

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Гірничо-металургійний факультет  
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису  
Скорик Михайло Олександрович

УДК 622.272

**Дослідження та обґрунтування технологічної схеми та засобів  
доставки уранової рудної маси при відпрацюванні покладів в умовах  
шахти «Інгульська» ДП «СхідГЗК»**

Спеціальність 184 «Гірництво», ОП  
«Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота  
на здобуття наукового ступеню магістра

Науковий керівник:  
Кушнерьов Іван Петрович,  
канд. техн. наук, доцент

Кривий Ріг  
2025р.

## ЗМІСТ

|                                                                                                                                                                 |    |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Реферат .....                                                                                                                                                   | 4  |
| Вступ.....                                                                                                                                                      | 6  |
| 1. Стисла геологічна характеристика покладів уранової руди шахти<br>Інгульська ДП «СхідГЗК».....                                                                | 9  |
| 2. Технологічні аспекти відпрацювання покладів уранової руди на шахті<br>Інгульська.....                                                                        | 13 |
| 3. Вивчення та узагальнення процесів переміщення рудної маси на шахтах з<br>видобутку твердих корисних копалин.....                                             | 20 |
| 3.1. Інтерпретація процесу переміщення рудної маси в очисних блоках та на<br>горизонтах шахти.....                                                              | 21 |
| 3.2. Розгляд технологічних схем, які існують для переміщення рудної маси на<br>основних горизонтах шахт.....                                                    | 23 |
| 3.2.1. Самопливна доставка з урахуванням теорії випуску відбитої руди..                                                                                         | 24 |
| 3.2.2. Механізована доставка рудної маси.....                                                                                                                   | 26 |
| 3.3. Висновки .....                                                                                                                                             | 46 |
| 4. Вибір за гірничо-геологічними умовами можливих технологічних<br>схем та засобів доставки рудної маси для подальшого<br>техніко-економічного моделювання..... | 47 |
| 4.1. Аналіз технологічних схем, конструкцій днищ очисних блоків та<br>засобів механізації .....                                                                 | 47 |

|                                                                                                                                                                                                |    |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| 4.2. Визначення основних техніко-економічних показників при застосуванні технологічних схем доставки та транспортування рудної маси при камерних системах розробки покладів уранової руди..... | 50 |
| 4.2.1. Загальна методика визначення техніко-економічних показників....                                                                                                                         | 51 |
| 4.2.2. Визначення основних техніко-економічних показників переміщення рудної маси віброживильниками та електровозним транспортом.....                                                          | 53 |
| 4.2.3. Визначення основних техніко-економічних показників переміщення рудної маси самохідною технікою та електровозним транспортом.....                                                        | 56 |
| 4.2.4. Висновки.....                                                                                                                                                                           | 63 |
| Загальні висновки.....                                                                                                                                                                         | 64 |
| Список використаних літературних джерел.....                                                                                                                                                   | 69 |

## РЕФЕРАТ

**Робота включає 71 с.; 18 рис.; 14 табл.; 20 джерел.**

Кваліфікаційна магістерська робота Скорика М.О., яка виконана для умов ш. «Інгульська» ДП «СхідГЗК», є завершеною та повністю відповідає вимогам «Методичних вказівок до виконання кваліфікаційної роботи магістра з спеціальності 184 «Гірництво», освітня програма "Підземна розробка родовищ корисних копалин" [1]. Вона присвячена одному з основних процесів очисного виймання руди в блоці – переміщенню рудної маси.

Об'єктом досліджень є технологічні схеми та засоби доставки уранової рудної маси, які ефективно можливі в умовах названої шахти.

Мета досліджень - встановлення, удосконалення та обґрунтування визначення ефективної технології переміщення рудної маси в шахті та прийняття сучасного обладнання для цих цілей.

Методи досліджень: узагальнення наукових джерел, обґрунтування технічних засобів, її параметрів, моделювання розрахунками технологічних схем, конструкцій днища блоків та техніко-економічне порівняння варіантів доставки.

У роботі розглянуто гірничо-геологічні умови родовища уранових руд в полі ш. Інгульська, сучасний стан технології відпрацювання родовища, аналіз та обґрунтування процесу переміщення рудної маси на шахті, засобів доставки рудної маси, конструкції днищ блоків та виконано техніко-економічне моделювання технологій доставки. Виконаними дослідженнями встановлено, економіко-математичне обґрунтовано дві основні технологічні схеми переміщення уранової рудної маси. Вибрані та застосовувались технічні засоби доставки рудної маси. Перша схема - це віброживильниками та електровозним транспортом до рудничного двору головного стволу. Друга схема - це переміщення рудної маси самохідною технікою до рудоспуску та навантаження віброживильником у вагонетки електропотягу. Розрахунки показали, що

найменша собівартість переміщення 1 т рудної маси -30,74 грн./т у другому варіанті. У порівнянні з технологічною схемою №1, собівартість якої складає 32.04 грн./т, це на 4,19% менше.

Кваліфікаційна робота магістранта Скорика М.О. складається із реферату, вступу, чотирьох основних розділів, загальних висновків та списку використаних літературних джерел.

**Ключові слова:** уранові руди, геологія, камерна система розробки, переміщення рудної маси, засоби доставки, днища блоків, порівняння схем доставки

## ВСТУП

У межах Кіровоградської області існує декілька родовищ урановмісної руди. Добування урану підземним способом в Україні складає у межах 500...800 т/рік. Це забезпечує приблизно на третину потреби вітчизняної атомної енергетики. Вказані родовища в останні роки розробляє Державне підприємство «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» (ДП «СхідГЗК»). На початок 2023 року працюють дві шахти: «Інгульська» (Мічурінське і Центральне родовища) та «Новокостянтинівська» (Новокостянтинівське родовище). При цьому запаси Новокостянтинівського родовища є унікальними.

Шахта «Інгульська» розташована в 7 км від м. Кропивницький Кіровоградської області неподалік с. Завадівка і відпрацьовує запаси Мічурінського родовища з 1969 року та запаси Центрального родовища з 1989 року (рис.1.). Вона створена в 1968 році, а очисні роботи розпочаті в 1976р. Мічурінське родовище складної морфології, запаси прослідковуються до глибини 500 м з тенденцією до різкого виклінювання з глибиною. Відпрацювання родовища ускладнене тим, що над значною їх частиною протікає річка Інгул. Більшість геологічних запасів покладів на сьогодні погашені, а у відпрацюванні руди Центрального родовища. Вони прослідковуються до глибини 1000 м. Так як рудні тіла розташовані під містом Кропивницький, то видавання рудної маси виконують по транспортному штреку протяжністю 6,2 км, який пройдено на глибину 300м і до стволу Північний. Географічне наземне розташування структур шахти Інгульська представлено на рис. 1.

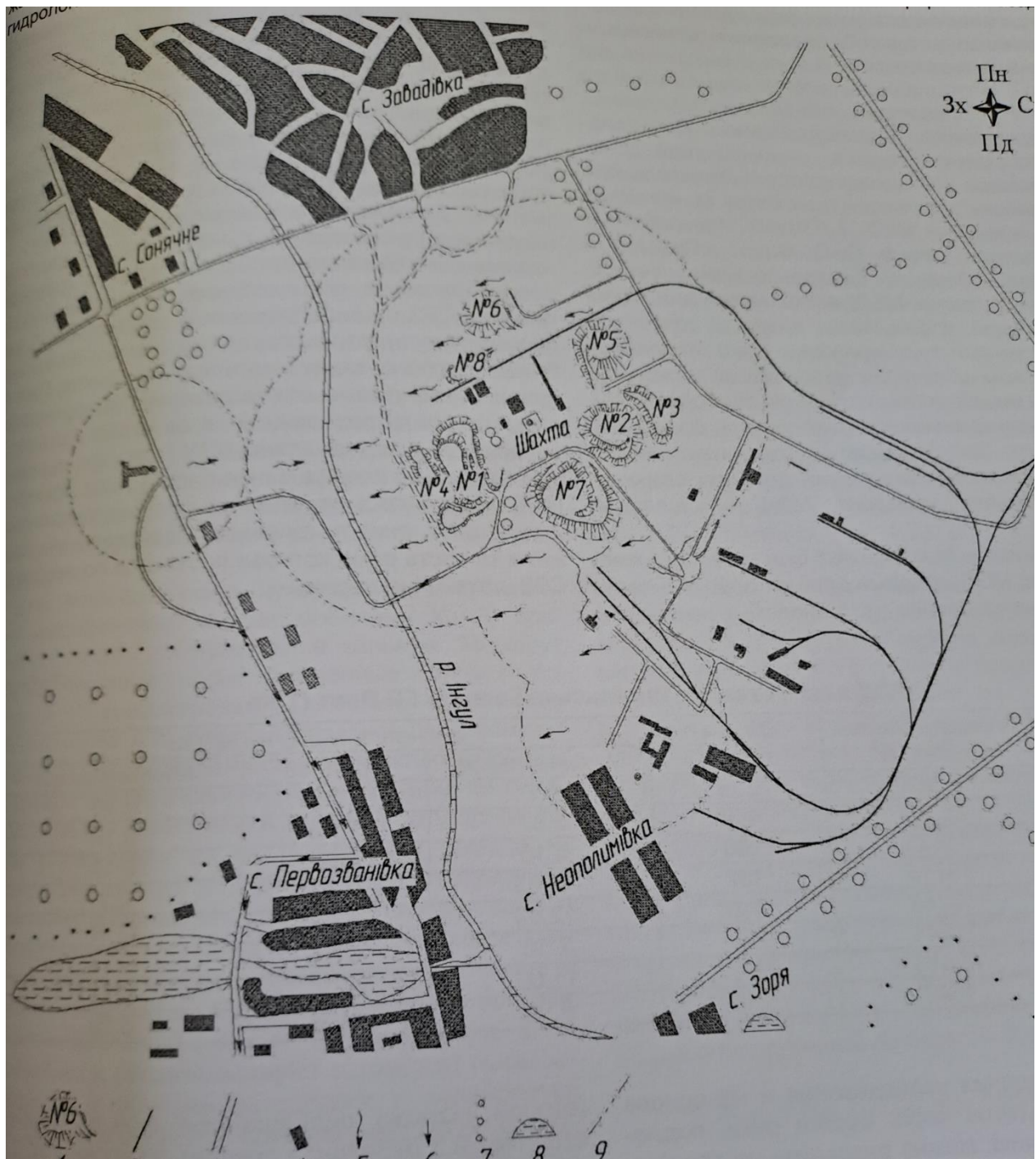


Рис.1. Географічне розташування на денній поверхні об'єктів ш. Інгульська

Виймання уранової руди на шахті здійснюється камерною системою розробки з наступним заповненням виробленого простору твердіючою закладкою. Під час роботи шахти накопичуються вироблені простори. Тривалість існування порожнин коливається від кількох місяців до декількох років. Безпека ведення гірничих робіт контролюється спеціалістами виробничо-

технічних служб та залученням науковців установ.

Наукова робота, яка виконана для отримання ступеня «Магістр з Гірництва», розроблена відповідно до «Методичних вказівок до виконання кваліфікаційної роботи магістра зі спеціальності 184 «Гірництво» [1]. При цьому були вивчені та вирішені такі питання:

1. Проаналізовані умови підземної розробки родовищ уранових руд на ш. Інгульська;
2. Проведено аналіз способів доставки рудної маси та конструкцій днищ блоків;
3. Досліджено раціональні способи та технології доставки і створення конструкцій днищ очисних одиниць;
4. Проведені техніко-економічні розрахунки та визначення ефективної технологічної схеми та конструкції приймального горизонту для доставки рудної маси .



# **1. Стисла геологічна характеристика покладів уранової руди шахти Інгульська ДП «СхідГЗК»**

## *Мічурінське родовище*

Мічурінське родовище розташоване в районі м. Кропивницький на відстані 3-х кілометрів на південь від його околиці в долині річки Інгул.

Родовище відноситься до метасоматичні типу. Вміщуючими породами є біотитові гнейси, граніти, мігматити і сієніти. Простягання порід північно-західне  $310-350^\circ$ , падіння - східне під кутом  $70-80^\circ$ . Породи переважно середнього ступеня тріщинуватості, стійкі, безпечні за гірськими ударами. Родовище перекрито чохлом осадкових порід потужністю від 0,5 м до 40 м (у середньому 20...25 м), представлених корою вивітрювання корінних порід (потужність від 2 до 5 м) та різного роду глинами і суглинками з невеликими (1-3 м) прошарками різно зернистих пісків. Основним контролюю чим руду тектонічним порушенням на родовищі є Мічурінський розлом, розташований у його висячому боці. Простягання розлому складає  $350-360^\circ$  [2,3].

Уранове родовище представлене низкою паралельних рудних покладів, окремими рудними покладами, а іноді - куполоподібними залягаючими покладами. Рудні поклади залягають згідно з вміщуючими породами і мають виражений похил на північ, простягання - північно-західне з кутами  $310-350^\circ$ , падіння – східне, під кутом  $70-80^\circ$ . Родовище розвідане до глибини 525 м. На родовищі мають місце роздув рудних тіл як по падінню, так і за простяганням. Глибина зруденіння складає від 30м до 525 м. Рудні поклади складені цукроподібними і пластинчастими альбітитами. Зруденіння є вкрай нерівномірним, має тонкі та прожилкові вкраплення. Стисла характеристика порід Мічурінського родовища наведена в табл. 1.1.

Таблиця 1.1.

## Основні фізико-технічні властивості руд і порід Мічурінського родовища

| Породи    | Коеф.<br>міцності<br>за Прото-<br>дьяконовим | Тимчасовий<br>опір<br>стисканню,<br>кг/см <sup>2</sup> | Об'ємна<br>вага,<br>г/см <sup>3</sup> | Питома<br>вага,<br>г/см <sup>3</sup> | Порис-<br>тість,<br>% | Волого-<br>місткість,<br>% |
|-----------|----------------------------------------------|--------------------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------|----------------------------|
| Граніти   | 14-15                                        | 847 – 1905                                             | 2,56 –<br>2,65                        | 2,64 -<br>2,68                       | 2,74                  | 0,14                       |
| Альбітиту | 14-18                                        | 370 – 1464                                             | 2,45 –<br>2,70                        | 2,68 -<br>2,75                       | 2,00                  | 0,25                       |
| гнейси    | 14                                           | 590-1089                                               | 2,6-2,7                               | 2,71-2,8                             | 2,13                  | 0,11                       |

Гідрогеологічні умови родовища характеризуються розвитком водонос-них горизонтів у сучасних алювіальних відкладеннях терас та заплави річки Інгул, у сарматських та буджацьких пісках, у кристалічних породах докембрію та їх кори вивітрювання.

Живлення підземних вод здійснюється за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, поверхневих вод річки Інгул та водоносних горизонтів, що лежать вище.

Сумарний приплив підземних вод у гірничі виробки коливається не більше 410-440 м<sup>3</sup>/годину. Максимальні значення водоприпливу спостерігаються при проходженні паводків на річці Інгул.

### *Центральне родовище*

Центральне родовище розташоване на південно-східній околиці міста Кропивницький на відстані 8 км на північний схід від Мічурінського родовища. У зоні впливу гірничих робіт знаходиться м. Кропивницький.

Родовище відноситься до метасоматичного типу урано вмісних альбітитів. Вміщуючи породи родовища є біотитові гнейси, граніти, мігматити і сієніти, які складають монокліналь субмеридіального простягання. Простягання вміщуючих порід змінюється від високоширотного (280-310°) до північно-західного і меридіонального (330-360°). Падіння порід - північно-східне і східне під кутами 55- 70°. Породи слабкої і середньої тріщинуватості, стійкі та не є небезпечними по гірським ударам.

Родовище перекрите осадовим чохлам, потужність якого змінюється від 5 до 35 м і в середньому складає 20-25 м. Осадові породи представлені суглинками, різними глинами, різно зернистими глинястими пісками. У нижній частині розрізу відзначається кора вивітрювання кристалічних порід потужністю від 2 до 5м. Уранове зруденіння на родовищі генетично і просторово пов'язане виключно з альбітитами, при цьому зруденіння розвивається як в дрібнозернистих альбітитах, так і в альбітитах середньої та великої крупності, розрізняється морфологією рудних покладів, їх розмірами, вмістом урану, технологічними властивостями руд. Простягання і падіння рудоносних альбітитів у цілому згідно з простяганням і падінням вміщуючи порід. Потужність покладів коливається від декількох метрів до 50-60 м і в середньому складає 15-20 м. Верхній рівень відпрацювання – горизонт 160 м. Глибина зруденіння досягає 535 м [3,4].

Стисла характеристика гірських порід Центрального родовища приведена в таблиці 1.2.

Таблиця 1.2.

Властивості урановмісних руд та породного середовища  
Центрального родовища

| Породи, руди | Міцність<br>бал | Тимчасовий<br>опір ,<br>кг/см <sup>2</sup> | Об'ємна<br>вага,<br>г/см <sup>3</sup> | Питома<br>вага,<br>г/см <sup>3</sup> | Порис-<br>тість,<br>% | Волого-<br>місткість<br>,<br>% |
|--------------|-----------------|--------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------|--------------------------------|
| Гнейси       | 6-20            | 593 – 2480                                 | 2,67 – 2,70                           | 2,74                                 | 2,13                  | 0,10                           |
| Мігматити    | 4-17            | 367 – 1753                                 | 2,63 – 2,70                           | 2,76                                 | 2,18                  | 0,24                           |
| Граніти      | 4-18            | 329-1987                                   | 2,55-2,66                             | 2,65                                 | 2,75                  | 0,14                           |
| Альбітити    | 5-20            | 558 – 2132                                 | 2,65 – 2,72                           | 2,72                                 | 2,00                  | 0,25                           |

Центральне родовище за гідрогеологічними умовами належить за класифікацією М.І. Плотнікова до І групи простих родовищ, для яких характерною особливістю є слабка наводненість пухких піщаних відкладень, що не мають помітного впливу на наводненість родовища. Через родовище протікає невелика річка Біянка. На ділянці встановлено кілька тектонічних порушень, які є колекторами статичних запасів тріщин-них вод, їх розкриття зумовило короткочасні водо припливи.

Хімічний склад тріщин них вод є досить строкатим і має чітку вертикальну гідрохімічну зональність. Тут виділяються три зони: зона активного водообміну від 1 до 200 м; зона утрудненого водообміну від 200 до 500 м та зона застійного режиму від 500 до 2500 м. Водо припливи по родовищу становлять:

- горизонт 230 м 5-6 м<sup>3</sup>/ годину;
- горизонт 300 м 70-80 м<sup>3</sup>/ годину.

Підземні води перепускаються на горизонт 300 м і проектно-розвідувальним

штреком надходять у водозбірник горизонту 280 м, розташованого біля стволу шахти «Північна». Сумарний водо приплив Центрального родовища та штреку РЕ-4 становить 160-180 м<sup>3</sup>/годину.

## **2. Технологічні аспекти відпрацювання покладів уранової руди на шахті Інгульська**

При відпрацюванні запасів руди на шахті камерними системами розробки розрахунок безпечних параметрів очисних блоків враховується те, що руда і вміщуючі породи є стійкими, низької або середньої тріщинуватості, міцність за шкалою Протодяконова становить 12-18 балів, кут падіння покладів - 50 80°. При потужності рудних тіл від 3 до 15 м застосовують камерну систему розробки під поверхових штреків, а якщо понад 15-20 м то під поверхових ортів.

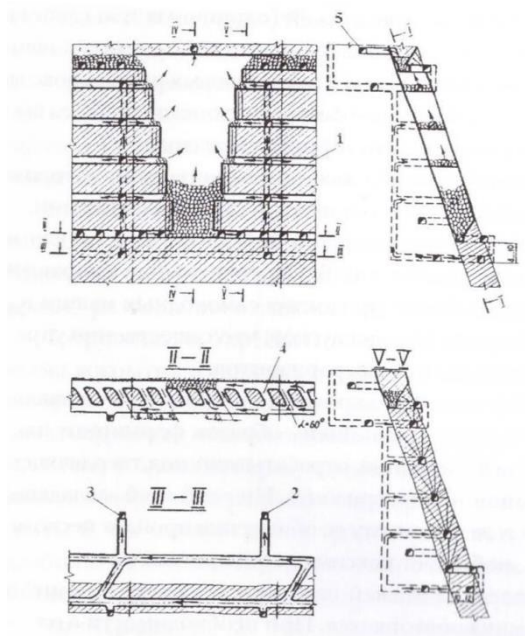
Висота поверху на шахтах становить 60 м та 70 м, під поверху - 15-18 м. Порядок відпрацювання під поверху підшво уступний. Обвалення запасів руди в блоках здійснюють свердловинами діаметром 57-105 мм. Порожні камери заповнюються твердішими сумішами, міцність яких становить від 1 до 5 МПа.

Напружений стан оточуючого рудний масив середовища формується під впливом різних факторів, головними з яких є: глибина розробки, черговість відпрацювання блоків, кут нахилу оголення до горизонту, час існування оголень та тріщинуватість і міцність порід. Гірській масив рудних покладів Інгульської шахти не відноситься до категорії ударо небезпечних.

При розробці проектів відпрацювання покладів параметри оголення камер визначаються відповідно до рекомендацій з визначення безпечних та стійких параметрів очисних блоків на шахтах ДП «СхідГЗК» [5].

На Інгульській шахті прийнята поверхова підготовка шахтового поля з висотою поверху 60-70м. Зазвичай застосовується групування рудних покладів за допомогою польових виробок таких як похилі з'їзди та інші. Треба

Від потужності рудних тіл застосовуються , в основному, два варіанти камерних систем розробки з закладкою. Потужність покладу дорівнює 15...20 м , то впроваджено варіант під поверхових штреків, які проходять за простяганням. Вони є основними виробками в технології і з них ведуть роботи по обваленню рудного масиву, доставки рудної маси, провітрюванню і таке інше. На рис. 2.1 приведена укрупнена технологія робіт [2].



При даній технології очисна камер зорієнтована довгою стороною за простяганням рудного покладу. Застосовується штрекова підготовка очисного блоку. Відбивання руди виконують з штреків, як і доставку рудної маси.

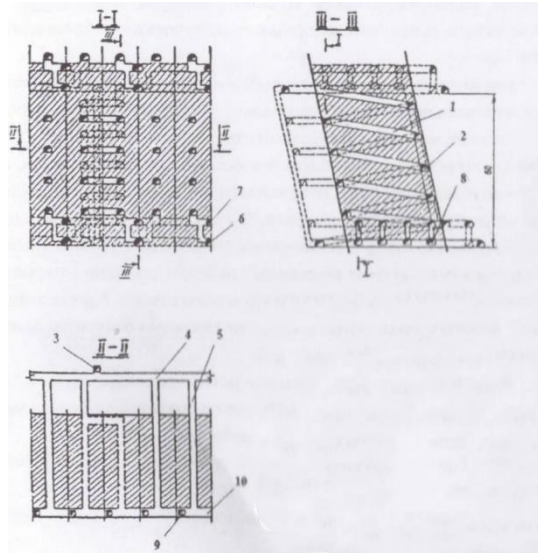


Рис. 2.2 Варіант системи розробки під поверхових ортів ( потужність уранового рудного покладу складає 20 і більше метрів).

За результатами практики відпрацювання уранових родовищ зробимо аналіз систем розробки. У кожній виймальній одиниці просувають підготовчо-нарізні виробки для виконання таких робіт: утворення відрізної щілини, компенсаційного простору. А також для виконання провітрювання, господарчих робіт, доставки матеріалів, пересування робітників. Крім цього, і в першу чергу, для виконання основних виробничих процесів очисного виймання руд. Орієнтація виробок у просторі та їх форма залежать від контурів рудного покладу, обладнання, яке застосовується, при гірничих роботах, характеристики рудного масиву по стійкості, по конфігурації та інше. Особливо це важливо при відпрацюванні складно структурних уранових покладів, або при вийманні зближених рудних тіл. Після підготовки блоку в контурах очисної камери на всю її висоту проходиться відрізний підняттевий за допомогою полків КПВ-1а, або, якщо можливо, секційним підриванням глибоких свердловин на висоту під поверху, т.є. 15-17м. Потім по центру очисної камери утворюється відрізна

щілина. Відбійка рудного масиву ведеться глибокими свердловинами діаметром 57-105мм. В залежності від діаметру свердловини, міцності та тріщинуватості рудного масиву лінія найменшого опору (ЛНО) змінюється у межах 1,2-1,8м. Відстань між кінцевими частинами свердловин в ряді варіюється від 1,8 до 2,5м, а коефіцієнт зближення зарядів вибухових речовин може бути в межах 1-1,5. Шари відбійки, в основному, вертикальні, але можуть бути і похилі. Вибухові свердловини вибурюються вертикально у вигляді віяла, а можуть бути також вибурені паралельно. Вихід руди з 1 м свердловини у середньому складає 6т при щільності рудної маси 2,65 т/м<sup>3</sup> та при витратах вибухової речовини 500 г та 150 г на тону відповідно на основне та вторинне дроблення. Також застосовується зустрічно направлене підривання при відбійці важко дроблених руд. Крім цього на шахті практикують різноплощинне розташування віял в камері, або ж змінюється сітка свердловин в залежності від шарів руди за потужністю, тріщинуватістю та міцністю.

Процес випуску, вторинного дроблення не габариту, навантаження і переміщення рудної маси по витратах займає 15-20% від витрат за всіма процесами очисного виймання. При цьому продуктивність виїмкової одиниці регламентується багатьма факторами, а саме технікою, яка застосовується при визначеній конструкції днища блоку, гранулометричним складом рудної маси, геометричними параметрами блоку, та інше.

Важливим конструктивним елементом будь-якої системи розробки є конструкція днища очисного блоку. Встановлено, що вона значно впливає на показники вилучення рудної маси, на ефективність в цілому видобування корисних копалин з виїмкової одиниці. Конструктивні особливості днищ залежать від гранулометричного складу рудної маси, довжини та кутів доставки, інтенсивності відпрацювання блоку та обладнання, яке застосовується при цьому. Вони можуть бути плоскі, похилі та використовують



траншей- або воронкоподібну підсічену камеру. Встановлена характеристика днищ очисних блоків уранової руди в залежності від їх типу ( табл.2.1)

#### Показники по утворенню різних типів днища блоку

Таблиця 2.1

| Тип днища блоку/<br>показники  | Скреперна<br>доставка з<br>воронок випуску | Самохідна<br>техніка | Вібраційна з<br>горизонтом<br>дроблення |
|--------------------------------|--------------------------------------------|----------------------|-----------------------------------------|
| Довжина виробок<br>доставки, м | 190-230                                    | 120-160              | 190-250                                 |
| Об'єм виробок, м <sup>3</sup>  | 1300-1400                                  | 800-1000             | 1400-1500                               |
| Трудомісткість,<br>чол/зм      | 370-400                                    | 150-200              | 400-450                                 |

З таблиці 2.1 видно, що найменші витрати необхідно надати на утворення днищ під самохідну техніку. У порівнянні з скреперною доставкою тут трудомісткість зменшується у 2 рази, також менша довжина доставочних виробок на 30-32% у порівнянні з скреперною, та майже 35% у порівнянні з вібродоставкою. Тому на шахтах ДП «СхідГЗК» найбільше розповсюдження отримали днища очисних блоків з випуском рудної маси з траншейною підсічкою та переміщенням руди самохідною технікою у відкотні вагонетки або з безпосередньою доставкою нею до перепускних рудоспусків. При цьому продуктивність скреперної лебідки потужністю 50-75 кВт складає 250-300 т/зміну, а навантаження потяга за даними практики може бути від 30 до 50 хвилин. Якщо порівнювати самохідну техніку для навантаження вагонів потягу, то воно складе одну годину і більше. Тому таку самохідну техніку

використовують для випуску та доставки рудної маси без перевантаження прямо в рудо перепускний підняттявий щоб не було її простоїв. При цьому в залежності від якості дроблення, довжини доставки, типу машин в умовах ш. Інгульська продуктивність процесу доставки може сягати до 400 т/зміну. Хоча вібраційне навантаження рудної маси може складати і до 500 т/зміну. Але днище повинне мати додаткові виробки, які потребують значних капітальних витрат. Після того, як повністю рудна маса буде випущена з камери її заповнюють інертним матеріалом, т.є. закладкою. Перед цим всі виробки, які контактуються з камерою ізолюються за допомогою перемичок із брусків дерева, іноді на складних ділянках їх роблять з бетону. В днищі блоку в випускних дучках частково залишається рудна маса. Закладну суміш в камеру подають по трубам. Після заповнення камери до контрольної відмітки, а це 1-1,5м нижче покрівлі камери, закладочний матеріал припиняють подавати для затвердіння суміші. Потім заповнюється камера повністю, а вода та повітря остаточно виводяться з камери через вибурену свердловину. Після виконання робіт по контролю за твердінням закладки і набуття нею необхідно ї міцності виймаються сусідні камери другої черги [2]. Усереднені техніко-економічні показники варіанту камерної системи розробки під поверхових штреків з закладкою наведені в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2

| №з/п | Найменування                    | Од. виміру | Показники |
|------|---------------------------------|------------|-----------|
| 1    | Об'єм підготовчо-нарізних робіт | м/1000т    | 4-6       |
| 2    | Питомі витрати ВР:              | г/т        |           |
|      | -на відбійку                    |            | 250-400   |
|      | - на вторинне дроблення         |            | 50-280    |

|   |                               |                       |        |
|---|-------------------------------|-----------------------|--------|
| 3 | Продуктивність праці ГРОВ:    | м <sup>3</sup> /зміну |        |
|   | на бурінні                    |                       | 24-30  |
|   | на випуску та доставці        |                       | 25-35  |
|   | на закладці                   | м <sup>3</sup> / год. | 80-110 |
| 4 | Продуктивність очисного блоку | тис.т/міс             | 6-10   |

Підвищення продуктивності можливо за рахунок впровадження самохідної техніки, наприклад, XUL 307 або Loader 3m3. Для порівняння візьмемо конструкцію днища з воронками та з скреперними лебідками на доставці при вібраційному випуску -1 варіант, і другий - траншейне днище з використанням самохідної техніки. Результати наведемо в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3

| №з/п | Найменування                                                                            | Од. виміру            | Скреперна | Самохідна техніка |
|------|-----------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------|-----------|-------------------|
| 1    | Об'єм підготовчо-нарізних робіт                                                         | %                     | 12-17     | 10-12             |
| 2    | Трудомісткість обладнання блоку, яке припадає на 1000м <sup>3</sup> добутої рудної маси | чол./зм.              | 4-5       | 1-2               |
| 3    | Питомі витрати ВР:                                                                      | г/т                   |           |                   |
|      | -на відбійку                                                                            |                       | 250-350   | 30-100            |
|      | - на вторинне дроблення                                                                 |                       | 50-200    |                   |
| 3    | Продуктивність праці ГРОВ:                                                              | м <sup>3</sup> /зміну | 24-30     | 50-80             |
|      | на бурінні                                                                              |                       | 25-35     | 100-130           |
|      | на випуску та доставці                                                                  |                       | 80-110    | 100-130           |
|      | на закладці                                                                             | м <sup>3</sup> / год. |           |                   |

|   |                               |           |      |       |
|---|-------------------------------|-----------|------|-------|
|   |                               |           |      |       |
| 4 | Продуктивність очисного блоку | тис.т/міс | 6-10 | 10-20 |
| 5 | Втрати рудної маси            | %         | 4-5  | 3-5   |
| 6 | Засмічення рудної маси        | %         | 5-8  | 4-7   |

### **3. Вивчення та узагальнення процесів переміщення рудної маси на шахтах з видобутку твердих корисних копалин**

#### **3.1 Інтерпретація процесу переміщення рудної маси в очисних блоках та на горизонтах шахти**

Під доставкою розуміють переміщення рудної маси від місця відбійки до місця навантаження у відкотні посудини за тією чи іншою схемою. Значення цього процесу дуже вагоме і від нього залежить весь комплекс добування руди. Доставка рудної маси в очисних блоках класифікується таким чином: доставка під дією власної ваги і механізована доставка. Вона поділяється на скреперну, з самохідним обладнанням, різного виду конвеєрами та інші види доставки (вибухом, гідравлічна). Можливі комбінації видів доставки. В деяких випадках, наприклад, на уранових шахтах де існує розкиданність покладів можливо застосування електропоїздів з вагонетками у комплексі з іншою механізованою доставкою з подальшим транспортуванням (відкаткою) маси руди до підйомних потужностей. Крім того самопливна (під дією власної ваги) розглядається у поєднанні з випуском рудної маси в виїмкових одиницях. На сьогодні застосовується в основному механізована доставка, причому широке розповсюдження отримує самохідна техніка при умові збереженості перетину підготовчих виробок для її функціонування.

Процес переміщення руди при підземній розробці родовищ включає операції випуску, навантаження, доставки, транспорту рудної маси в шахті та

підйому її на денну поверхню. Відомо, що найбільша частина трудових витрат пов'язана з переміщенням руди. Якщо розглянути складові трудомісткості гірничих робіт за їх видами то маємо таку картину( табл. 3.1).

Середня трудомісткість добування руд на шахтах

Таблиця 3.1.

| Складові гірничих робіт  | Трудомісткість |      |
|--------------------------|----------------|------|
|                          | Чол/зм         | %    |
| Гірничопідготовчі роботи | 5,6            | 11,8 |
| Відбійка руди            | 7,5            | 15,8 |
| Випуск та доставка       | 4,0            | 8,5  |
| Рудниковий транспорт     | 7,3            | 15,4 |
| Дроблення та підйом      | 8,5            | 18,0 |
| Інші допоміжні роботи    | 14,5           | 30,5 |
| Всього                   | 47,4           | 100  |

Інтенсифікація підземного видобутку руд можлива за рахунок удосконалення вказаних процесів. Таким чином підвищити ефективність підземного видобутку можливо, судячи з складових табл. 3.1, за рахунок процесу випуску, доставки та рудникового транспорту з застосуванням сучасної техніки та технології. Щодо технологічних схем переміщення рудної маси в очисному блоці та й у межах відпрацювання покладів, то в умовах ш. Інгульська де існує специфічність залягання рудних тіл, то дуже важливо враховувати ряд факторів. А це відстань між покладами, їх геологічні параметри, властивості руд, конструкція днищ блоків і особливо наявність і можливість застосування доставочного і відкотного обладнання. Також треба обов'язково прораховувати можливість забезпечення поточності транспорту у пріоритеті перед циклічністю та однотипністю обладнання по переміщенню рудної маси.

В науковій роботі [6] вказано, що розробка родовищ природно-багатих залізних руд, у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу, здійснюється під значною дією гравітаційних полів напружень, з використанням різних варіантів системи під поверхового обвалення. Процес випуску і доставки рудної маси здійснюється скреперними лебідками, що характеризується високими показниками трудомісткості ( до 48 %) та низькою продуктивністю (в середньому 170 т/зміну). Це негативно впливає на затрати, які пов'язані з підтриманням виробок приймального горизонту в робочому стані на протязі усього терміну відпрацювання виймальної одиниці, а також на зниженні якісних та кількісних показників вилучення руди. Встановлено [7-9], що експлуатація горизонтів залізрудних шахт супроводжується низькою інтенсивністю ведення очисних робіт, яка коливається в межах 1,2 – 1,8 т/м<sup>2</sup> за добу. Це залежить від інтенсифікації робіт на випуску та доставці рудної маси та конструктивних особливостей приймальних горизонтів. Зарубіжний та вітчизняний досвід підземної розробки родовищ корисних копалини свідчить про те, що значне підвищення продуктивності праці на процесі випуску і доставки може бути забезпечене за рахунок застосування самохідної техніки та відповідним приймальним горизонтом при цьому [10-12]. Збільшення інтенсивності технологічного процесу випуску та доставки обваленної руди дозволяє зменшити час існування підземних конструкцій та корегування розмірів їх оголень з точки зору стійкості і показників вилучення руд. Таким чином, застосування самохідних навантажувально-доставочних машин (НДМ) на технологічному процесі випуску і доставки руди відповідає вказаному. Але при цьому необхідно змінювати конструкції днищ приймальних горизонтів та робити більший до габаритів НДМ перетин підготовчих виробок. Відомо, що на коефіцієнт використання самохідних машин, які є дуже дорогими, впливають якість покриття підшви виробки та лінійність її трасування [10]. У роботах [11,12] вказано, що основною проблемою розробки родовищ твердих корисних копалин є підвищення продуктивності праці забезпечення повноти виймання

руд на основі впровадження сучасних методів виробництва та застосування високопродуктивних засобів механізації на процесах очисного виймання. Тут же узагальнено практичний досвід, дослідницькі роботи щодо використання самохідної техніки в підземних умовах та надані висновки з приводу масштабного застосування комплексів самохідної техніки.

### **3.2. Розгляд технологічних схем, які існують для переміщення рудної маси на основних горизонтах шахт**

Технологічні схеми умовно можливо поділити на основні групи[13]:

- технологічні схеми переміщення руд при системах розробки з площинним випуском рудної маси;
- технологічні схеми переміщення руд при системах розробки з торцевим випуском рудної маси.

Оскільки другий варіант схеми застосовується, в основному при системах обвалення руди, то для камерних варіантів систем пропонуємо першу групу, на якій і зупинимось. Тут можливо впровадження деяких варіантів і під варіантів:

-1а- безпосереднє навантаження рудної маси у відкотні залізничні посудини з очисного блоку. При цьому , як правило, можлива комбінація скреперної, вібраційної, вибухом, під дією власної ваги у вагонетки на основному горизонті;

-2а- безпосереднє навантаження рудної маси у ємності самохідного транспорту;

-3а-комбінація різних засобів доставки, наприклад, самохідної техніки та залізничного транспорту, або автомобільного і таке інше. Оскільки гірничо-геологічні умови специфічні для кожної шахти, то і варіантів схем переміщення рудної маси досить значне, особливо для умов ш. Інгульська, яка відрізняється різноманітністю геологічного розташування рудних тіл в

шахтовому полі. Тому проаналізуємо більш детально технологічні схеми, які існують для переміщення рудної маси та засоби доставки в гірничорудній практиці та які реально можуть бути застосовані на вказаній шахті.

### **3.2.1. Самопливна доставка з урахуванням основ теорії випуску відбитої руди.**

Відомо, що самопливом відбиту руду переміщують по перепускним виробкам та очисному простору. Іноді практикують перепуск з однієї камери в іншу, або акумулювальні ємності різного об'єму. В якості посудин для перепуску застосовують виробки, зазвичай підняттеві (гезенки) довжиною у середньому від 10м і до 100-150м перетином 2.5 і більше метрів. Кут падіння виробок і гранулометричний склад руди такі, які сприяють перепуску без заторів. Крім того розміри рудоспусків визначають з урахуванням розміщення в них необхідної кількості руди для заповнення навантаження партії вагонеток або іншого транспорту. Для забезпечення цього внизу рудоспусків обладнують акумулювальні камери, є також різного виду люки. Наприклад, на залізорудних шахтах типу АШЛ-1а, можливо ПВГ- на уранових. Дуже рідко, але застосовують перепуск руди по решіткам, жолобам навіть з кутом похилу 30—45°. З вказаним процесом пов'язаний випуск рудної маси.

*Випуск руди це* переміщення її за рахунок гравітації безпосередньо по очисному простору. Він може бути донним та торцевим. В залежності від цього проєктується і утворюється конструкція приймального горизонту( днища очисного блоку) з параметрами, які необхідні для застосування того чи іншого доставочного обладнання з відомими даними за його характеристикою.

Оскільки на уранових шахтах при камерних системах розробки практикують донний випуск руди то і більш детально зупинимось на ньому без оцінювання показників вилучення рудної маси. В нижній частині очисного блоку утворюють випускні виробки (воронки або ж траншеї), через які рудна



маса з усієї( або по стадійно) площі очисного блоку тече до виробок доставки для безпосереднього навантаження в вагонетки або подальшого переміщення по горизонталі (по похилу) засобами механізації. Якщо донний випуск, то маємо утворювати воронки, які являють зрізаний конус з кутом похилу стінок  $60^\circ$  з діаметрами знизу 2,5м і на верху- 6-12м в залежності від ряду факторів. Воронку розташовують дотичною для виключення втрат рудної маси між ними ( рис. 3.1). Траншейна підсічка дешевша у виконанні і застосовується в стійких міцних рудах і проєктуємо її на ш. Інгульська (рис. 3.2). Траншеї мають в перетині форму трапеції в основі якої через 5-8м за довжиною утворені дучки. В останніх обладнуються ніші для доставочної техніки, зазвичай віброживильники.

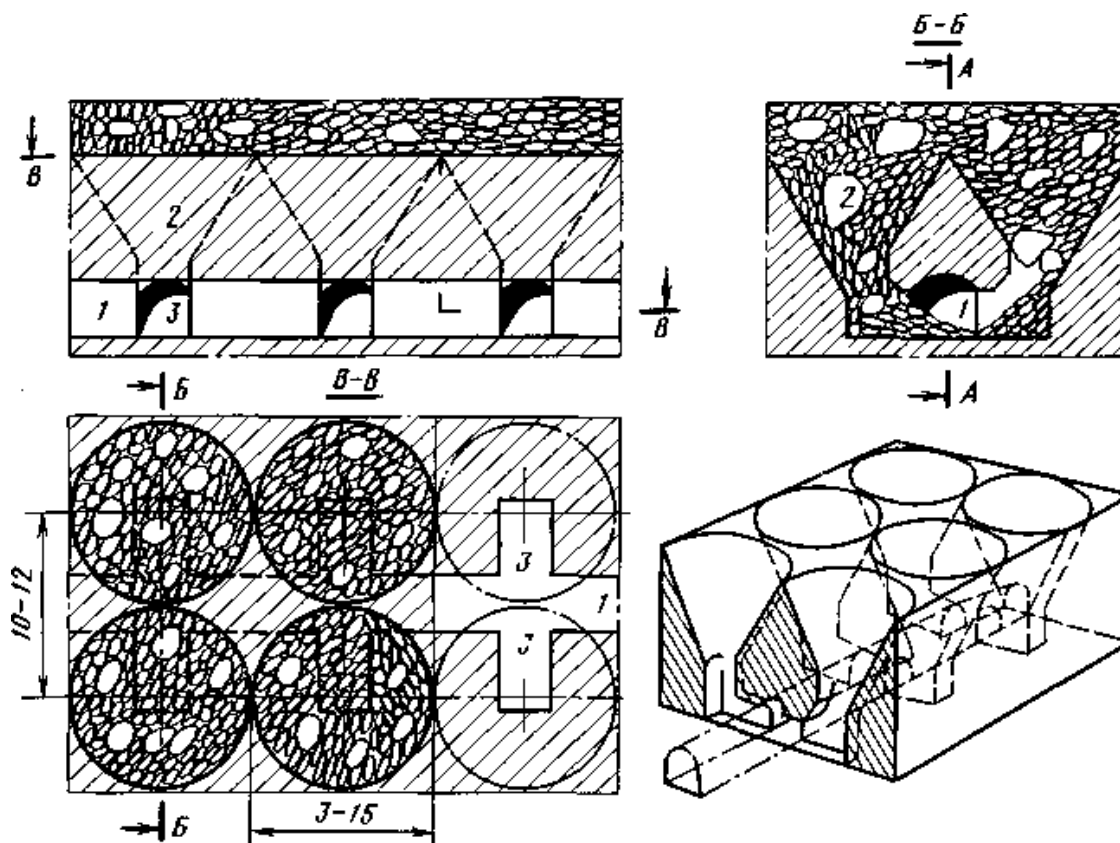


Рис.3.1. Днище з воронками випуску рудної маси:

1—доставочна виробка; 2—воронка; 3 — дучка з нішею, для випуску руди в даному випадку на підшву виробки.

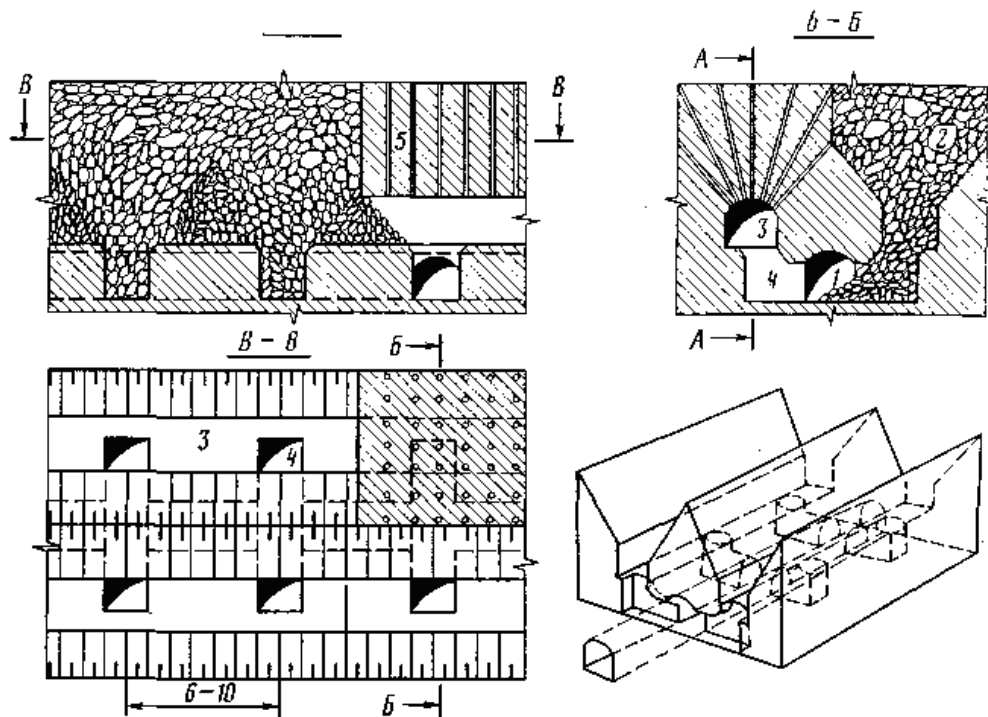


Рис. 3.2. Траншейна підсічка:

1 — доставочна виробка; 2 — траншея; 3 — виробка підосви траншеї; 4 — дучка з нішею; 5 — шпури або короткі свердловини для утворення траншеї.

Таким чином, міцні уранові руди дозволяють створювати днище очисного блоку з траншейною підсічкою.

### 3.2.2. Механізова доставка рудної маси

В цьому підрозділі проаналізуємо і виконаємо узагальнення щодо можливості застосування на ш. Інгульська засобів механізованої доставки руди та технологічних схем при цьому.

*Доставка рудної маси скреперами та схеми і конструкції днищ очисних блоків.*

Скреперне обладнання дуже широко зарекомендувало себе на рудних і

інших шахтах при доставці руди, нерудних матеріалів, солей, вугілля і інше. Хоча продуктивність скреперної установки у порівнянні з іншими незначна, вона завжди застосовується у будь якому випадку де тільки можливо . А це тому, що вона проста по конструкції, дешева, незначні витрати на монтаж-демонтаж, зручна в експлуатації. Застосовується у великій кількості і сьогодні [14]. Скреперні установки --це установки періодичної дії та складаються з безпосередньо скреперної лебідки, скрепера, головного і хвостового канатів, кінцевого і підтримуючих блочків. До місця навантаження порожній скрепер пересувається за допомогою хвостового канату, а в зворотньому напрямі об — головного. Таким чином за простим принципом один або ланка скреперів занурюючись в дроблену рудну масу самозавантажується, переміщає її по скреперній доріжці (по підшві виробки) до місця розвантаження (через полк в вагонетку, в рудоспуск, на іншу виробку і таке інше).

При цьому процесі застосовують різні технологічні схеми доставки і конструкції днищ очисних блоків. Деякі з основних приведені на рис. 3.3. доставка руда отбойка транспортировка

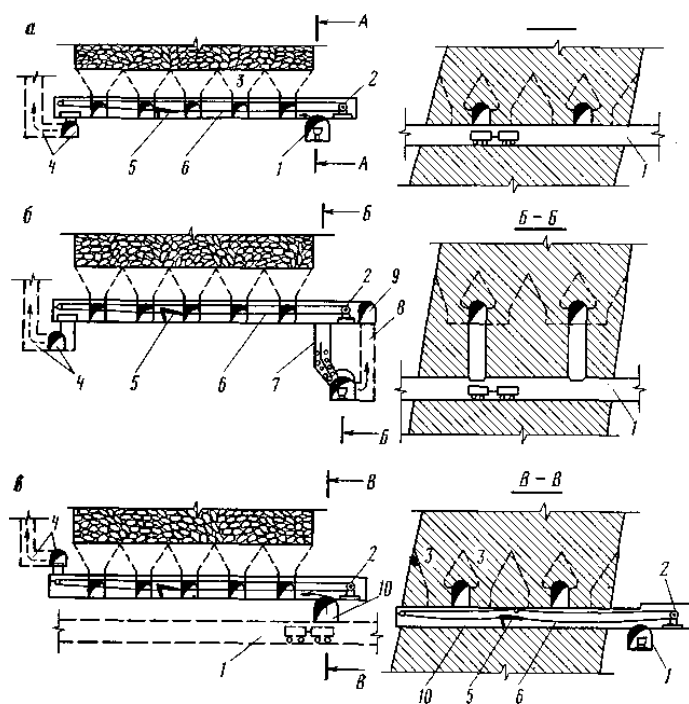


Рис. 3.3. Конструкції днищ очисних блоків з скреперною доставкою

а) — з навантаженням вагонеток через полок; б) — з рудоспусками акумуляції; в) — з виробкою акумуляції; 1 — відкотна виробка; 2 — скреперна лебідка; 3 - воронка випуску; 4 — вентиляційна виробка; 5 — скрепер; 6 — канат; 7 — рудоспуск; 8 — ходовий піднятковий; 9 — збірка; 10 — виробка акумуляції

Існують дво барабанні та три барабанні лебідки. Рудну масу зазвичай транспортують скреперними лебідками з двома барабанами. Але в камерах застосовують їх з трьома барабанами для канатів. Потужність приводних електричних двигунів складає 7, 10, 17, 30, 55 и 100 кВт. Лебідки потужністю до 17 кВт можуть застосовуватися на жильних родовищах, потужністю 17 та 30 кВт — при вийманні шарів руди та на під поверхах. Більш потужні (55 та 100 кВт) на шахтах використовують для доставки на акумуляції для переміщення великих запасів корисних копалин і не тільки. Щодо ємності, то вони від 0,1 до 1—2 м<sup>3</sup> і залежать від потужності двигунів та характеру роботи по переміщенню рудної маси. За типом скрепери поділяють на гребкові та ящикові. За практикою застосування скреперних установок малої потужності (10 кВт) їх продуктивність складає: 25—30 т/зм. Більш потужні (55 кВт) забезпечують продуктивність від 200—300 т/зм і більше в залежності від умов (негабарит, стан скреперної доріжки та ін.).

Вивчивши можливості скреперних установок приходимо до висновку, що вони можуть забезпечити відносно високу продуктивність (200 і більше тон за зміну при незначній довжині доставки, але в умовах ш. Інгульська вони матимуть невисоку ефективність внаслідок невеликого навантаження на одну установку, необхідно мати багато рудоспусків (пунктів навантаження), великий об'єм підготовчо-нарізних виробок та розосередженість транспорту.

*Доставка рудної маси самохідним обладнанням та технологічні схеми при цьому*

Самохідне обладнання - це безрейкове обладнання яке має

індивідуальний привід для пересування. Використовується як в очисному просторі так і в доставочних виробках. Привід може бути двигуном внутрішнього згоряння (ДВС), електричним чи пневматичним. При використанні ДВС необхідне комплектування спеціальними газо очисниками та додаткове провітрювання і кількість повітря в залежності від потужності двигуна.

В науковій літературі виділяють три групи самохідної техніки: а) навантажувальні машини, в) машини, що транспортують руду, та с) навантажують і переміщують рудну масу, т.е. навантажувально-транспортні машини [13,15]. До першої групи відносять навантажувальні машини типу ПНБ, підземні екскаватори типу ЕП; до другої-- машини, які тільки транспортують, відносять автосамоскиди, човникові вагонетки; і до третьої-ковшеві навантажувачі типу EST-3,5; Loader, TORO, які переміщують рудну масу у ковшах, та машини, які навантажують у свої ємності та переміщують руду ( навантажувально-транспортні машини НТМ). Для наочності на рис.3.4 представимо різні типи доставочного обладнання.

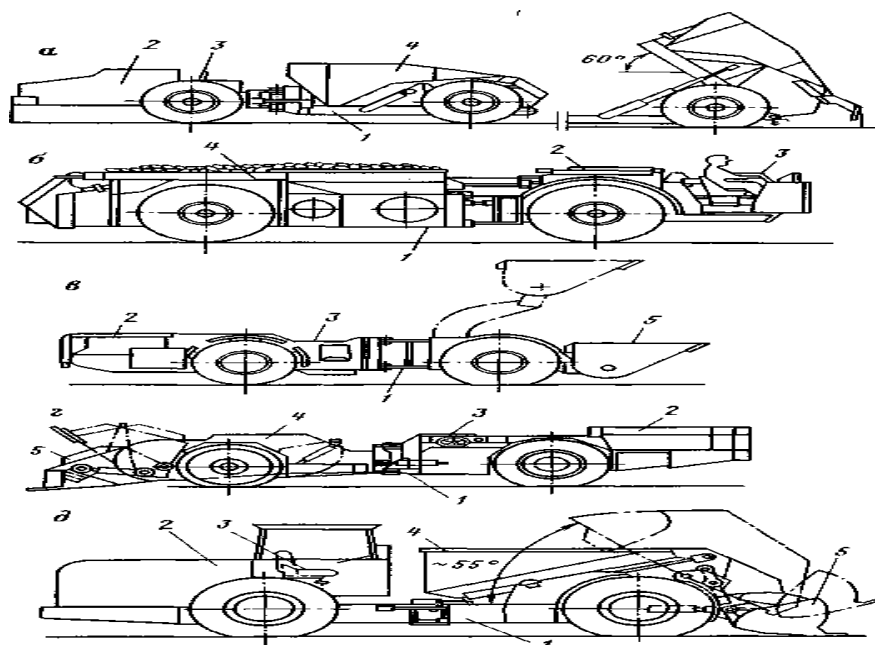


Рис. 3.4. Самоходне обладнання для доставки рудної маси на підземних гірничих роботах: а, б — автосамоскиди; в,г -ковшеві доставочні машини; д-бункерні доставочні машини.

Щодо продуктивності, то вона коливається від 150 до 700 т/зміну. Машини типу ПНБ мають продуктивність 1000— 1200 т/зміну.

Для аналізу та можливого застосування самохідної техніки розглянемо її варіанти та продуктивність. На рис. 3.5 представлено графік залежності продуктивності самохідної техніки від довжини доставки [16]. З графіка видно, що при доставці рудної маси у межах 150-300 м все обладнання ( ковшева НДМ, ковшева бункерна та автосамоскид) мають майже однакову продуктивність. При відстанях більше 300 м вищу продуктивність переміщення руди має автосамоскид, потім бункерна машина і ковшева НДМ. Тому при моделюванні схем доставки рудної маси в умовах шахти Інгульська користуватись будемо цими залежностями.

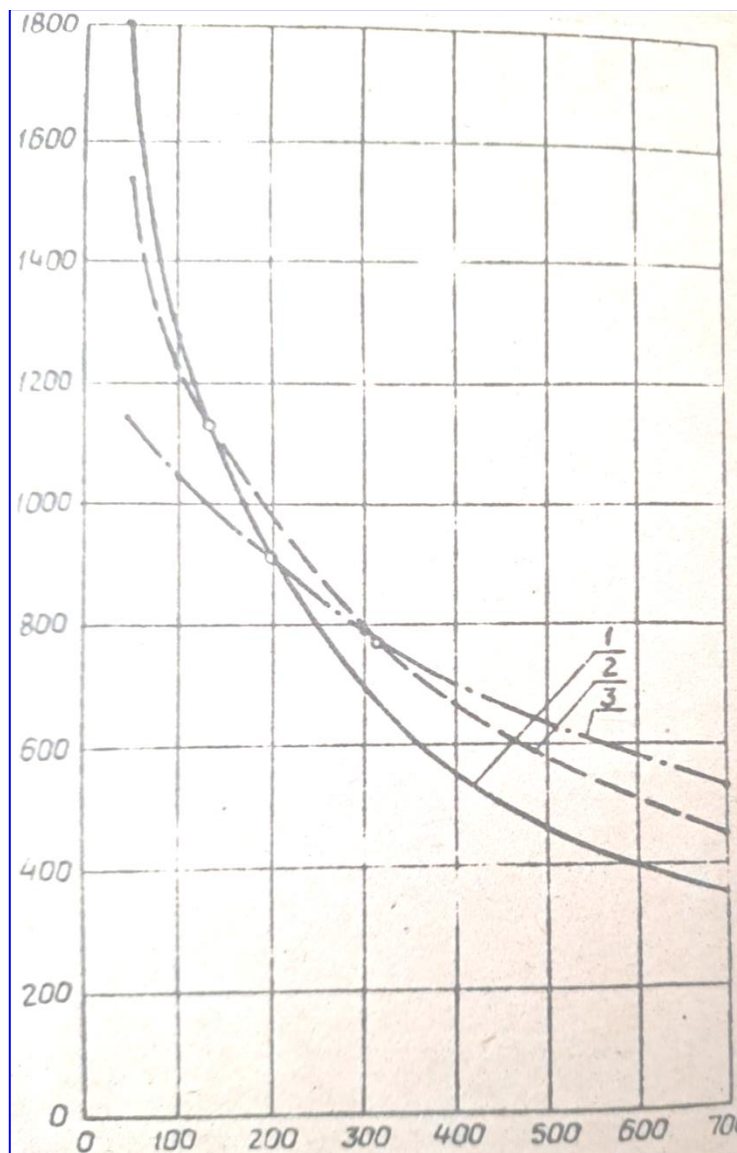


Рис. 3.5. Залежність продуктивності доставочної техніки від довжини доставки : 1- ковшеві НДМ, навантажувально доставочна, 3- автосамоскид.

Ковшеві навантажувачі відрізняються маневреністю та високою продуктивністю: з ковшем ємністю від 1 до 3 м<sup>3</sup> - до 1200 т/зміну; при ємності ковша 3,2 м<sup>3</sup>-1800 т/зміну. Вказана техніка є найбільш перспективна та може застосовуватись на переміщенні рудної маси на раціональну відстань 150—300 м. Бункерні навантажувально-транспортні машини типу НТМ мають ковшевий навантажувальний орган та перекидний акумулювальний бункер. Вони завантажуються самостійно. Ці машини підрозділяються на легкі (масою 2,5—5 т) і важкі (масою більше 20 т) [12]. Проаналізуємо характеристики ковшевих та

бункерних НДМ щодо їх застосування на ш. Інгульська. Технічна характеристика ковшевих НДМ з дизельним приводом приведена в табл. 3.2.

Характеристика основних самохідних машин, які можливі для використання

Таблиця 3.2

| Параметри                             | Фінляндія<br>«АРА» |              | Німеччина<br>«ГХХ» |                |                | США<br>«Вагнер» |          |          | Польща          |
|---------------------------------------|--------------------|--------------|--------------------|----------------|----------------|-----------------|----------|----------|-----------------|
|                                       | TORO<br>250<br>BDS | TORO<br>300D | G-<br>ST<br>2A     | G-<br>ST<br>4A | G-<br>ST<br>11 | ST<br>5A        | ST<br>8A | ST<br>13 | ЛК-1<br>Фадрома |
| Вантажопідйомність,<br>т              | 4,5                | 6,2          | 2,72               | 5,45           | 12,0           | 7,26            | 7,65     | 17,8     | 4,0             |
| Місткість ковша, м <sup>3</sup>       | 2,0                | 2,7-3,3      | 1,53               | 3,1            | 8,5            | 3,8             | 5,6      | 9,9      | 2,0             |
| Потужність двигуна,<br>кВт            | 63                 | 102          | 53,8               | 95,4           | 165,2          | 127,9           | 165,4    | 265      | 84,4            |
| Кут підйому дороги                    | 20                 | 20           | 30                 | 20             | 30             | 20              | 20,0     | 30       |                 |
| Краща відстань<br>доставки, м         | 100                | 150          | 100                | 200            | 300            | 200             |          |          |                 |
| Радіус повороту<br>машини             | 4,8                | 6,5          | 4,8                | 6,4            | 9,9            | 6,3             | 6,6      |          |                 |
| Максимальна швидкість<br>руху, км/год | 21                 | 25           | 21,4               | 39,2           | 35             | 37              | 35       |          | 38              |



*Характеристика для аналізу та застосування ковшевих НДМ фірми AtlasCopco*

| Модель машини   | Ширина ковша, м | Вантажопідйомність, т | Вміст ковша, м <sup>3</sup> |
|-----------------|-----------------|-----------------------|-----------------------------|
| <u>EST 2</u>    | 1,5             | 3,6                   | 1,9                         |
| <u>ST 2D</u>    | 1,6             | 3,6                   | 2,0                         |
| <u>ST -14</u>   | 2,6             | 14                    | 6,5                         |
| <u>ST 3,5</u>   | 2,1             | 6,0                   | 3,1                         |
| <u>ST 600LP</u> | 2,15            | 6,0                   | 3,1                         |
| <u>ST 710</u>   | 2,04            | 6,5                   | 3,2                         |
| <u>ST 1020</u>  | 2,7             | 10,0                  | 5,0                         |

*Технічна характеристика ковшевих НДМ фірми TORO*

| Модель доставочної машини                   | 400 D | 400 E   | 501 D | 501 DL | 501 E   |
|---------------------------------------------|-------|---------|-------|--------|---------|
| Тип двигуна машини                          | диз.  | електр. | диз.  | диз.   | електр. |
| Маса машини, т                              | 22,8  | 22,4    | 34    | 36,7   | 36,5    |
| Мінімальна місткість ковша, м <sup>3</sup>  | 3,8   | 3,8     | 4,3   | 4,3    | 4,3     |
| Максимальна місткість ковша, м <sup>3</sup> | 4,6   | 4,6     | 7,5   | 7,5    | 7,5     |
| Вантажопідйомність, кг                      | 9600  | 9600    | 14000 | 14000  | 14000   |

|                                         |       |       |         |         |         |
|-----------------------------------------|-------|-------|---------|---------|---------|
| Потужність двигуна, кВт                 | 158   | 110   | 204     | 242     | 160     |
| Габарити: по довжині, мм                | 9363  | 9633  | 10320   | 10540   | 10680   |
| По ширині, мм                           | 2440  | 2440  | 2730    | 2730    | 2730    |
| По висоті, мм                           | 2320  | 2320  | 2600    | 2850    | 2600    |
| Радіуси повороту<br>-зовнішній, мм      | 6635  | 6635  | 7230    | 7230    | 7300    |
| -внутрішній, мм                         | 3550  | 3550  | 3830    | 3830    | 3880    |
| Кут розвороту<br>рами, град.            | 40    | 40    | 38      | 38      | 38      |
| Макс. висота<br>шарніру ковша, мм       | 3389  | 3389  | 4080    | 4565    | 4080    |
| Макс. висота розвантаження ковша,<br>мм | 1700  | 1700  | 2390    | 2850    | 2440    |
| Макс. кут розвантаження, градуси        | 45    | 45    | 41      | 42      | 39      |
| Час -підйому<br>ковша, сек              | 7     | 8     | 8       | 7,7     | 9       |
| - опускання<br>ковша, сек               | 4     | 4,5   | 4       | 4       | 5,5     |
| - нахилу<br>ковша, сек                  | 2,5   | 3     | 2,5     | 1,6     | 3       |
| Шини (ширина<br>і діаметр ), дюйми      | 18×25 | 18×25 | 26,5×25 | 26,5×25 | 26,5×25 |
| Довжина кабелю, м                       | -     | 230   | -       | -       | 280     |

*Характеристика самохідних бункерних навантажувально транспортних машин*

| Параметри НТМ                              | ПТ-2,5 | ПТ-4                      | ПТ-6 | ПТ-10 | ПТ-16                  | ПТ-20 | КАВО 510     | КАВО 710 |
|--------------------------------------------|--------|---------------------------|------|-------|------------------------|-------|--------------|----------|
| Місткість ковша, (м³)                      | 0,12   | 0,2                       | 0,5  | 1,0   | 1,6                    | 1,6   | 0,5          | 1,6      |
| Місткість бункера, (м³)                    | 1,0    | 1,5                       | 2,5  | 4,0   | 6,0                    | 10,0  | 2,5          | 5,0      |
| Вантажопідйомність, (т)                    | 2,5    | 4,0                       | 6,0  | 10,0  | 16,0                   | 20,0  | 5,0          | 10-14    |
| Тип привода                                | дизель | пневматичний, електричний |      |       | дизельний, електричний |       | пневматичний | дизель   |
| Потужність двигуна, (кВт)                  | 45     | 65                        | 100  | 145   | 220                    | 220   | 2x14,7       | 103      |
| Швидкість руху, (км/год)                   |        | 15                        | 15   | 25    | 25                     | 25    | 3,6          | 20       |
| 1                                          | 2      | 3                         | 4    | 5     | 6                      | 7     | 8            | 9        |
| Радіус повороту по зовнішньому колесу, (м) | 3,5    | 4,0                       | 5,6  | 8,0   | 10,0                   | -     | -            | -        |
| Рекомендована відстань доставки, (м)       | 100    | 100                       | 100  | 120   | 120                    | 150   | -            | -        |
| Площа перерізу виробки, (м²)               | 5-7    | 7-9                       | 9-12 | 12-14 | 14                     | 14-16 | 8-10         | 10-12    |

Аналіз складових таблиць 3.2 та гірничо-геологічних умов ш. Інгульська вказує на те, що в цих умовах раціонально застосовувати ковшеві НДМ такого типу як ТОРО 400, EST 3,5, XUL 307 (Loader).

Виконаємо дослідження щодо параметру днища камери (довжини камери за простяганням) в залежності від коефіцієнта міцності руди (рис. 3.6.) та продуктивності вказаних машин для умов ш. Інгульська (рис. 3.7).

По даним розрахунків побудуємо графіки залежності продуктивності різних типів НДМ від середньої довжини доставки з урахуванням параметрів днища камери, які представлені на рис. 3.7.

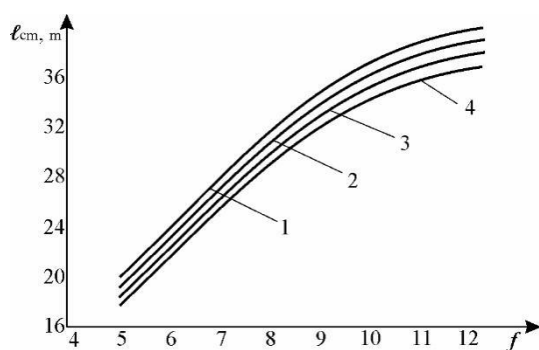


Рис. 3.6. Залежність довжини очисної камери за простяганням від міцності порід висячого боку зі зміною глибини розробки

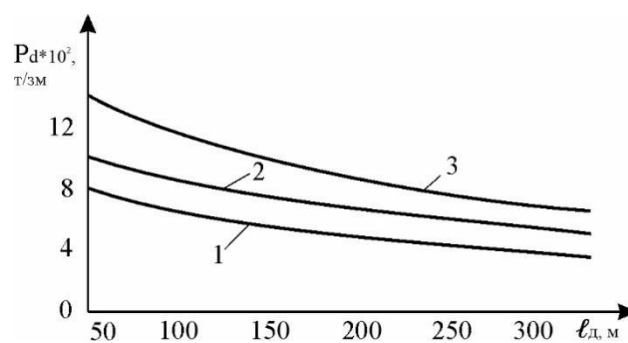


Рис.3.7. Продуктивність самохідних машин на доставці в залежності від її довжини : 1,2,3 - відповідно XUL 307, ST-3,5; TORO 400D

Важливим є те, що при аналізі їх продуктивності враховувались відстань доставки до рудозвального підняттевого, яка є реальною до конструкції системи розробки уранових руд. Таким чином, в дослідженнях враховано взаємо зв'язок конструктивного елементу днища очисного блоку (довжина доставки) що впливає на продуктивність техніки і термін стійкого існування камери. А від цього залежать параметри самого очисного блоку. Проектуючи ту чи іншу техніку на доставці ми регламентуємо строк відпрацювання камерних запасів і розміри виймальної одиниці. На рис.6 представлена залежність продуктивності трьох видів навантажувально-доставочних машин від довжини доставки рудної маси від пункту

навантаження до місця розвантаження. Встановлено, що для одних і тих же відстаней доставки найбільш продуктивною є TORO-400D. Наприклад, на відстані доставки 200м її продуктивність складає 1200 т за зміну. В той же час XUL307 і ST-3,5 відповідно мають продуктивність 700 і 900 т за зміну. Дослідженнями також встановлено, що доставочні машини збільшеної продуктивності потребують і більш великого перетину підземних гірничих виробок у зв'язку з їх габаритами. З графіків також видно (рис. 6), що максимальна продуктивність самохідних машин забезпечується на доставці рудної маси з відстанню 50-100 м. Згідно конструктивних особливостей днища блоку за умовами гірського тиску (та й інші фактори) не завжди дозволяють приймати такі параметри для камерної системи розробки. Тому, виходячи з досліджень, рекомендується при відпрацюванні потужних (більше 20 м) уранових покладів на глибинах до 500-800 м камерними системами приймати на доставці рудної маси машини типу Loader, XUL 307, ST-3,5 з відстанню від 100 до 200м. Таким чином, згідно з виконаними дослідженнями встановлюємо, що оптимізація застосування самохідних машин повинна виконуватись з взаємним урахуванням можливої стійкості порід, витрат на спорудження виробок доставки необхідного перетину, продуктивності очисного блоку і його геометричних параметрів з визначеним терміном існування. При цьому домінуючим фактором є впровадження тої чи іншої НДМ.

Навантажувальні заїзди для НДМ існують одно- та двобоківі(рис.3.8). За умовами розміщення машин та випуску рудної маси відстань між рядами випускних отворів складає 15—20 м (між вісями рядів), а з урахуванням ширини заїздів (зазвичай 4 м). До того ж мінімальна ширина цілика між ними складає не менш 4—6 м. В цілому відстань між рядами випускних отворів повинно складати 8—10 м.

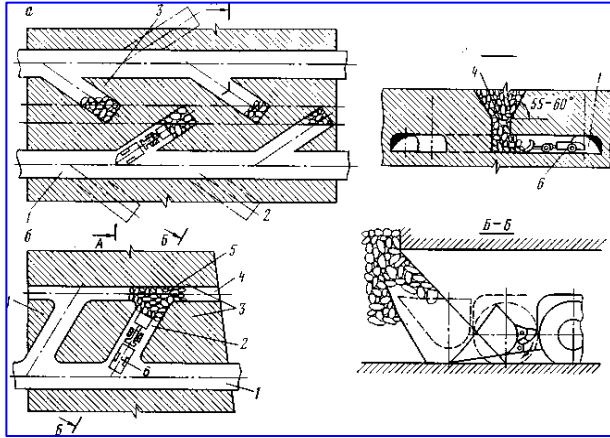


Рис.3.8. Технологічна схема днищ блоків с двобічним (а) і однобічним (б) навантажувальними заїздами:

1 — доставочна виробка; 2 —навантажувальний заїзд; 3 — цілик; 4 — випускна траншея; 5 — робоча зона машини; 6 — навантажувальна машина.

При визначенні раціональних параметрів днищ приймальних горизонтів були проведені лабораторні дослідження технологічного процесу випуску руди на фізичній моделі[7]. Модель, являє собою об'ємну фігуру, яка виконана у масштабі 1:100, у перерізі якої - паралелограм, імітує гірничотехнічні умови розробки та випуск рудної маси з траншейного днища через навантажувальні заходки при застосуванні різних типів навантажувально-доставочного обладнання . Однією з принципових схем випуску і доставки уранової рудної маси на базі використання самохідних навантажувально-доставочних машин представлена на рис. 3.9.

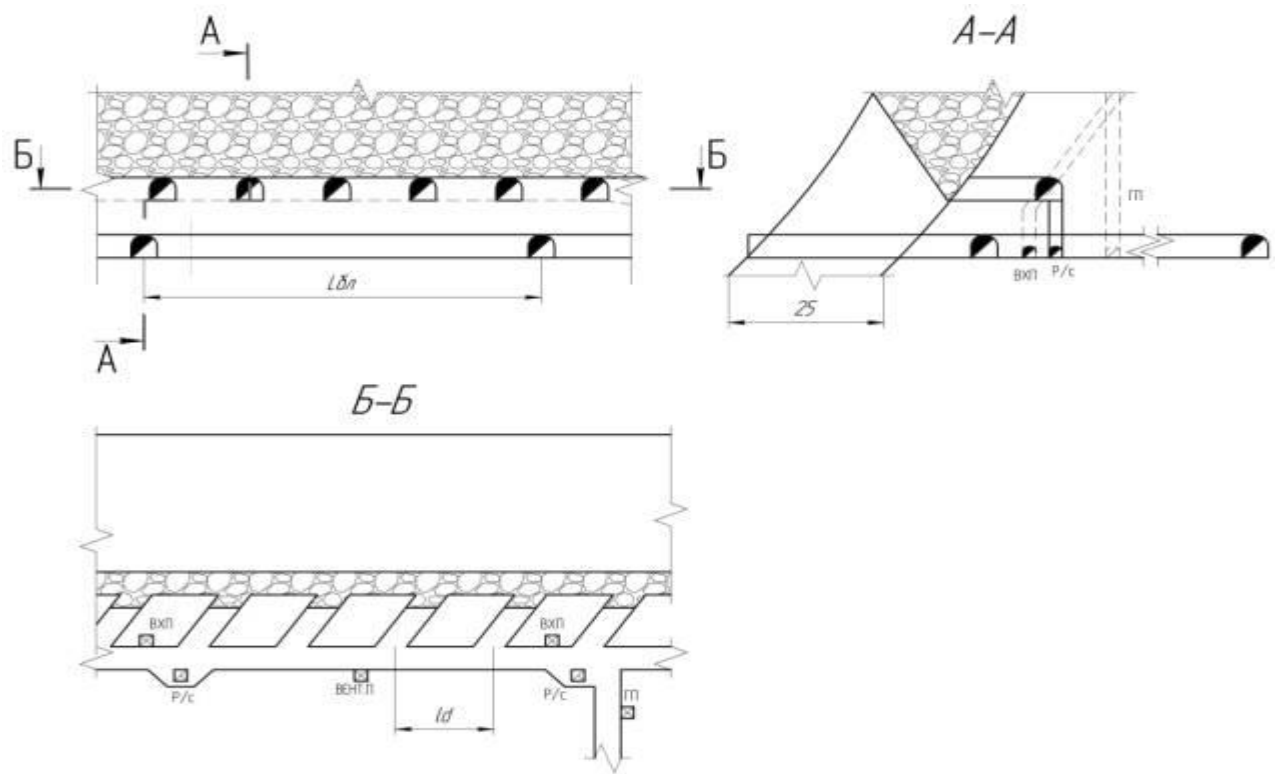


Рис.3.9. Технологічна схема випуску руди з траншейного днища і доставки рудної маси на базі використання самохідних навантажувально-доставочних машин

Аналіз та узагальнення сучасного стану відпрацювання рудних родовищ вказує на те, що інтенсифікувати виробництво уранової руди можливо за рахунок застосування ефективної самохідної техніки у комплексі з традиційною недорогою скреперною установкою, яка позитивно зарекомендувала себе на практиці [17]. Варіантом може бути спосіб інтенсифікації переміщення рудної маси в умовах горизонтів ш. Інгульська за допомогою багато ковшевих скреперних установок у взаємним пов'язанням з самохідною технікою (рис. 3.10) .

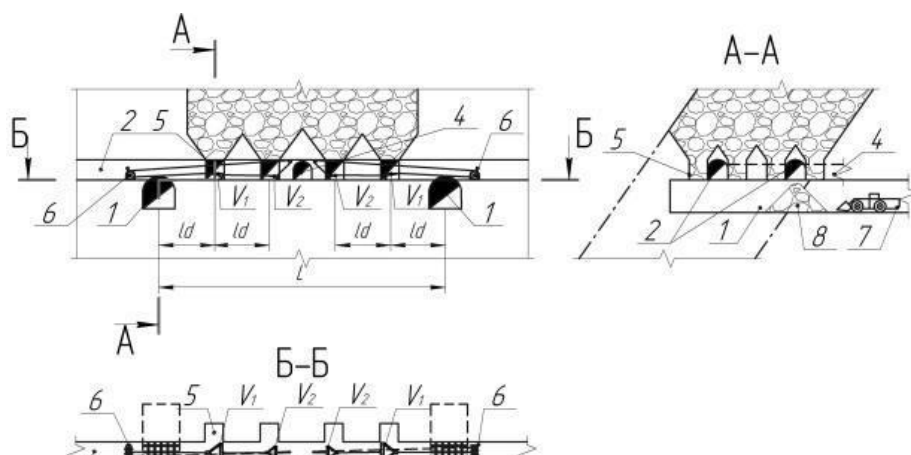


Рис. 3.10. Технологічна схема комбінованого способу доставки рудної маси на базі технічних засобів «багатоковшева скреперна установка- самохідне обладнання»: 1 – навантажувально-доставочні орти; 2 – штреки скреперування; 3 – грохотна решітка; 4 – вентиляційний орт; 5 – випускні отвори; 6 – багатоковшева скреперна установка; 7 – самохідне обладнання; 8 – навал рудної маси

До машин доставки відносять також самохідні човникові вагонетки та автосамоскиди. Вказані вагонетки в наших умовах застосовувати проблематично, а автосамоскиди нижче розглянемо для застосування у комплексі з іншим обладнанням. Їх доцільно приймати при переміщенні рудної маси від 300 м і до 1000—2500 м. Так що підземні автосамоскиди нерідко застосовують і на доставці, і на транспортуванні по виробкам, з підйомом по похилим стволам, а також на денній поверхні. Кузов підземних автосамоскидів звичайно з'єднано з кабіною шарнірно і в плані можуть знаходитись під кутом майже  $60^\circ$  друг до друга, що дає можливість різко зменшити радіус повороту автосамоскида. Швидкість руху їх значно вище ніж самохідних вагонеток, але є потреба в очищенні вихлопних газів. Вантажомісткість сучасних автосамоскидів коливається від 10 до 40 т.

Досліджуючи вказаний спосіб доставки приходимо до висновку, що його можливо застосовувати на ш. Інгульська з додатковими раціоналізаціями. Наприклад, можливо б впровадити переміщення рудної маси безпосередньо з скреперування у різні транспортні судини щоб не було двічі навантаження. Одним із варіантів який є можливим - застосування нижче вказаного бункер-потягу АШ-75. Важливим моментом при доставці рудної маси є пошук та розробка нових технологічних схем та засобів доставки руди. Раніше був розроблений шахтний авто потяг АШ-75 для роботи на залізрудних шахтах. Вважаємо за необхідним розглянути та привести його характеристику для



аналізу та можливого майбутнього впровадження на уранових шахтах. Характеристику приведемо в табл.3.3.

#### Технічна характеристика автопотягу АШ-75

Таблиця 3.3.

| Найменування показників            | Од.виміру      | Показники                                                         |
|------------------------------------|----------------|-------------------------------------------------------------------|
| 1. Вантажопідйомність              | кН             | 750                                                               |
| 2. Максимальна швидкість в виробці | км/год         | 20                                                                |
| 3. Перетин виробки                 | м <sup>2</sup> | 10-12                                                             |
| 4. Вантажопідйомність вагону       | т              | 15                                                                |
| 5. Число вагонів                   |                | 5                                                                 |
| 6. Габаритні розміри               | мм             | Довжин-36000<br>Ширина-2200<br>Висота розвант-3000<br>Висота-2000 |
| 7. Маса                            | т              | 70                                                                |

Авто потяг було випробувано, впроваджено експериментальний зразок на шахтах, але у зв'язку з неналежним фінансуванням він не вийшов у серійне виробництво і не отримав широкого застосування. Для умов уранових шахт (розкиданість покладів в шахтовому полі, стійкість оточуючих порід, відповідна конструкція днища та сприятливі за об'ємами запаси очисного блоку) вказаний засіб переміщення рудної маси на горизонтах шахти заслуговує додаткових досліджень, доробок та експериментального випробування.

Підземні екскаватори застосовуються при системах з відкритим очисним простором при горизонтальному та пологому падінні родовищ корисних копалин і тільки для навантаження руди. В розглядаємих умовах застосовувати їх практично неможливо.

*Технологічні схеми, конструкції днищ очисних блоків та засоби доставки рудної маси живильниками і конвеєрами*

Для доставки абразивної рудної маси зазвичай приймають вібраційні, скребкові та пластинчасті конвеєри. Стрічкові ж можуть застосовуватись виключно для транспорту м'яких руд типу марганцю, солей. Уранові руди тверді, абразивні з значною об'ємною вагою і для їх доставки логічно застосовувати, в основному, віброживильники та конвеєри. То ж більш детально зупинимось на їх аналізі. Живильниками називають короткі конвеєри довжиною до 4—8 м. Вони служать для перенавантаження рудної маси з виробок очисного блоку у відкотні транспортні засоби, можливо у капітальні рудоспуски чи у вагонетки електро потягу. Бувають різні типи конвеєрів: стрічкові, скребкові, вібраційні, пластинчасті. Найбільше розповсюдження отримали на вітчизняних шахтах вібраційні конвеєри. Їх застосовують для переміщення руд будь-якої міцності, пошматованості, абразивності. Якщо потрібно вторинне дроблення то його виконують прямо на віброконвеєрі за допомогою накладних зарядів. Віброживильники існують двох типів: з направленою та ненаправленою дією. Слід вказати, що монтаж-демонтаж віброконвеєра потребує підвищених витрат, які можуть компенсуватись якщо запаси відбитої руди складають від 70 до 100 тис. т на одну одиницю. Існують конвеєри двох схем: з торцевим (рис.3.11) та боковимзавантаженням(рис.3.12.).

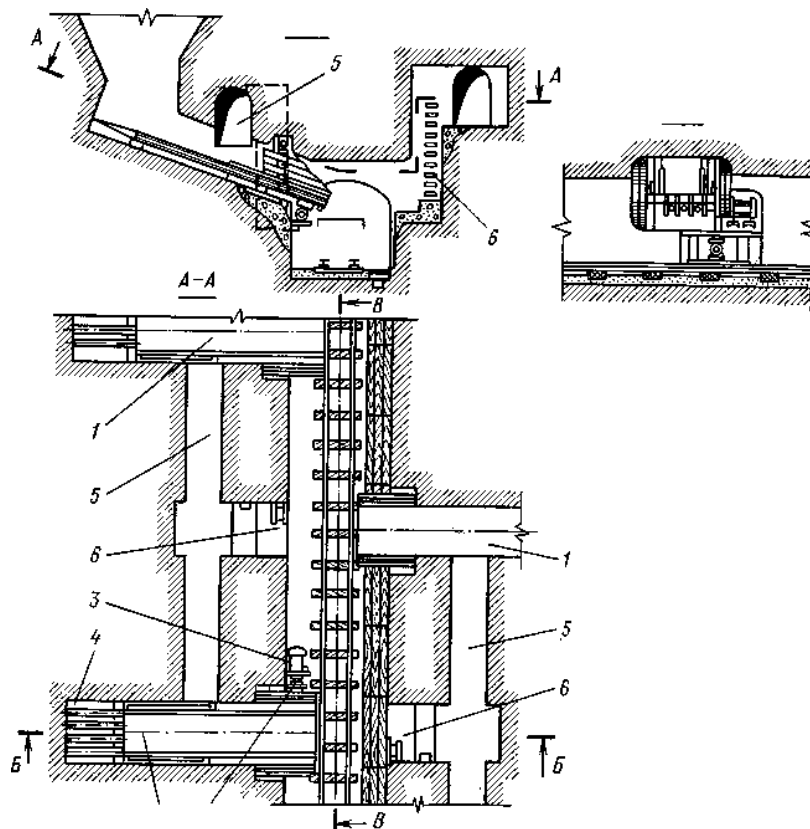


Рис. 3.11. Технологічна схема доставки віброживильником з торцевим навантаженням (шахматне розташування в блоці) : 1 — віброконвеєр; 2 — еластична муфта; 3 — електродвигун; 4 — канат кріплення лотка; 5 — оглядові виробки; 6 — хідники до лотків

Продуктивність віброконвеєра залежить від негабариту та можливостей подальшого прийому рудної маси та її транспортуванні. При виході негабариту до 6—7 % і навантаженню у вагонетки продуктивність складає від 600—800 до 1500 т/зміну, а при доставці у великі рудоспуски може досягти і 2000 - 3000 т/зміну. Трудомісткість будівельно-монтажних робіт складає на одну установку від 40 до 60 чол/зміну.

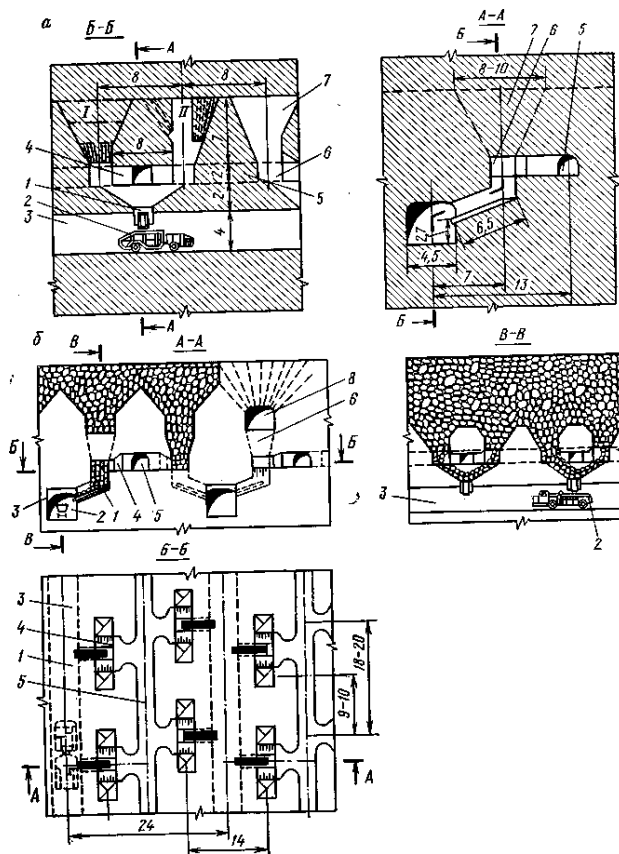


Рис. 3.12. Технологічна схема доставки руди віброживильником з боковим навантаженням :

а) з випускних воронок; б) з випускних траншей; 1 — віброживильник; 2 — автосамоскид; 3 — транспортна (доставочна) виробка; 4 — оглядова виробка; 5 — вентиляційно-ходова виробка; 6 — дучка; 7 — випускна воронка; 8 — бурова виробка .

Дослідженнями впровадження вібровипуску для шахт СхідГЗК довгий час займалися співробітники лабораторії УкрНДІпромтехнології. Розглянемо існуючі технології взагалі та напрацювання лабораторії. Живильники і конвеєри є стаціонарними установками неперервної дії та знаходять значне розповсюдження при випуску та доставці рудної маси на різних шахтах з добування корисних копалин. На протязі десятиліть створено цілий ряд віброживильників [2,18]( табл.3.4).

Технічна характеристика вібраційних гірничих живильників

Таблиця 3.4.

| Показники                       | Прямий випуск<br>Із блока |                      | Випуск із блоків<br>і рудоспусків |                        | Випуск руди із рудоспусків<br>і блоків |                        |                |
|---------------------------------|---------------------------|----------------------|-----------------------------------|------------------------|----------------------------------------|------------------------|----------------|
|                                 | Пвс1,<br>4<br><br>/7      | Пвг1,<br>3<br><br>/7 | Пвг1,<br>4<br><br>/4              | Пвг1,<br>2<br><br>/3,1 | Пвг1,<br>0<br><br>/2,2                 | Пвм1,<br>0<br><br>/2,3 | Пвм1,0/1,<br>5 |
| Продуктивність<br>, т/г         | 600-<br>1000              | 900-<br>1500         | 1500-<br>2000                     | 800-<br>1000           | 400-<br>600                            | 250-<br>350            | 150-250        |
| Довжина<br>доставки,м           | 7,0                       | 6,9                  | 4,0                               | 3,0                    | 2,2                                    | 2,4                    | 1,5            |
| Ширина<br>лотка,м               | 1,4                       | 1,2                  | 1,4                               | 1,2                    | 1,0                                    | 1,0                    | 1,0            |
| Потужність<br>приводу,кВт       | 22                        | 27                   | 22                                | 17                     | 7,5                                    | 1,5                    | 1,5            |
| Габарити,м                      |                           |                      |                                   |                        |                                        |                        |                |
| Довжина                         | 7,3                       | 7,1                  | 4,2                               | 3,2                    | 2,3                                    | 2,3                    | 1,5            |
| Ширина                          | 1,8                       | 1,7                  | 1,8                               | 1,5                    | 1,4                                    | 1,2                    | 1,2            |
| висота                          | 1,5                       | 1,2                  | 1,3                               | 1,0                    | 0,8                                    | 0,6                    | 0,5            |
| Маса, кг                        | 5750                      | 7700                 | 5610                              | 2120                   | 1000                                   | 425                    | 320            |
| Об'єм-випуск на<br>1 машину,т.т | 100-<br>150               | 150-<br>200          | 1500                              | 500                    | 250                                    | 50                     | 50             |

Таким чином, користуючись таблицею 3.4 для подальших розрахунків вибираємо живильник ПВГ-1,2/3,1 для випуску рудної маси з блоків. Сутність функціонування живильника у вибої наступна (рис. 3.13.).

Під дією вібрації насипні уранова руда отримує властивість плинності. За рахунок цього руда переміщується по лотку та завантажується у транспортні засоби на відкотному горизонті .

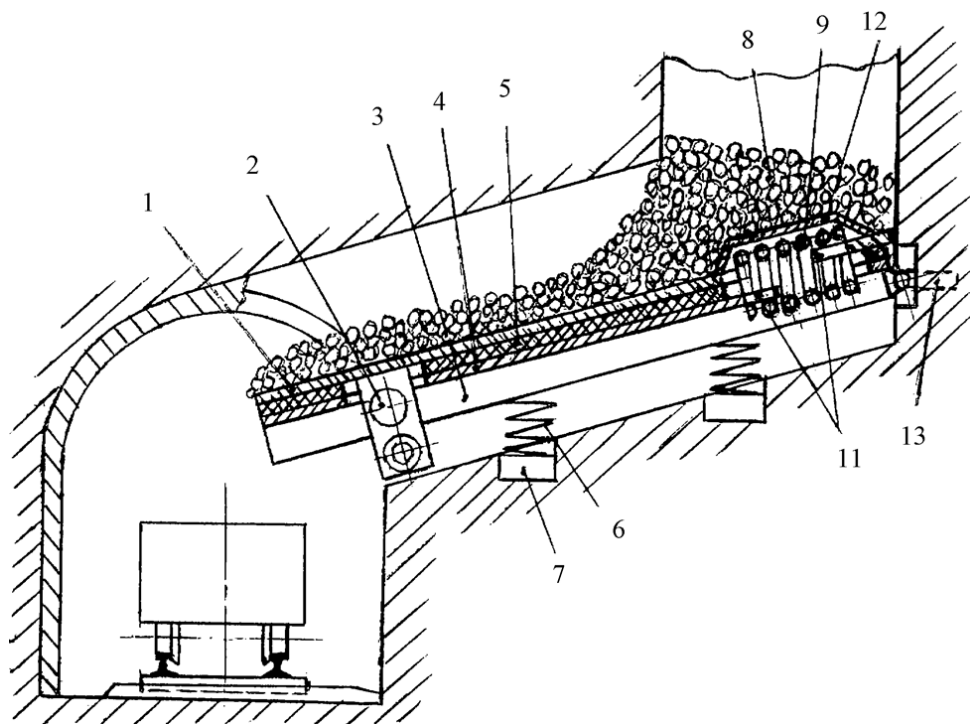


Рис.3.13. Технологічна схема застосування віброживильника типу ПВГ на шахтах ДП СхідГЗК : 1,2,3,4,5- елементи лотка живильника, 6,7- підтримка амортизаційна, 8- навал руди, 9,10,11,12,13- елементи монтажу та кріплення.

Такий віброживильник одночасно виконує операції з випуску руди з дучок, її доставляє та навантажує у транспортні засоби.

Коливання лотка живильника можуть бути ненаправлені та направлені в залежності від виконання функцій, також приймається різний кут встановлення лотка.

### 3.3. Висновки

Аналіз літературних джерел та практики відпрацювання твердих корисних копалин підземним способом показав, що різноманітність умов залягання покладів потребує сучасних технологічних схем і конструкцій днищ очисних блоків для випуску та доставки рудної маси. В розділі розглянуті гірничо-геологічні умови покладів уранової руди, зроблено аналіз існуючих засобів доставки та характеристики обладнання. Наведені дослідження та рекомендовані машини і механізація виконання переміщення відбитої у вибої

уранової руди. Приведені недоліки та переваги того чи іншого застосування обладнання та рекомендовані оптимальні варіанти.

#### **4.Вибір за гірничо-геологічними умовами можливих технологічних схем та засобів доставки рудної маси для подальшого техніко-економічного моделювання**

##### **4.1. Аналіз технологічних схем, конструкцій днищ очисних блоків та засобів механізації**

При розкритті даного розділу були враховані виконані нами дослідження щодо умов залягання покладів, фізико-механічних властивостей уранових руд та оточуючих порід, глибина розробки, системи відпрацювання руди, конструкції основних горизонтів шахти та виконаний аналіз існуючої сучасної техніки та обладнання, їх характеристика та інше. Встановлювались та використовувались критерії оцінки стану підготовчих виробок, геомеханічні обставини виймання покладів і таке інше. На основі вказаного розглянемо одну із можливих технологічних схем застосування віброживильників, які вказані в табл. 3.4 , при завантаженні рудної маси безпосередньо у відкотну вагонетку. В подальшому електропоїздами вагонетки з рудою по відкотному штреку транспортуються до перекидача у біля ствольному дворі( рис.4.1.).

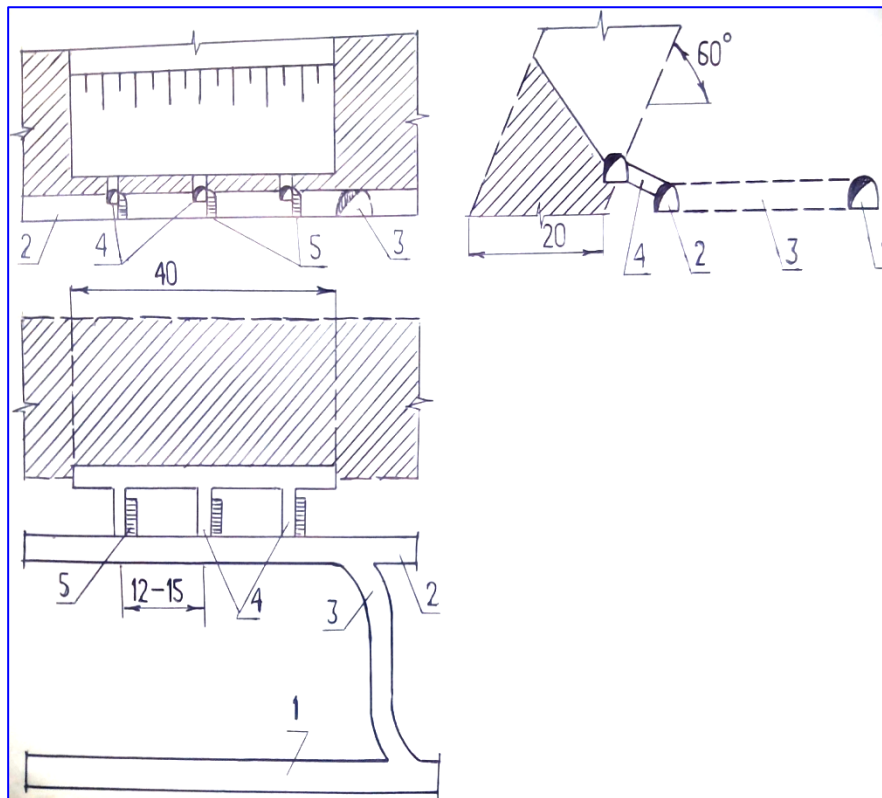


Рис.4.1. Технологічна схема доставки уранової рудної маси віброживильниками типу ПВГ 1,2/3.1( ПВГ 1,0/2,2) з безпосереднім її завантаженням у вагонетки електровозного транспорту: 1 – відкотний штрек; 2 – навантажувальний штрек; 3 – орт, який з'єднує штреки 1 і 2; 4 – ніші під віброживильники; 5 – оглядові ніші.

Вказана технологічна схема має суттєвий недолік: немає акумулювальної ємності під віброживильником, що знижує експлуатаційну продуктивність внаслідок відсутності (затримки) вагонеток.

Розглянемо іншу технологічну схему доставки з використанням рудозвальних піднятєвих. При цьому необхідно проходити додатково виробки, що тягне за собою додаткові капітальні витрати. Але зменшуються пункти навантаження, підвищується продуктивність техніки. В даній технології доставка виконується самохідною технікою замість віброживильників (рис.4.2.).



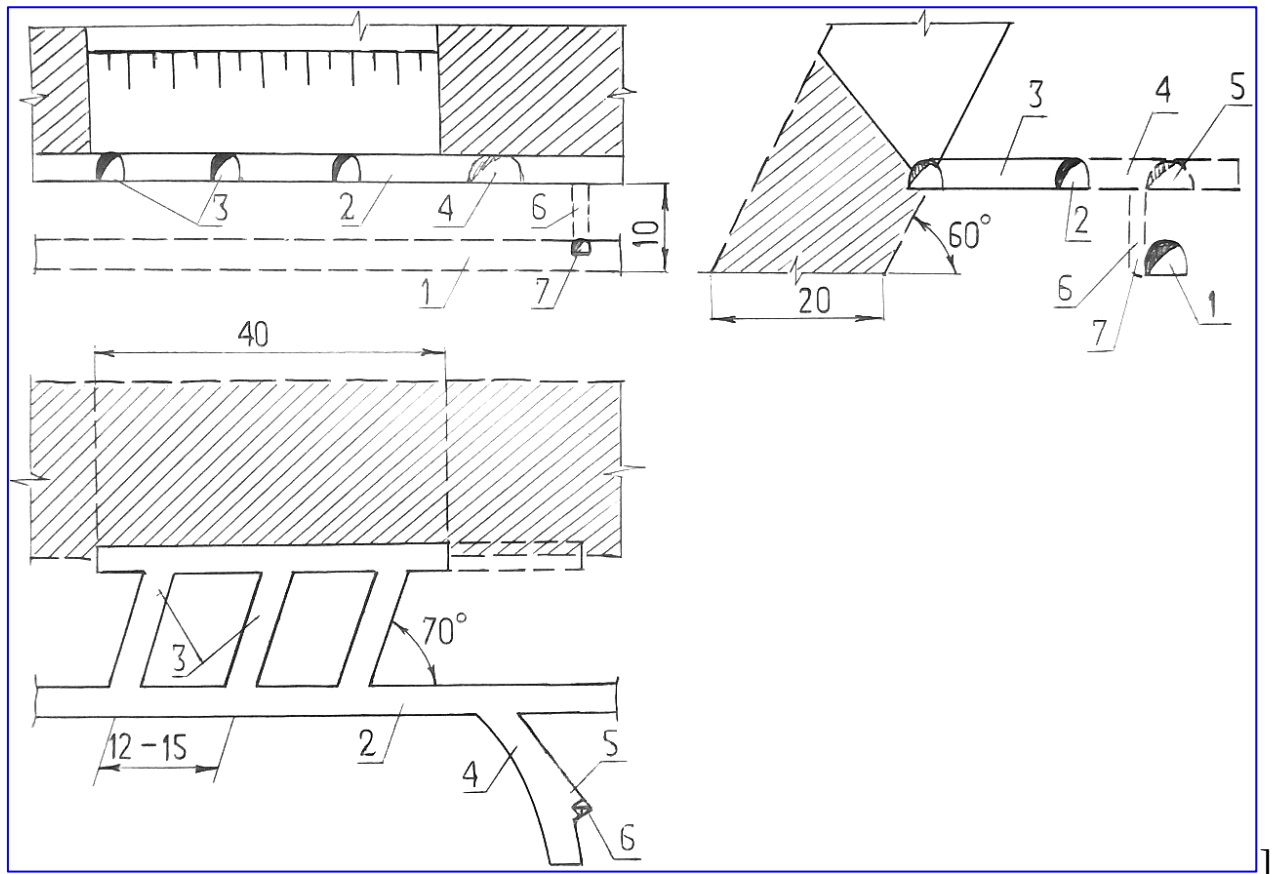


Рис.4.2. Технологічна схема доставки уранової рудної маси самохідною машиною типу XUL307 ( ST-3,5) з перевантаженням на електровозний транспорт: 1 – відкотна виробка (штрек); 2 – доставочний штрек; 3- заїзди для самохідної техніки, де навантажують рудну масу; 4 – збійка; 5 – проекція ніші над рудоспуском; 6 – рудоспуск; 7- виробка під ПВГ-1.2/2,2.

Ця технологія характеризується меншою кількістю пунктів навантаження, що сприяє більш ритмічній роботі електротранспорту. Також менші капітальні витрати на спорудження ніш(монтаж-демонтаж) під вібро живильники та незначні витрати на їх обслуговування. Рудоспуски, які утворюються для завантаження рудної маси, можливо проходити один на два очисні блоки.

Конструктивний аналіз технологічних схем доставки рудної маси вказує на те, що в умовах ш.Інгульська можливо застосувати і конструкцію днища очисного блоку яка представлена на рис.3.9.

Що стосується схеми з доставкою руди вібро живильником у вагонетки, то графічне зображення вказаної технологічної схеми приведено на рис.4.1.

Очисний блок довжиною за простяганням складає 40м. Випуск відбитої руди та доставка (штрекова). Для цього проходимо 3 ніші з відстанню між ними 12...15 м. Безпечна ліквідація можливих зависань рудної маси при її випуску виконується зі спеціальних оглядових виробок, які пройдено поруч з нішами для вібро конвеєрів. У вказаних нішах попередньо монтуємо вібро конвеєри ПВГ1,3/2,2, для завантаження у 5-ти тонні вагонетки УВГ-4,5 з електропоїздом КА-14. Цим транспортом по навантажувальному штреку та орту рудна маса вилучається з виїмкової одиниці. В подальшому по відкотному штреку вона транспортується до перекидача біля рудо підйомного стволу шахти.

Інша схема з самохідною технікою передбачає горизонт випуску та доставки рудної маси на відстані 15 м від рудного покладу. В лежачому боці покладу просувається штрек для доставки рудної маси. З останнього для самохідної техніки типу XUL307 і ST-3,5 через 10...15 м проходять діагональні (під кутом 60-70°) навантажувальні виробки. Далі відбиту рудну масу самохідною технікою, яка була обґрунтована дослідженнями в розділі 3 цієї роботи, доставляють до рудоспуска. З останнього вона по рудоспуску перепускається на відкотний горизонт, де віброживильником ПВГ-1,2/2,2 (ПВС-1,0/1,5) її завантажують у шахтні вагонетки УВГ-4,5. Потім електропотягом КА-14 по відкотним виробкам рудна маса транспортується до перекидача біля ствольного двору. При цій схемі значно зменшується кількість пунктів навантаження що сприяє більш ритмічній роботі відкатки та менше витрат на спорудження (монтаж-демонтаж) вібро живильників та їх обслуговування. Ці рудо спуски можливо проходити один на два блоки. Але їх ємність повинна забезпечувати високу експлуатаційну продуктивність відкатки.

## **4.2. Дослідження основних техніко-економічних показників при застосуванні технологічних схем доставки та транспортування рудної маси при камерних системах розробки покладів уранової руди**

### **4.2.1. Загальна методика визначення техніко-економічних показників доставки руди та створення днища очисного блоку**

Послідовність вибору раціонального варіанта доставки рудної маси виконана згідно методик [1,2,5,10,16]. Варіанти доставки та створення конструкції днища блоку повинні відповідати сучасним вимогам щодо умов праці на виробничому процесі та економічності добування. Немаловажним фактором є повнота виймання руди з елементів блоку.

Вирішувались такі питання:

1. Згідно гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розглядались огляд та оцінювались параметри системи камерної розробки, спосіб руйнування масиву руди, її пошматованість, розмір кондиційного куска.

2. За обраними варіантами розроблялись конструкції днища приймального горизонту, можливість проведення підготовчих виробок і їх довжина, висота, переріз (рис.3.11, 3.12,4.1,4.2).

3. Приймалось обладнання та техніка випуску і доставки, її характеристика, умови застосування.

4. За кожним варіантом визначались питомі витрати виробок різного призначення на 1000 т запасів, трудові та витрати різних видів матеріалів, енергії та їх ціна і таке інше.

Собівартість доставки рудної маси можна визначити з виразу, ( грн/т):

$$C_d = C_n + C_m + C_{з.п.} + C_{мат} + C_{рем} + \alpha \quad (4.1)$$

де  $C_n$ , – собівартість проведення 1м підготовчо - нарізних виробок в конструкції днища приймальної одиниці, грн.:

$$C_n = l_g \cdot C_g + l_v \cdot C_v \quad (4.2)$$

де  $l_g, l_v$  - відповідно довжина горизонтальних і вертикальних виробок, м;

$C_m$  – кількість витрат на монтаж-демонтаж обладнання, грн.:

$$C_m = n_0 \cdot m_m \cdot Z_m \quad (4.3)$$

$C_{з.п.}$  – зарплата гірничого робітника очисного вибою( ГРОВ) на доставці рудної маси, грн.:

$$C_{з.п.} = \frac{T_0}{\Pi_e \cdot n_0} \quad (4.4)$$

$C_{mat}$  – вартість матеріалів та енергії, витрачених на доставку уранової рудної маси, грн.:

$$C_{mat} = (1,05 \dots 1,10) \cdot \sum_1^i q_i \cdot T_0 \cdot C_{m_i}, \quad (4.5)$$

$C_{рем}$  – вартість ремонтів та поточного обслуговування застосовуваного обладнання на доставку руди, грн.:

$$C_{рем} = \delta \cdot n_0 \cdot C_0 \cdot t_{роб}, \quad (4.6)$$

$\alpha$  – сума амортизаційних відрахувань на обладнання, грн.:

$$\alpha = \sum \alpha_i, \quad \alpha_i = \frac{C_i \cdot H_i \cdot t_i}{100}, \quad (4.7)$$

Для розрахунків у вищевказаних формулах є:  $l_z, l_v$  – довжина горизонтальних та вертикальних виробок при конструкціях днища блока, м.  $C_z, C_v$  – відповідно, повна вартість проведення 1 м горизонтальної та вертикальної виробок, грн. (приймаємо за даними виробничої діяльності ш. Інгульська).  $n_0$  – кількість засобів доставки у очисному блоці, шт.  $m_m$  – кількість людино-змін на встановлення одного засобу доставки (згідно нормативу).  $З_m, З_{зм}$  – відповідно змінна зарплата ГРОВ на встановлення устаткування та на доставці рудної маси, грн.  $П_e$  – експлуатаційна продуктивність засобу доставки, т/зміну (за розрахунками).  $q_i$  – питомі витрати  $i$ -ої складової в одиницях на тонну (за розрахунками або згідно існуючих норм витрат).  $C_{m_i}$  – ціна за одиницю  $i$ -ої складової, грн. (за даними практики).  $\delta$  – норматив від вартості устаткування на його ремонт та обслуговування протягом року.  $C_0$  – ціна за одиницю доставочного обладнання, грн. та  $t_{роб}$  – час роботи обладнання в очисному блоці, років.

Вказаний час орієнтовно можна визначити за формулою

$$t_{роб} = \frac{T_0}{P_e \cdot n_{зм}}; \quad (4.8)$$

$H_i$  – норма амортизаційних відрахувань одиниці обладнання, %;  $n_{зм}$  – кількість робочих змін за рік.

При розрахунках витрат за варіантами якщо різниця між ними складає менше 10% ,то ці варіанти з економіки вважаються рівноцінними. Тоді приймається раціональний варіант за додатковими ознаками, наприклад, геологічні умови розташування блока, зближеність пластів, наявність технічних засобів і таке інше.

При розрахунках в усіх порівнюваних варіантах приймаємо однаковими наступні параметри. Середня потужність покладу становить 20 м, довжина камер за простяганням - 40 м, висота камер – 50 м а об’ємна вага руди – 2,65 т/м<sup>3</sup>.

Дані для розрахунків надані проектно-виробничим та маркшейдерським відділами ш. «Інгульська» СхідГЗК.

#### **4.2.2. Визначення основних техніко-економічних показників переміщення рудної маси вібро живильниками та електровозним транспортом ( технологічна схема 4.1)**

Запас руди у виймальному блоці, який підлягає випуску та доставці, визначаємо з формули, т:

$$T_o = m_z L_k H_k K_g g = 20 \times 40 \times 50 \times 2,65 \times 0,955 = 100750 \text{ т,}$$

де  $m_z$  – горизонтальна потужність покладу уранової руди;  $L_k$  – довжина камери за простяганням, м;  $H_k$  – похила (або за вертикаллю) висота камери, м;  $g$  – об’ємна вага руди, т/м<sup>3</sup>;  $K_g$  - коефіцієнт, що враховує питому вагу видобутої руди при веденні безпосередньо очисних робіт , долі од.

Для віброживильника ПВГ-1,2/2,2:

технічна продуктивність розраховується згідно [2,16] :

$$P_T = 3600 \cdot b \cdot h_{ш} \cdot v \cdot k_n \cdot k_d = P_T = 3600 \cdot 1,2 \cdot 0,25 \cdot 0,07 \cdot 0,57 \cdot 1,3 = 56,0 \text{ м}^3/\text{год,}$$

де  $b = 1,2$  м – ширина лотка віброустановки;  $h_{ш} = 0,25$  м – висота шару руди на віброживильнику;  $v$  - швидкість переміщення рудної маси, м/с:

$$v = A \cdot \omega \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot k_k = 0,006 \cdot 16 \cdot \cos(15 - 30) \cdot 0,75 = 0,07 \text{ м/с,}$$

де  $A$  – амплітуда коливань лотка;  $\omega$  – частота вібрації, с<sup>-1</sup>;  $\alpha$  – кут встановлення лотка;  $\beta$  – кут вібрації;  $k_k$  – коефіцієнт ковзання рудної маси по лотку, долі од.;  $k_n$

– коефіцієнт нерівномірності випуску рудної маси, долі од.;  $k_d$  – коефіцієнт щодо довжини лотка, долі од.

Тоді визначемо експлуатаційну продуктивність віброживильника з виразу:

$$P_e = \frac{420 \cdot P_T \cdot k_B \cdot \gamma_{p.p.}}{60} = \frac{420 \cdot 56 \cdot 0,3 \cdot 1,8}{60} = 211,68 \text{ т/зміну},$$

де  $k_B$  – коефіцієнт використання віброустановки протягом зміни, долі од.;  $\gamma_{p.p.}$  – щільність руди в розпушеному стані.

Конструкція днища блоку згідно схеми (рис.4.1) передбачає проведення таких виробок: відкотний та навантажувальний штреки, збійки, ніші під ПВГ та для огляду обладнання[19]. Розрахунок їх вартості приведено в табл.4.1.

Таблиця 4.1.

Вартість виробок днища блоку при доставці рудної маси вібро живильниками та електропоїздами

| № з/п | Найменування виробок       | Площа перерізу, м <sup>2</sup> | Кількість, шт. | Загальна довжина, м | Вартість 1м виробки, грн | Повна вартість виробки, грн |
|-------|----------------------------|--------------------------------|----------------|---------------------|--------------------------|-----------------------------|
| 1.    | Навантажувальний штрек     | 9,4                            | 1              | 40                  | 10340                    | 413600                      |
| 2.    | Штрек відкотки             | 10,7                           | 1              | 40                  | 11360                    | 454400                      |
| 3.    | Збійки                     | 9,4                            | 0,5            | 15                  | 10340                    | 155100                      |
| 4.    | Ніші для ПВГ               | 4,0                            | 3              | 12                  | 7870                     | 94440                       |
| 5.    | Ніші для огляду обладнання | 3,5                            | 3              | 10,5                | 6570                     | 68985                       |
|       | Разом по блоку             |                                |                | 117,5               |                          | 1186525                     |

При даній схемі треба встановити три вібро живильника. За даними практики на монтаж і демонтаж одного вібрототка необхідно відповідно 117 та 68 людино-годин. Роботи проводять ГРОВ 6-го тарифного розряду. Їх тариф

складає 385,85грн. та додаткова зарплата 60%( за шкідливі умови праці, робота у вечірній та нічний час, премії). Нарахування на зарплату складають 35%.

Тоді витрати на монтаж-демонтаж обладнання у даній схемі будуть:

$$C_m = 3 \times (117 + 68) \times 385.8 \times 1,6 \times 1,35 = 462500 \text{ грн.}$$

Кількість змін на доставку уранової руди маси є :

$$N_{зм} = T_0 / P_v = 100750 / 211 = 477,25 \text{ змін.}$$

Зарплата машиністів віброживильника та електропотягу 7-го тарифного розряду складає 411,36 грн. та додаткова зарплата 60% від неї та преміальні 35%.

Тоді витрати на зарплату повинні бути:

$$C_{з.л.} = 2 \times 411,36 \times 1,6 \times 477,25 \times 1,35 = 848109,14 \text{ грн.}$$

Витрати на матеріали та енергію сягають:

$$C_{mat} = (Q_1 + Q_2) \times N_{зм} \times B_{ел} = \left( \frac{N_{дв.в} \cdot T_{зм} \cdot K_v}{\eta_{дв.в}} + \frac{N_{дв.ел} \cdot T_{зм} \cdot K_v}{\eta_{дв.ел}} \right) \times N_{зм} \times B_{ел} =$$

$$= \left( \frac{16 \cdot 7 \cdot 0,3}{0,9} + \frac{66 \cdot 7 \cdot 0,3}{0,92} \right) \times 479,5 \times 1,60 = 143397 \text{ грн,}$$

У підрахунках  $Q_1$  ,  $Q_2$  є витрати електроенергії за одну зміну, відповідно, ПВГ і електровозом К-14, кВт/год.  $B_{ел}$  - вартість 1кВт/год електроенергії, грн.  $N_{дв.в}$  ,  $N_{дв.ел}$  – потужність двигунів, відповідно, ПВГ-1,2/2,2 і електропотягу К-14, кВт;  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год.;  $\eta_{дв.в}$  ,  $\eta_{дв.ел}$  – ККД задіяних двигунів, долі од.

Амортизаційні відрахування застосованого обладнання, вартість його обслуговування та ремонтів  $C_{рем}$  зведені у табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Амортизаційні витрати обладнання та вартість його обслуговування, ремонтів

| Найменування<br>обладнання | Кіль-<br>кість | Вартість, грн. |        | Норма<br>аморти-<br>зації, % | Час роботи<br>обладнання,<br>років | Сума амор-<br>тизаційних<br>відрахувань |
|----------------------------|----------------|----------------|--------|------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------------|
|                            |                | одиниці        | всього |                              |                                    |                                         |

|                                                                  | один. |         |           |    |     | грн.      |
|------------------------------------------------------------------|-------|---------|-----------|----|-----|-----------|
| 1.Віброживильник<br>ПВГ-1,2/2,2                                  | 3     | 183704  | 551112    | 15 | 0,6 | 49600,08  |
| 2.Вагонетки шахтні<br>ВГ-4,5                                     | 18    | 151725  | 2731050,0 | 10 | 0,6 | 163863,0  |
| 3.Електропотяг К-14                                              | 1     | 2371600 | 2371600   | 15 | 0,6 | 213444    |
| 4.Разом:                                                         |       |         |           |    |     | 426907,08 |
| 5.Невраховане обладнання (10%)                                   |       |         |           |    |     | 42690,7   |
| 6.Усього:                                                        |       |         |           |    |     | 469597,78 |
| 7.Обслуговування та ремонт обладнання (25% від суми амортизації) |       |         |           |    |     | 117399,45 |

Загальна величина витрат на доставку і транспортування рудної маси по першій схемі складе:

$$1186525 + 462500 + 848109,14 + 143397 + 117399,45 + 469597,78 = 3227528,37$$

А питомі витрати на 1т руди є:

$$3227528,37 / 100750 = 32,03 \text{ грн.}$$

#### **4.2.3.Визначення основних техніко-економічних показників доставки уранової рудної маси самохідною технікою та електровозним транспортом (рис.4.2)**

Запас руди у виймальній одиниці приймається таким же як і в першій схемі, т.є.  $T = 100750$  т.

Розраховуємо продуктивність випуску та доставки рудної маси самохідної НДМ ХУЛ 307 згідно методики [16].

Враховуючи розташованість блоків маємо довжину доставки рудної маси в середньому - 100м, За характеристикою швидкість руху порожньої та завантаженої НДМ ХУЛ 307, відповідно, 10 та 14 км/годину, а об'ємну вагу відбитої урановмісної рудної маси беремо 1,8 т/м<sup>3</sup>.

Тоді технічна продуктивність машини у цих умовах складе:

$$P_T = \frac{60 \cdot q_k \cdot K_H \cdot \gamma_p}{t_{\text{ц}}} = 60 \text{ т/год.}$$



де  $q_k$  – ємність ковшу 2.0, м<sup>3</sup>;  $K_n$  – коефіцієнт наповнення ковшу рудою 0,75, долі од.

$t_u = t_{nan} + t_{poz} + t_{p.v.} + t_{p.n.}$  – тривалість однієї їздки, хв. Розпишемо:  $t_{nan} = 0,7 \dots 1,0$  – час черпання ковша, хв.;  $t_{poz} = 0,5-0,7$  хв. – час розвантаження ковша.  $t_{p.v.} = \frac{K_d \cdot l}{v_v}$  – час руху НДМ вантажної, хв.;  $t_{p.n.} = \frac{K_d \cdot l}{v_n}$  – час руху порожньої НДМ, хв. При відстані  $l = 100$ , м.  $v_v, v_n$  – відповідно, швидкість руху завантаженої (приймаємо з паспорту XUL 307) м/хв.  $K_d = 1,2-1,35$  – коефіцієнт, який враховує динаміку руху машини при розгоні, маневруванні та ін. Тоді маємо:

$$t_{p.v.} = 1,3 \times 100 / 167 \approx 0,78 \text{ хв.};$$

$$t_{p.n.} = 1,20 \times 100 / 233 \approx 0,52 \text{ хв.};$$

$$t_u = 0,8 + 0,6 + 0,78 + 0,52 \approx 2,4 \text{ хв.}$$

Змінна технічна продуктивність машини XUL 307 складе:

$$P_e = P_t \cdot T_{зм} \cdot K_v = \approx 252 \text{ т/зміну};$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год.;  $K_v = 0,6-0,8$  – коефіцієнт використання НДМ у зміну.

Розрахунок вартості просування підготовчо-нарізних виробок для даного варіанту технологічної схеми доставки руди приведено у табл.4.3.

Таблиця 4.3.

Обсяги та вартість проведення підготовчо-нарізних виробок по схемі 2.

| № з/п | Найменування виробок   | Площа перерізу, м <sup>2</sup> | Кількість, шт. | Загальна довжина, м | Вартість 1м виробки, грн | Повна вартість виробки, грн |
|-------|------------------------|--------------------------------|----------------|---------------------|--------------------------|-----------------------------|
| 1.    | Штрек відкатки         | 10,8                           | 1              | 40                  | 11360                    | 454400                      |
| 2.    | Збійки                 | 8,4                            | 0,5            | 10                  | 10340                    | 10340                       |
| 3.    | Штрек доставки         | 8,4                            | 1              | 40                  | 10340                    | 413600                      |
| 4.    | Навантажувальний заїзд | 8,4                            | 3              | 47                  | 10340                    | 485980                      |

|    |                      |     |     |     |      |         |
|----|----------------------|-----|-----|-----|------|---------|
| 5. | Ніша під рудоспуском | 9,4 | 0,5 | 3   | 7870 | 23610   |
| 6. | Рудоспуск            | 4,0 | 0,5 | 3   | 6340 | 19020   |
| 7. | Ніша для люка        | 4,0 | 0,5 | 2   | 7543 | 15086   |
| 8. | Разом по блоку       |     |     | 145 |      | 1515096 |

Розрахуємо витрати на монтаж та демонтаж обладнання  $C_m$  для одного віброживильника ПВГ-2,2/1,2 по цій схемі доставки та транспорту рудної маси .

За виробничою практикою на монтаж і демонтаж одного ПВГ витрачається, відповідно, 119 та 68 людино-год. Роботи виконується кріпильниками 6-го тарифного розряду. Їх погодинний тариф складає 385,8 грн., додаткова зарплата 60% і нарахування на зарплату 35%.

Тоді витрати на монтаж-демонтаж застосовуваного обладнання у даному варіанті (один вібро живильник):

$$C_m = (119 + 68) \times 385,8 \times 1,6 \times 1,35 = 155832,34 \text{ грн.}$$

Витрати на зарплату при доставці і транспортуванні руди  $C_{з.п.}$  складаються із зарплати машиністів самохідної машини та електровоза. Вони є робітниками 8-го та 7-го тарифних розрядів. Їх погодинний тариф згідно даних шахти складає відповідно 449,39 і 410,66 грн. та додаткова зарплата 95% від основної. Підрахуємо кількість змін, які витрачено на доставку і транспортування рудної маси.

$$N_{зм} = T_0 / P_v = 100750 / 252 = 399 \text{ змін.}$$

З цього виходе, що витрати з урахуванням нарахувань на зарплату складуть:

$$C_{з.п.} = (449,39 + 410,66) \times 399 \times 1,6 \times 1,3 = 741225,49 \text{ грн.}$$

Загальна вартість матеріалів та енергії у варіанті 2 складається з витрат на дизпаливо і мастило для НДМ, а також на електроенергію, яку споживають один віброживильник ПВГ1,2/2.2 та електровоз КА14[12,13]:

$$C_{mat} = (T_{зм} \times K_v \times q_{дн}) \times B_{дн} \times N_{зм} + (T_{зм} \times K_v \times q_{мас}) \times B_{мас} \times N_{зм} + (Q_1 + Q_2) \times N_{зм} \times B_{ел} = (T_{зм} \times K_v \times q_{дн}) \times B_{дн} + (T_{зм} \times K_v \times q_{мас}) \times B_{мас} + \left( \frac{N_{дв.в} \cdot T_{зм} \cdot K_v}{\eta_{дв.в}} + \frac{N_{дв.ел} \cdot T_{зм} \cdot K_v}{\eta_{дв.ел}} \right) \times N_{зм} \times B_{ел} = (7 \times 0,65 \times 17) \times 399 \times 16,5 +$$

$$+ (7 \times 0,65 \times 0,6) \times 399 \times 178,0 + \left( \frac{16 \cdot 7 \cdot 0,3}{0,9} + \frac{66 \cdot 7 \cdot 0,3}{0,92} \right) \times 399 \times 1,6 =$$

$$= 417006,3 \text{ грн},$$

де :  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год.;  $K_v = 0,65$  – коефіцієнт використання НДМ у часі протягом зміни, долі од.;

$q_{дп}, q_{мас}$  – витрати дизпалива та мастила для НДМ, л/год.;

$B_{дп}, B_{мас}$  – вартість 1л дизпалива та 1л мастила, грн;

$Q_1, Q_2$  – витрати електроенергії за одну зміну віброживильником та електровозом, кВт·год;

$B_{ел}$  – вартість 1 кВт·год електроенергії, грн;

$N_{дв.в}, N_{дв.ел}$  – потужність двигунів ПВГ-1,2/2,2 і електровоза К-14, кВт;

$\eta_{дв.в}, \eta_{дв.ел}$  – ККД двигунів віброживильника та електровоза, долі од.

Загальні амортизаційні відрахування на обладнання і вартість його ремонтів, поточного обслуговування  $C_{рем}$  повинні бути (табл.4.4).

Таблиця 4.4.

Амортизаційні відрахування на обладнання та вартість його ремонтів, поточного обслуговування

| Найменування обладнання      | Кількість один. | Вартість, грн. |         | Норма амортизації, % | Час роботи обладнання, років | Сума амортизаційних відрахувань, грн. |
|------------------------------|-----------------|----------------|---------|----------------------|------------------------------|---------------------------------------|
|                              |                 | одиниці        | всього  |                      |                              |                                       |
| 1.Самохідна НДМ ХУЛ 307      | 1               | 2872129        | 2872129 | 15                   | 0,65                         | 280032,57                             |
| 2.Віброживильник ПВГ-1,2/2,2 | 1               | 198325         | 198325  | 15                   | 0,65                         | 19336,7                               |
| 3.Електровоз К-14            | 1               | 2575700        | 2575700 | 15                   | 0,65                         | 251130,75                             |
| 4.Вагонетки шахтні ВГ-4,5    | 20              | 201450         | 4029000 | 10                   | 0,65                         | 261885,0                              |

|                                                                  |           |
|------------------------------------------------------------------|-----------|
| 5.Разом:                                                         | 812385,2  |
| 6.Невраховане обладнання (10%)                                   | 81238,5   |
| 7.Усього:                                                        | 893623,52 |
| 8.Обслуговування та ремонт обладнання (30% від суми амортизації) | 268087,5  |

Загальні витрати на доставку і транспорт урановмісної рудної маси по даному варіанту (технологічна схема №2) за розрахунками повинні бути:

$$C_d = C_n + C_m + C_{з.п.} + C_{мат} + C_{рем} + \alpha =$$

$$= 1515096 + 155832,34 + 741225,49 + 417006,35 + 893623,52 + 268087,05 = 3097247,24.$$

А загальна блокова собівартість доставки та транспорту 1т руди якщо застосовувати технологію №2 буде

$$C_d = 3097247,24 : 100750 = 30,74 \text{ грн./т}$$

Загальні результати виконаних досліджень щодо двох технологічних схем доставки і транспорту урановмісної рудної маси в умовах шахти «Інгульська» ДП «СхідГЗК» приведені у табл. 4.5.

Табл. 4.5.

Технічні та цінові параметри технології переміщення рудної маси в очисному блоці і по горизонту

| №   | Найменування показників                                                                          | Один. виміру   | Вар. доставки та транспорту   |                                 |
|-----|--------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------|-------------------------------|---------------------------------|
|     |                                                                                                  |                | Віброживильн<br>+електропотяг | Самохідна техн<br>+електропотяг |
| 1.  | Запас очисного блоку                                                                             | т              | 100750                        | 100750                          |
| 2.  | Довжина виробок для доставки і транспортування рудної маси                                       | м              | 117,5                         | 145                             |
| 3.  | Продуктивність обладнання на доставці руди                                                       | т/зміну        | 211                           | 252                             |
| 4.  | Продуктивність очисного блоку                                                                    | тис.т/міс      | 15                            | 18                              |
| 5.  | Тривалість очисних робіт в блоці                                                                 | Міс.           | 6,7                           | 5,6                             |
| 6.  | Загальні витрати на просування вир. підготовчо-нарізних виробок на 1т руди                       | грн.<br>грн./т | 1186525<br>11,78              | 1515096<br>15,04                |
| 7.  | Витрати на монтаж-демонтаж:<br>- загальна<br>- на 1т руди                                        | грн.<br>грн./т | 462500<br>4,59                | 155832,34<br>1,55               |
| 8.  | Зарплата робітників на переміщення рудної маси:<br>- загальні<br>- на 1т руди                    | грн.<br>грн./т | 848109.14<br>8,42             | 741225,49<br>7,36               |
| 9.  | Вартість матеріалів та енергії на доставку рудної маси:<br>- загальні<br>- на 1т руди            | грн.<br>грн./т | 143397<br>1,423               | 417206,7<br>4,139               |
| 10. | Амортизація обладнання, яке задіяне на доставці і транспорті руди:<br>- загальна<br>- на 1т руди | грн.<br>грн./т | 469598<br>4,661               | 893623,2<br>8,869               |
| 11. | Витрати на обслуговування і ремонт обладнання:<br>- загальні<br>- на 1т руди                     | грн.<br>грн./т | 117399,<br>1,165              | 268087,5<br>2,661               |
| 12. | Загальні витрати на доставку і транспорт рудної маси по блоку:                                   | грн.<br>грн./т | 3227528,37                    | 3097247,24                      |

|  |                                                               |  |       |       |
|--|---------------------------------------------------------------|--|-------|-------|
|  | Собівартість доставки та транспорту<br>Руди по очисному блоку |  | 32,03 | 30,74 |
|--|---------------------------------------------------------------|--|-------|-------|

#### 4.2.4. Висновки

Дослідженнями встановлено, що в умовах шахти Інгульська ДП СхідЗК, де поклади уранових руд мають розкиданість в шахтовому полі, необхідно доставку і транспорт рудної маси вирішувати комплексно. В роботі запропоновані та порівнювались дві технологічні схеми: доставка вібро живильниками і самохідною технікою з транспортом в обидвох випадках електропоїздом. Технологічна схема №1: переміщення рудної маси вібро живильниками та електровозним транспортом. Технологічна схема №2: Доставка та транспорт уранової рудної маси самохідною технікою та електровозним транспортом плюс віброживильник. Науковим порівнянням встановлено, що самою ефективною технологічною схемою переміщення рудної маси в умовах шахти «Інгульська» ДП СхідЗК є друга технологія, т.є застосування самохідної техніки з розвантаженням у рудоспуск і далі у вагонетки електропотягу. При цьому визначена найменша собівартість переміщення 1 т рудної маси яка складає 30,74 грн./т. У порівнянні з іншою запропонованою схемою (№1) де вона складає 32,03 грн./т, що на 4,19% менше першої схеми. Але коли різниця складає менше 10% то варіанти вважаються рівноцінними. Тому можливо застосовувати і схему №1 і технологію №2 в залежності від геологічних і інших умов відпрацювання покладів. Слід відмітити, що недоліком першої технологічної схеми. Вона може бути раціональною коли днище виймальної одиниці розташоване на одному рівні з основним горизонтом. Але при транспорті з проміжних горизонтів існує проблема з доцільністю різних виробок днища блоку. Крім сказаного, встановлені за 1-м варіантом доставки нижчі витрати на складові конструкції виймальної одиниці (просування виробок доставки, матеріали та енергію, амортизацію, обслуговування обладнання).

Прийняття до проєктування другої технологічної схеми доставки та транспорту унеможлиблює цю проблему.

## **5. Загальні висновки**

Шахта «Інгульська» розташована в 7 км від м. Кропивницький Кіровоградської області неподалік с. Завадівка і відпрацьовує запаси Мічурінського родовищ та запаси Центрального родовища. Мічурінське родовище є складної морфології, запаси розповсюджуються до глибини 500 м і більше з тенденцією до різкого виклинювання з глибиною. При відпрацюванні запасів руди на шахті застосовуються камерні системи розробки. При розрахунку безпечних параметрів очисних блоків враховується те, що руда і вміщуючі породи є стійкими, низької або середньої тріщинуватості, міцність за шкалою Протодьяконова становить 12-18 балів, кут падіння покладів - 50 - 80°. Висота поверху на шахтах становить 60 м та 70 м, під поверху - 15-18 м. Порядок відпрацювання під поверху підпошво уступний. Обвалення запасів руди в блоках здійснюють свердловинами діаметром 57-105 мм. Відпрацьовані камери заповнюються твердіючими сумішами. Гірській масив рудних покладів Інгульської шахти не відноситься до категорії ударо небезпечних.

На Інгульській шахті добре зарекомендовала поверхова підготовка шахтового поля з висотою поверху 60-70. Застосовується групування рудних покладів за допомогою польових виробок таких як похилі з'їзди та інші. Треба враховувати той фактор, що існує розкиданість рудних тіл в шахтовому полі і вони відпрацьовуються під різними наземними об'єктами (житловими будівлями, різними установами, об'єктами інфраструктури, водоймами). Наприклад, у



зоні впливу гірничих робіт шахти Інгульська є місто Кропивницький та річка Інгул.

Процес переміщення руди при підземній розробці родовищ включає операції випуску, навантаження, доставки, транспорту рудної маси в шахті та підйому її на денну поверхню. Відомо, що найбільша частина трудових витрат пов'язана з переміщенням руди.

Тому інтенсифікацію підземного видобутку руд можливо здійснити за рахунок удосконалення вказаних процесів, що і досліджувалось у роботі. Також приймалось до уваги, що треба обов'язково прораховувати можливість забезпечення поточності транспорту у пріоритеті перед циклічністю та однотипністю обладнання по переміщенню рудної маси[20].

При написанні роботи розглянуто гірничо-геологічні умови ш. Інгульська, аналіз існуючого обладнання та конструкцій днища блоків. Виконаний науковий пошук та можливе застосування підготовчо-нарізних виробок з дослідженими параметрами та технологічних схем доставки у вказаних умовах. Проведено також конструювання та математичні розрахунки щодо матеріальних витрат двох технологічних схем доставки та конструкцій днищ блоків. Дослідження доказали, що вони найбільш сприятливі та реальні для умов, які розглядаються.

Результати досліджень також довели, що:

- застосування стрічкових конвеєрів не є ефективним при швидкому зношуванні стрічок та роликів;
- доставка силою вибуху та гідро доставка принципово неможливі в умовах ш. Інгульська;
- доставка скреперними установками малоефективне із-за низької продуктивності та не є раціональним в умовах міцних руд

при високому виході не габариту. Використання високо продуктивної та мобільної самохідної техніки, віброживильників доцільно при відпрацюванні міцних та стійких оточуючих порід, уранових покладів в полі ш. Інгульська. Але вибір конкретного типу машини (НДМ) повинен базуватись на дослідженнях щодо довжини доставки, ємності ковша, простоти обслуговування та інше. Вібро живильники покращують умови праці робітників та спрощують конструкцію днища блоків. Але вони мають дуже високі трудові та матеріальні затрати на монтаж-демонтаж. Тому мінімальний запас руди на один живильник повинен бути від 30-40 до 50-70 тис. т. В наших умовах запас блоку складає 100750т, що сприятливе. Також на продуктивність вібро конвеєра дуже впливає вихід не габариту. Тому ефективність при навантаженні повинна коливатись від 500-700 і сягати навіть 1400 т/зміну, що підходить для застосування НДМ типу XUL 307). Також встановлено, що в якості внутрішньо-шахтного транспорту можливо застосування рейкового з контактними електропотягами типу К-10, К-14, К-14, 4-КА.

В роботі запропоновані та порівнювались дві технологічні схеми: доставка вібро живильниками і самохідною технікою з транспортом в обидвох випадках електропоїздом. Технологічна схема №1: переміщення рудної маси вібро живильниками та електровозним транспортом. Технологічна схема №2: Доставка та транспорт уранової рудної маси самохідною технікою та електровозним транспортом з навантаженням через вібро живильник. Наукове техніко-економічне порівняння довело, що самою ефективною технологічною схемою переміщення рудної маси в умовах шахти «Інгульська» ДП СхідГЗК є технологія №2, т.є застосування самохідної техніки з розвантаженням у рудоспуск і далі у вагонетки

електропотягу. При цьому визначена найменша собівартість переміщення 1 т рудної маси яка складає 30,74 грн./т. У порівнянні з іншою запропонованою схемою (№1) де вона складає 32,03 грн./т, що на 4,19% менше першої схеми. Оскільки різниця складає менше 10%, то можливо застосовувати і схему №1 і технологію №2 в залежності від геологічних і інших умов відпрацювання покладів. Слід відмітити, що недоліком першої технологічної схеми є те, що вона застосовується коли днище виймальної одиниці розташоване на одному рівні з основним горизонтом відкатки. Якщо треба виконувати транспорт з проміжних горизонтів, то виникає проблема з розташуванням виробок при конструюванні днища блоку. Крім сказаного, при першій схемі доставки та транспорту дещо нижчі витрати на просування виробок доставки, на матеріали та енергію, на амортизацію та обслуговування обладнання. Застосування другої технологічної схеми доставки та транспорту унеможлиблює цю проблему. На доставці уранової рудної маси треба застосовувати високопродуктивну самохідну техніку різних модифікацій та вібро конвеєри (вібро живильники) які пройшли адаптацію на шахтах ДП СхідГЗК та позитивно зарекомендовували з точки зору продуктивності, низької собівартості та безпеки праці.

Враховуючи дослідження при відпрацюванні покладів камерними системами з розташуванням пунктів навантаження на рівні відкотного горизонту на шахті треба максимально використовувати схему з прямим навантаженням рудної маси вібро живильниками у вагонетки електровозного транспорту. Коли ж днище виймальної одиниці та раніше пройдені виробки відкатки не сумісні із-за розкиданості рудних тіл в умовах шахти «Інгульська», то треба приймати другу схему з доставкою самохідною технікою. Також треба більш детально досліджувати та впроваджувати інші комбінації

розташування виробок та засобів доставки і транспорту в умовах хаотичного розкидання покладів уранової руди.

За результатами виконаної кваліфікаційної роботи констатуємо:

Оскільки різниця витрат за дослідженими технологічними схемами не перевищує 10%, то впровадження треба виконувати з урахуванням конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. І, в першу чергу, згідно розташування уранових покладів у просторі шахтового поля. Якщо поклад можливо відпрацьовувати та утворювати приймальний горизонт на рівні маркшейдерських відміток розташування днищ блоків інших покладів, то бажано приймати першу технологію доставки руди. А якщо розкиданість запасів рудних тіл велика по вертикалі, то приймаємо другу з орієнтуванням на самохідне обладнання з більш детальними прорахунками щодо витрат на проведення підготовчо-нарізних виробок. Також необхідно враховувати всі інші складові витрат і на придбання технічних засобів, обслуговування і що, важливо, продуктивність переміщення рудної маси у поєднанні з часом стояння підземних конструкцій.

## Список використаних літературних джерел

1. Методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи магістра (для спеціальностей з напрямку «Гірництво» / Калініченко В.О., Ступнік М.І. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 2014. – 22 с.
2. Добыча и переработка урановых руд в Украине / М.И. Бабак, Ю.И. Кошик, О.К. Авдеев и др. – К.: АДЭФ –Украина, 2001. – 125 с.
3. Бойцов А.В., Тарханов А.В. Мінерально-сировинна база, уранова промисловість. ВІМС “ Мінеральна сировина” -2000. -№7-с.38.
4. Генетичні типи та закономірності розміщення уранових родовищ України./ Під редакцією Я.Н. Белевцева, В.Б. Ковалюка.- Київ: Наукова думка,1995- 396с.
5. Інструкція з визначення безпечних та стійких параметрів очисних блоків на шахтах ДП «СхідГЗК». – Кривий Ріг: АГН України, КП «Академічний Дім», 2019. – 72 с.
6. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Тарасютін В.М., Хівренко О.Я., Косенко А.В., Технічні науки 142 Вісник Криворізького національного університету, вип. 41, 2016.
7. Справочник инженера-технолога железорудной шахты \ В.А. Салганик, Г.А. Воротеляк, В.З. Семешин, В.П. Мартыненко – К.: Техника, 1987. 128 с.
8. Каварма И.И. Средства механизации рудных шахт / И.И. Каварма, А.В. Дидок – К.; Техника, 1989. – 176 с.
9. Потураєв В.Н. Комплексна механізація підземних гірничих робіт. Київ. Наукова думка. 1987.- 88с.
10. Мартинов В.К. Розрахунки основних виробничих процесів , операцій та систем розробки родовищ/В.К. Мартинов ., М.Б. Федько. Кривий Ріг, вид.центр КНУ, 2010, 447с.

11. Дубров В.М. Нові зарубешні самоходні транспортні засоби для підземних робіт. –К.: НІІнформтяжмаш, 1968. – 62с.
12. Хоменко О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ: довідковий посібник / О.Є Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.; Націон. гірн. ун-т, 2010. – 340 с.
13. Хоменко О.Є. Технологія підземної розробки рудних родовищ / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, М.В. Савченко: підручник. – МОН України, НТУ «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450 с.
14. Калініченко В.О. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько – Кривий Ріг: Видавн. Центр КНУ, 2019. - 282 с.
15. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів / Д.Ф. Зенюк, В.М. Тарасютін, О.Я. Хівренко, М.Б. Федько // Вісник Криворізького національного університету: збірник наукових праць – Кривий Ріг: КНУ – 2012. – №29 – С. 20-25.
16. Kosenko A 2021 Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu* **1** 19–25.
17. Дослідження та удосконалення технології відпрацювання покладів з застосуванням самохідної доставочної техніки / Калініченко В.О., Швагер Н.Ю., Чухарев С.М. [та ін.] // Гірничий Вісник. Науково-технічний збірник – Кривий Ріг: КНУ – 2015. – Вип. 99. – С. 100-104.
18. Вибрационные машины для выпуска и доставки ураносодержащих руд / А.Ф. Булат, В.Н. Пухальский, В.И. Дырда и др. // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск: Авантаж, 2011. – Вып. 96. – С. 155-162.
19. Lyashenko V Homenko O and Golik V 2020 Razvitie prirodoohrannyh i resursosberegayushih tehnologij podzemnoj dobychi rud v energonarushennyh massivah *Gornye nauki i tehnologii* **5** 104-118

20.Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. Основи підземної розробки рудних родовищ. – Кривий Ріг: Видавн. Центр КНУ, 2015. - 323 с.