондент НАН України



А.С. Бешта

## МЕТОДИКА

**ВИЗНАЧЕННЯ ПРОПУСКНОЇ ЗДАТНОСТІ ТРАНСПОРТНО-  
ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СИСТЕМИ РУДНИКА З РОЗРОБКИ УРАНОВОГО  
РОДОВИЩА КОМПЛЕКСАМИ САМОХІДНОГО ОБЛАДНАННЯ**

Дніпро  
2020

**ДОДАТКИ**  
**ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДИСЕРТАЦІЙНОЇ РОБОТИ**

## ДОДАТОК В



### Довідка

про впровадження результатів дисертаційної роботи «Підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника шляхом адаптації самохідного обладнання до змін умов експлуатації»  
автор Інюткін Іван Володимирович

По результатах натурних і аналітичних досліджень, отриманих автором роботи для гірничо-геологічних умов шахти «Смолінська», сформульовані рекомендації щодо встановлення потенційних резервів діючих транспортно-технологічних схем розробки уранових родовищ та підвищення адаптаційної спроможності ковшових вантажно-доставних машин нового покоління в специфічних умовах шахтного середовища.

Шляхом комплексного урахування впливу технічних, технологічних і організаційних чинників на режими роботи самохідного обладнання встановлені експлуатаційні параметри вантажно-доставних машин нового покоління, що дозволяють понизити питомі енерговитрати і забезпечити ресурсозбереження при транспортуванні руди в реальних умовах експлуатації.

Автором рекомендована методика визначення пропускної здатності транспортно-технологічної системи рудника, яка залежить від адаптаційної спроможності самохідного транспортного обладнання та конструктивних параметрів транспортних виробок і визначається допустимою швидкістю руху вантажно-доставних машин нового покоління в криволінійних гірничих виробках із знакозмінним профілем шляху та обсягами перевезеної руди в реальних умовах експлуатації.

Наведені рекомендації були застосовані при підготовці та відпрацюванні очисного блоку Смолінської шахти державного підприємства «СхідГЗК» для встановлення допустимої швидкості в вантажно-доставних виробках з урахуванням впливу мікропрофілю колії проїзної частини.

Директор Смолінської шахти  
ДП "СхідГЗК"



О.М. Карапузіков

## ДОДАТОК Г



вих.№451 від 25вересня 2020р.

### АКТ

впровадження результатів дисертаційної роботи «Підвищення ефективності транспортно-технологічної системи рудника шляхом адаптації самохідного обладнання до змін умов експлуатації»  
автор Інюткін Іван Володимирович

Результати експериментальних і теоретичних досліджень параметрів взаємодії транспортно-технологічної системи «самохідна машина – гірниче середовище» та стендових випробувань вузлів вантажно-доставних машин дозволили констатувати, що переважна більшість простоїв самохідного обладнання із-за відмов вузлів та агрегатів можливо попередити шляхом удосконалення системи технічного його обслуговування та діагностування.

Багаточисельні відмови вузлів і агрегатів перш за все обумовлені відсутністю на гірничих підприємствах схем моніторингу, які б дозволяли вести оперативний контроль стану самохідного імпортного обладнання. Для підвищення ефективності діагностування самохідного гірничотранспортного обладнання характерні відкази вузлів і агрегатів вантажно-доставних машин були класифіковані по категоріям складності їх усунення.

Встановлені таким чином типи і характеристики несправностей та трудомісткість їх усунення враховуються при виборі раціональних методів і засобів технічної діагностики колісних видів самохідного гірничотранспортного обладнання.

Автором надано рекомендації з оперативного виявлення дефектів вузлів і агрегатів самохідного обладнання, та визначення категорій складності їх усунення, які послужать в подальшому основою для формування нормативно-методичної бази щодо удосконалення системи діагностування технічного стану самохідного обладнання нового покоління.

Керівник  
ТОВ «Теквіс»



В.В. Сіровух

49089, Дніпропетровська обл,  
м.Дніпро, вул.Будівельників 25-Б

+38(098)115-87-87  
e-mail: teqis7@gmail.com