

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»

Кафедра «Управління гірничим виробництвом»

«До захисту допущено»
Завідувач кафедри

_____/Я.О. Ляшок/

“ ____ ” _____ 2021 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр

(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: **Вдосканалення параметрів камерно-стовпової системи розробки пласта I₁ в умовах ВП «Шахта Привільнянська» ПАТ «Лисичанськвугілля» з метою підвищення безпеки гірничих робіт**

Виконав: студент 2 курсу, групи ОПГзм-19

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво»

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Асеев А.В.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник: кандидат технічних наук, доцент Л.Л. Бачурін.

(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвища ініціали)

(підпис)

Рецензент Заступник директора з охорони праці

(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвища ініціали)

О.В. Величко

(підпис)

Засвідчую, що у цій кваліфікаційній роботі немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.

Студент Пилипенко В.В. _____

(підпис)

Покровськ – 2021

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет» Факультет
 «Гірничий»
 Кафедра «Управління гірничим виробництвом»
 Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) «Магістр»
 Напрямок підготовки (спеціальність) 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

_____ / Я.О. Ляшок /

“ _____ ” _____ 2021 року

ЗАВДАННЯ

НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

_____ Асєєву Артему Володимировичу _____

(прізвище, ім'я, по батькові)

- Тема роботи: **Вдосканалення параметрів камерно-стовпової системи розробки пласта I₁ в умовах ВП «Шахта Привільнянська» ПАТ «Лисичанськвугілля» з метою підвищення безпеки гірничих робіт**
- керівник роботи: кандидат технічних наук, доцент Л.Л. Бачурін
 (прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
 затверджені наказом № _____ від “ _____ ” _____ 2021 року
 Строк подання студентом роботи 20.05.2021р
- Вихідні дані до роботи матеріали практики: матеріали переддипломної практики
- Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: Аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних чинників, що впливають на видобуток вугілля в тонких пластах. Аналіз досвіду використання технологій розробки тонких пластів. Засоби та методи виймання вугілля на сучасних шахтах. Вибір технології і механізації виймання тонкого вугільного пласта
- Перелік графічного матеріалу (зточним зазначенням обов'язкових креслень):
Система розробки, технологічна схема виймання, паспорта проведення виробок.

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1.	Куцербов В.М., ктн, доцент		

7. Дата видачі завдання 15 лютого 2021 р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	Аналіз і розрахунок параметрів діючої камерно -стовпової системи розробки на шахті.	15.02.21-28.02. 21	
2	Аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних чинників, що впливають на видобуток вугілля в тонких пластах.	15.03.2021-15.032021	
3	Аналіз досвіду використання технологій розробки тонких пластів..	16.03-21.20.03.21	
4	Засоби та методи виймання вугілля на сучасних шахтах	22.03. 21-15.04.2021	
5	Вибір технології і механізації виймання тонкого вугільного пласта	16.04.21-.15.05.2021	
6	Оформлення кваліфікаційної роботи магістра	16.05-20.052021	

Студент

А.В. Асєєв
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи)

Л.Л. Бачурін.
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

1. Асеев А.В. Вдосконалення параметрів камерно-стовпової системи розробки пласта l_1 в умовах ВП «Шахта Привільнянська» ПАТ «Лисичанськвугілля» з метою підвищення безпеки гірничих робіт / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво»

(спеціалізація «Охорона праці у гірництві»). – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021

Об'єктом дослідження є: технологічні схеми відробки тонкого пласта l_1 (в умовах ВП «Шахта Привільнянська» ПАТ «Лисичанськвугілля»)

Предмет дослідження – вдосконалення камерно-стовпової технології відробки тонкого пласта

Мета роботи - вибір і обґрунтування безпечної та ефективної технології відробки тонкого пласта l_1

Для досягнення поставленої цілі необхідно вирішити наступні залячі:

1. Оцінити вплив гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів на технологію відробки тонкого пласта
2. Проаналізувати сучасні технології відробки тонкого пласта
3. Вибрати і оцінити можливі схеми відробки пласта l_1

Ключові слова : вугільний пласт, розкриття, потужність пласта, спалювання вугілля, безлюдне виймання вугілля, бурошнекове виймання.

NOTICE

1. Aseev A.V. improving the parameters of the chamber-column system for developing the L1 formation in the conditions of OP "Privolnyanskaya mine" of PJSC "Lisichanskugol" for the purpose of increasing the safety of mining operations / final qualification work for obtaining an educational degree "Master" in specialty 184 "mining" (specialization "labor protection in mining"). - State Higher Educational Institution of Donntu, Pokrovsk, 2021

The object of research is: technological schemes for working out a thin layer of l1 (in the conditions of OP "Privolnyanskaya mine" of PJSC "Lisichanskugol»)

The subject of the research is to improve the technology of working out a thin layer

The purpose of the work is to select and justify the technology of working out a thin layer of l1

To achieve this goal, you need to solve the following problems::

1. Otsinin influence of mining-geological and mining engineering factors on the technology of working out a thin formation
2. analyze modern technologies for working out a thin layer
3. Select and evaluate possible l1 reservoir development schemes

Keywords: coal seam, opening, reservoir capacity, coal burning, uninhabited coal extraction, brown screw extraction.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
1.АНАЛІЗ І РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ДІЮЧОЇ КАМЕРНО -СТОВПОВОЇ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ НА ШАХТІ.....	10
1.1 Характеристика вугільного пласта і вміщуючих їх порід.....	10
1.2 Характеристика шахти	12
1.3 Розкриття шахтного поля.....	13
1.4 Підготовка виїмкової ділянки.....	15
2. ВИБІР ТЕХНОЛОГІЇ ВИЙМАННЯ ТОНКОГО ПЛАСТА.....	19
2.1 Засоби безлюдного виймання вугілля тонких пластів і область їх використання.....	19
2.2 Підземна газифікація вугілля.....	20
2.3 Підземне спалювання вугілля.....	21
2.4 Механічні способи безлюдного виймання вугілля.....	22
2.4.1 Видобуток вугільними агрегатами.....	22
2.4.2 Гідравлічне та механогідравлічне виймання вугілля.....	23
2.4.3 Бурошнекове виймання вугілля.....	26
2.4.4 Продуктивність бурошнекового комплексу.....	43
2.4.5 Технологія і організація робіт при роботі КБВ «Вектор».....	44
2.4.6 Розрахунок техніко-економічних показників роботи комплексу КБВ «Вектор».....	55
1. РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧИХ І ПІДГОТОВЧИХ ВРОБОК.....	55
3.1 Послідовність проведення підготовчих виробок в період підготовки виїмкової	55
3.2 Розрахунок паспорта проведення похилу.....	56

3.3 Розрахунок паспорта проведення	
штреку.....	60
4. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТИХ РІШЕНЬ.....	65
ВИСНОВКИ Й РЕКОМЕНДАЦІЇ.....	66
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	67

ВСТУП

ВП "Шахта Привільнянська«в адміністративному відношенні підпорядкована ПАТ» Лисичанськвугілля«Міністерства енергетики та вугільної промисловості України і розташована на землях радгоспу» Червоне привілля", території Попаснянського району Луганської області України. Гірничий відвід шахти розташований на землях радгоспу «Червоне привілля» на території Попаснянського району Луганської області.

Форма власності-державна.

Сусідніми шахтами є:

з північного заходу-ВП " Шахта ім. Г. Г. Капустіна»;

з південного сходу-ВП "Шахта Новодружеська".

Шахта здана в експлуатацію в1952 році з проектною потужністю 300 тис.тонн вугілля на рік.

Проектом, виконаним інститутом "Луганськ-гіпрошахт" в1982 році , проектна потужність була передбачена 600 тис.тонн на рік.

У період з1952 по1992 р.р. шахта працювала стабільно. Видобуток вугілля становив від 291, 6 до 747,3 тис.тонн на рік.

З 1992 по 2005 р, у зв'язку із затопленням горизонтів 840 м і 950 м, розвиток шахти здійснювалося по пласту m3 горизонту740 м.

У листопаді 2005 року, через складні гірничо-геологічні умови і незадовільний технічний стан комплексу МК-756, були зупинені гірничі роботи в 112 Західній лаві пласта m3 ср+н горизонту 740 м, а запаси східного крила не були своєчасно підготовлені.

В даний час на шахті практично відсутнє прохідницьке обладнання, а стаціонарне – зношене і потрібно його заміна.

Встановлена виробнича потужність на 01.01.2021 р. – 100 тис. тонн на рік.

Одними з основних причин незадовільної виробничої діяльності шахти є:

відсутність підготовки лінії очисних вибоїв;

незадовільний стан гірничих виробок;

аварійний стан вантажно-складського господарства;
 незадовільний стан технологічного комплексу поверхні;
 висока аварійність, пов'язана з фізичним зносом обладнання, відсутністю коштів на ремонт і заміну запасних частин.

Станом на 01.01.2021 із загальних балансових запасів вугілля шахти – 56,6 млн.тонн, промислові запаси - 42,6 млн. тонн, запаси високих категорій а+в складають 14,4 млн. тонн або 25,4 %, у тому числі категорії а– 0,2 млн. тонн або 0,4%.

Станом на 01.01.2021 р.на балансі шахти числиться 18 вугільних пластів, 15 з яких з кондиційною потужністю.

З початку експлуатації шахти розроблялися 8 вугільних пластів: m_3 , m_3^{H+cp} , l_5 , l_3 , l_2' , l_1' , k_8 , k_8^H . В наступний час гірничі роботи ведуться по пласту ℓ_1^1 (A^d – 38,2%, W – 12,0%, V^{daf} – 42,0%, $S_{об.}$ – 3,0%)

ТЕХНІЧНІ МЕЖІ ШАХТИ

Технічні межі шахти "Привільнянська»:

по повстанню-виходи вугільних пластів під наноси;

по простяганню

◆ на північному заході-спільний кордон з шахтою імені Г. Г. Капустіна;

◆ на південному сході-спільний кордон з шахтою "Новодружеська»;

по падінню-ізогіпса ґрунту пластів мінус 900 м.

Розміри шахтного поля в існуючих межах:

по простяганню-6,5 км;

по падінню-3,8 км.

1.АНАЛІЗ І РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ДІЮЧОЇ КАМЕРНО - СТОВПОВОЇ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ НА ШАХТІ

1.1 Характеристика вугільного пласта і вміщуючих їх порід

1 Південний блок пласта ІІ розташований в західній частині шахтного поля на глибині 170м. на ділянці зони невідрахунку , запаси складають 60т.т. втрати не передбачаються.

Вугільний пласт ІІ відпрацьовувався в 1952-1994р.р. Марка вугілля «ДГ», вугільний пласт складної будови, корисна потужність вугільного пласта -0,87 М. Пласт розділений породними прошарками потужністю від 0,04 м до 0,06 м, загальна потужність породних прошарків становить до 0,29 м. у верхній частині пласта безпосередньо на контакт з покрівлею спостерігається помилкова покрівля потужністю до 0,03 м.

Вугілля чорне, блискуче зі слойками фюзенистого включення призматична, злам нерівний, раковистий, тріщинуватий, площини тріщин покриті нальотом кальциту. Контакт вугілля з покрівлею і ґрунтом чіткий з мінеральних включень зустрічається пірит у вигляді лінз.

Коефіцієнт міцності по Протодьяконову-1,5.

Опірність вугілля різанню-225кгс / см².

Породні прошарки представлені аргілітом.

Аргіліт сірого кольору, сильно перем'ятий, містить залишки флори, пухкий при виїмці вугілля легко дробиться і становить високозольну частину вугілля, що видобувається. Зольність породних прошарків становить від 69 – 74%.

Безпосередня покрівля пласта представлена аргілітом. Аргіліт темно-сірого кольору, горизонтально-шаруватий, шаруватість виражена слабо. Тріщинуватий, тріщини різноспрямовані закриті. Розвинені дзеркала ковзання спрямовані по напластуванню. Злам не рівний контакт з вугіллям чіткий. Аргіліт середньої міцності і стійкості ф 3. Потужність безпосередньої покрівлі 6,8 м. категорія Б2.

Основна покрівля пласта складена алевролітом і аргілітом. Алевроліт сірого кольору слюдистий, шаруватість горизонтальна по напластованню, виражена слабо.

Характеризується середньою міцністю, потужність 3.8 м, f -3, категорія А1.

Безпосередня ґрунт пласта представлена аргілітом. Аргіліт сірого кольору дрібнозернистий, шаруватість виражена слабо, тріщинуватий, потужність 4,5 м. f 3, категорія П2.

При установці кріплення слід враховувати загальну потужність нестійких порід контакту ґрунту вугільного пласта складову до 0,15 м.

Гіпсометрія пласта спокійна, кут падіння порід 16° . При відпрацюванні лави можливо розтин мелкоамплітудних тектонічних порушень розривного характеру.

Температура вміщуючих гірських порід - 18°C . Температура повітря при нормальному провітрюванні - 18°C . вміщають породи не є небезпечними по раптових викидах і гірських ударах.

Гідрогеологічні умови виїмкової ділянки сприятливі. Водовиділення можливі з ґрунту вугільного пласта. З максимальним можливим припливом до $2\text{м}^3 / \text{год}$.

Надходження газу можливе зі старих гірничих виробок вугільного пласта. В наслідок підробітку і надробітку розглянутої площі гірськими роботами по пластах k8 і 12 ' відбулася повна дегазація пласта і вміщають бічних порід. Очікуване виділення метану- $0.1\text{м}^3\text{хв}$.

Вугільний пласт 11 не небезпечний по газодинамічним явищам. За даними геологічного звіту про дорозвідку та переоцінку запасів кам'яного вугілля поля шахти «Привільнянська» - 1990 р. не схильний до самозаймання. Небезпечний по вибуху вугільного пилу і газу. Природна газоносність вугільного пласта в районі робіт $1,0\text{м}^3 / \text{т. с. б.м.}$

Для прогнозу гірничо-геологічних умов виїмкової ділянки пл. 11 були використані матеріали геологічного звіту про дорозвідку та переоцінку запасів кам'яного вугілля поля шахти «Привільнянська» 1990р. справа свердловини. Р - 1954 і дані

геологічної документації прилеглих гірничих виробок, результати експлуатаційної дорозвідки.

Якісна характеристика пласта:

$A_{\text{декпл.}} - 38,2\%$ $W_{\text{rt}} - 12\%$ $V_{\text{daf}} - 42,0\%$ $S_{\text{об.}} - 3,0\%$

Небезпечні зони

На виїмковій ділянці 1 Південного блоку пл. 11 6 небезпечних зон, з них 4 пов'язані з наближенням і перетином старих погашених виробок одна зона запобіжного цілика у похилого конвеєрного ствола і одна пов'язана з проходженням у розвідувальної свердловини.

1. Небезпечна зона у старих гірничих робіт (транспортні ходки пл.11' №1 і №2).
2. Зона ПГД від старих гірничих робіт по пл. 11 і k8.
3. Бар'єрний цілик у старих гірничих робіт(Південний розвідувальний транспортний штрек пл. 11).
4. Бар'єрний цілик у старих гірничих робіт (транспортний ходок пл. 11' №3.
5. Запобіжний цілик (похилий конвеєрний ствол).
6. Бар'єрний цілик розвідувальної свердловини Р-1954. Свердловина затомпонирування.

Ведення гірничих робіт у межах небезпечних зон здійснюватиметься за спеціальними заходами.

1.2 Характеристика шахти

ВП "Шахта Привільнянська" небезпечна по газу і відноситься до III категорії по метану. Природна метанообільність вугільного пласта 11 на глибині розробки 170м дорівнює 1,0 м3/т с.б. м.і визначена шляхом екстраполяції між ізогазою 5 м3/т с.б. м і межею придатного вугілля на гіпсометричному плані пласта 11. Розрахунком метановиділення з розроблюваного пласта визначено, що природна метаностність пласта X менше залишкової метаностності X_0 ($X \leq X_0$), тому приймається, що метан з пласта не виділяється. Очікуване розрахункове відносне метановиділення з пласта-0 м3 / т, по виїмковій ділянці-0 м3 / т.

Пласт ІІ відноситься до ІІІ групи по пиловому фактору (питоме пиловиділення становить 110 г/т.) і небезпечний по вибухах вугільного пилу.

Вугільний пласт ІІ не небезпечний по газодинамічним явищам - не схильний до гірських ударів і не небезпечний по раптових викидах вугілля і газу. На розглянутій площі (глибина гірничих робіт до 200м) пласт не небезпечний по проривах метану з ґрунту гірничих виробок.

Пласт ІІ на виїмковій ділянці не схильний до самозаймання.

Гідрогеологічні умови відпрацювання виїмкової ділянки сприятливі.

Максимальний можливий водоприток - 2,0 м³/год.

При відпрацюванні виїмкової ділянки при розтині і перетині старих необслідуємих виробок можливі виділення води, шкідливих газів і пульпи.

Ведення гірничих робіт в межах бар'єрних ціликів у старих гірничих робіт буде здійснюватися за спеціальними заходами. При підготовці та відпрацюванні лави ведення гірничих робіт в зонах обвалення порід покрівлі не прогнозується.

Радіаційна якість сировини, згідно з паспортом, виданим відділом радіаційної гігієни Луганської СЕС, відповідає вимогам ДБН В.1.4-1.01. 97 п. 51.

Температура шахтного повітря в очисному виробленні при нормальному провітрюванні 16⁰С

1.3 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрите:

- двома центрально-здвоєними вертикальними стволами (клітьовим №2 і скіповим), пройденими до горизонту 146 м;
- стволом №3, пройденим до горизонту 840 м;
- стволом №4, пройденим до горизонту 840 м (законсервований в 1999 році і затоплений до горизонту 740 м);
- наклонним конвеєрним стовбуром;
- Західну вентиляційним стволом;
- Центральні похилим вентиляційним стволом;

- діагональним людським ухилом, пройденим з горизонту 146 м до горизонту 740 м;
- конвеєрним ухилом, пройденими до горизонту 400 м.

Крім того, квершлагами на горизонтах 400 і 740 м розкритий пласт k8, а з пласта k8 квершлагами розкритий на горизонтах 400, 540 і 740 м пласт m3. (Квершлаг горизонту 400 м погашений). Вироблення горизонту 840 м і ухили до позначки мінус 590 м затоплені.

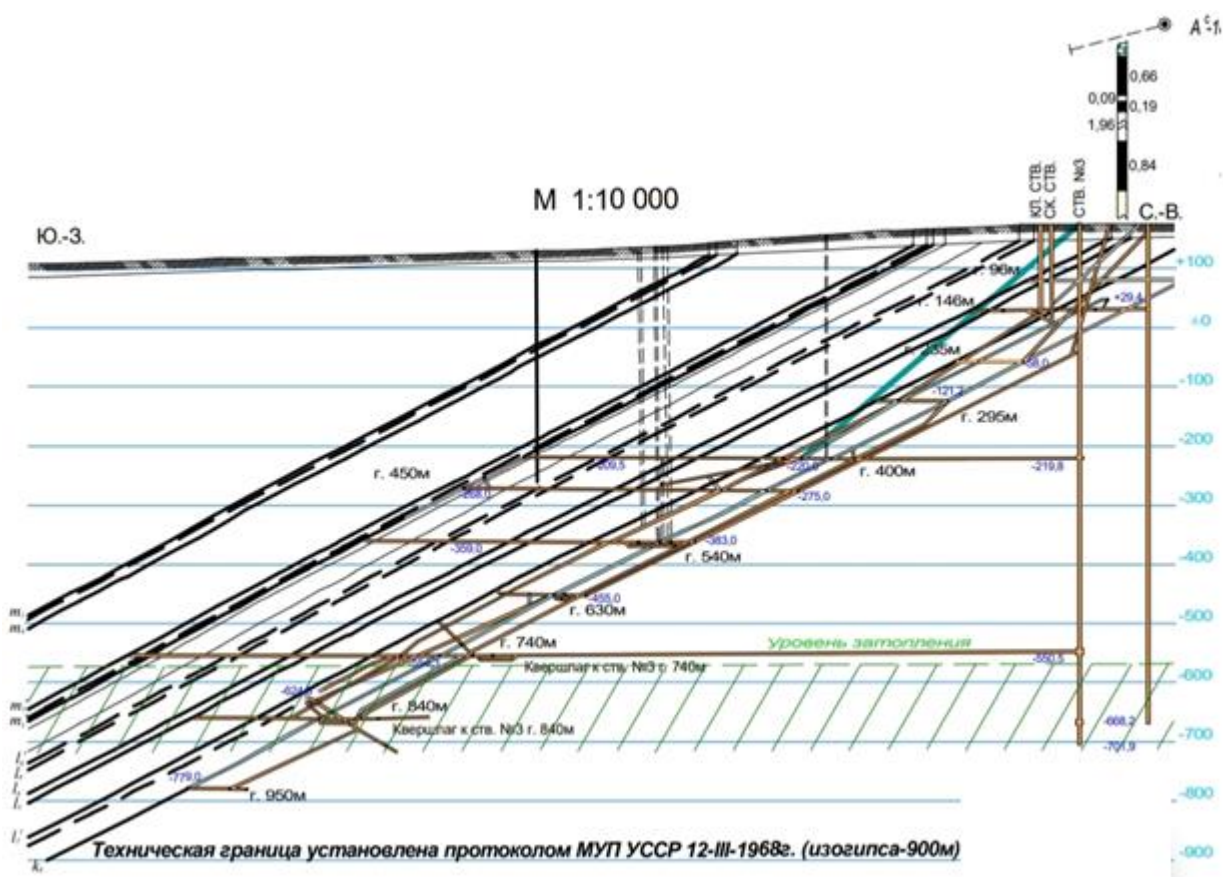


Рисунок 1. Схема розкриття шахтного поля

. Розкриття виїмкового поля пласта l1 передбачається здійснити конвеєрним ухилом пласта l1, що проводиться з похилого конвеєрного ствола до позначки південного розвідувального транспортного штрака. Довжина ухилу-55м

1.4 Підготовка виїмкової ділянки

Підготовка виїмкової ділянки 1-го Південного блоку пласта ІІ для відпрацювання його очисними камерами здійснюється наступними підготовчими виробками:

- південним розвідувальним вентиляційним штреком пласта ІІ;
- південним вентиляційним ходком пласта ІІ;
- вентиляційним штреком пласта ІІ;
- вентиляційним ходком пласта ІІ;

Сутність підготовки виїмкового поля 1-го південного блоку пласта ІІ при камерно-стовпової системи розробки полягає в проведенні основної транспортної виробки – 1-й південний конвеєрний штрек пласта ІІ, по якому буде проводитися видача гірської маси на похилий конвеєрний стовбур з розвідувальних печей 1-ї південної лави пласта ІІ і вентиляційних виробок:

- південного вентиляційного ходка пласта ІІ,
- вентиляційного ходка пласта ІІ
- вентиляційного штрека пласта ІІ для подачі свіжого повітря.

Для виведення вихідного струменя і запасного виходу в міру проведення нова розвідувальна піч збивається з підтримуваною сусідньою розвідувальною піччю вентиляційними просіками пласта ІІ через кожні 6м.

Послідовність проведення підготовчих виробок у період підготовки виїмкової ділянки

Підготовчі вироблення проводять в наступній послідовності:

- конвеєрний ухил пласта ІІ – 120м;
- південний конвеєрний штрек пласта ІІ - 60м (загальна протяжність 400м);
- південний вентиляційний ходок пласта ІІ-40м;
- вентиляційний штрек пласта ІІ-30м (загальна протяжність 320м);
- вентиляційний ходок пласта ІІ-30м;

Площа поперечного перерізу виробки обрана за умовами розміщення технологічного обладнання на час проведення і на період експлуатації, пропуску

необхідної кількості повітря, можливості безремонтного підтримки виробок на весь термін служби.

Кріплення дільничних виробок передбачається виробляти дерев'яним кріпленням, податливість якої досягається за рахунок загострення кінців стійок під «олівець». Під дією гірського тиску кінці стійок мнуться і крепь проіпускається (присідає).

Характеристика розкривають і підготовчих виробок

Найменування показників	конвеєрний ухил пл. 11	Південний розвідувальний вентиляційний штрек пл. 11	Південний вентиляційний ходок пл. 11	вентиляційний ходок пл. 11	вентиляційний штрек пл. 11
Перетин вироблення: у світлі в проходці	12,8 м ² 16,0 м ²	10,4 м ² 13,0 м ²	6,0 м ² 7,1 м ²	6,0 м ² 7,1 м ²	6,0 м ² 7,7 м ²
Тип кріплення металева арочна АП13,8	дерев'яна рамна трапецевидної форми	дерев'яна рамна трапецевидної форми	дерев'яна рамна трапецевидної форми	дерев'яна рамна трапецевидної форми АП	дерев'яна рамна трапецевидної форми
Елементи кріплення	2стойки верхняк	3стойки ø18см верхняк ø18см	3стойки ø18см верхняк ø18см	3стойки ø18см верхняк ø18см	3стойки Ø18см верхняк ø18см
Тип затяжки	дерев'яна	дерев'яна	дерев'яна	дерев'яна	дерев'яна

Щільність установки кріплення	1,0 р/м	1,25 р/м	1,25 р/м	1,25 р/м	1,25 р/м
Спосіб відбійки гогірничої маси	ВМ	ВМ	ВМ	ВМ	ВМ
Спосіб уборки і доставки г/маси	вручну на конвейер Л100	скреперна установка 30ЛС	скреперна установка 30ЛС	скреперна установка 30ЛС	скреперна установка 30ЛС

Загальний обсяг проведення підготовчих виробок за період підготовки виїмкової ділянки 1-го південного блоку пласта ІІ становить 260м

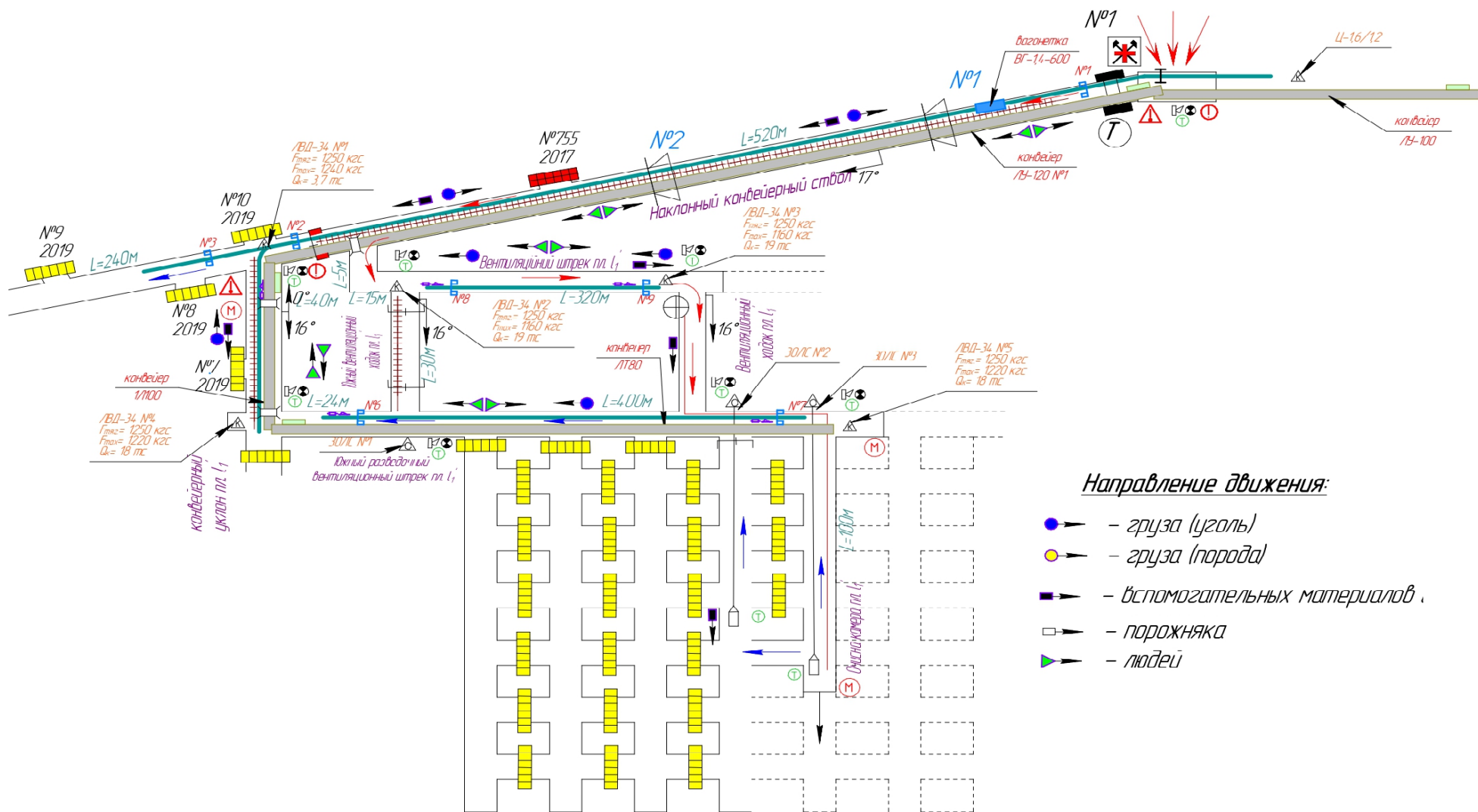


Рисунок 3 Схема камерно- стовпової підготовки блока №1 пласта l_1

Потім починається відпрацювання виїмкової ділянки розвідувальними печами. З південного вентиляційного штрека пласта ІІ за допомогою відбійних молотків і скреперної установки проводяться розвідувальні печі пласта ІІ протяжністю 80-100м і шириною 3,2 м вниз по падінню пласта з подальшою прикоскою шириною 2,0 м в зворотному напрямку (рис 3)

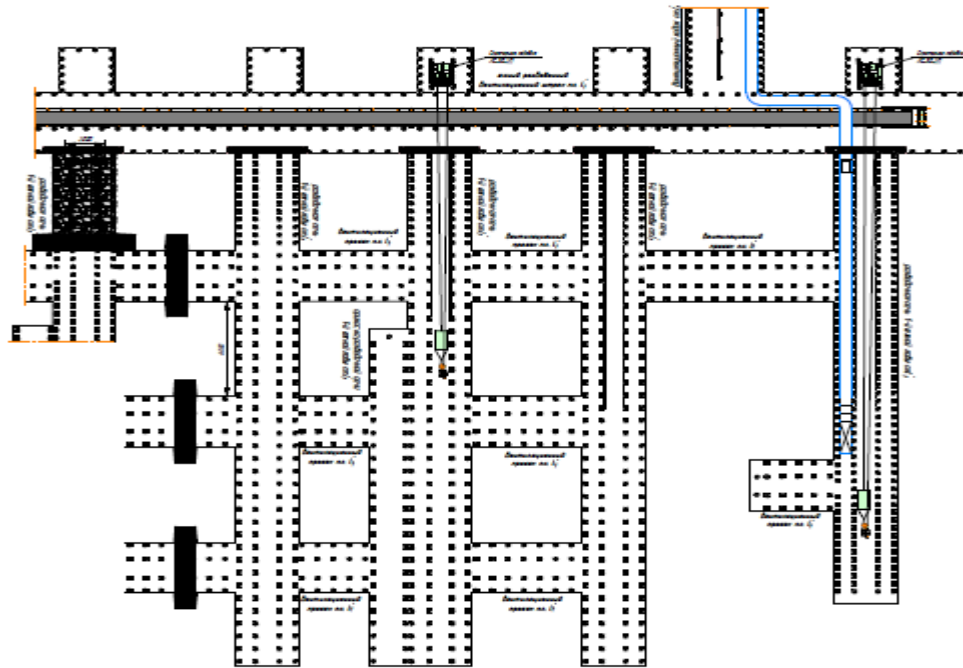


Рисунок 4. Паспор кріплення і проведення виробок

2. ВИБІР ТЕХНОЛОГІЇ ВИЙМАННЯ ТОНКОГО ПЛАСТА

2.1 Засоби безлюдного виймання вугілля тонких пластів і область їх використання.

Під безлюдним вийманням вугільних пластів розуміють такі технології, при яких виробничий процес виймання в очисному вибої нормально здійснюється без робітників. Вони керують всіма операціями з підготовчих виробок.

Вугільна промисловість має позитивний досвід промислового випробування цілого ряду технологічних схем безлюдного виймання: бурошнекове виймання, яке є типово безлюдним вийманням надтонких пластів з слабкими боковими породами; скреперостругове виймання надтонких пластів з стійкими боковими породами; гідравлічний спосіб вуглевидобутку дозволяє здійснити безлюдне виймання пластів будь-якої потужності; з використанням коротковибійної технології на базі

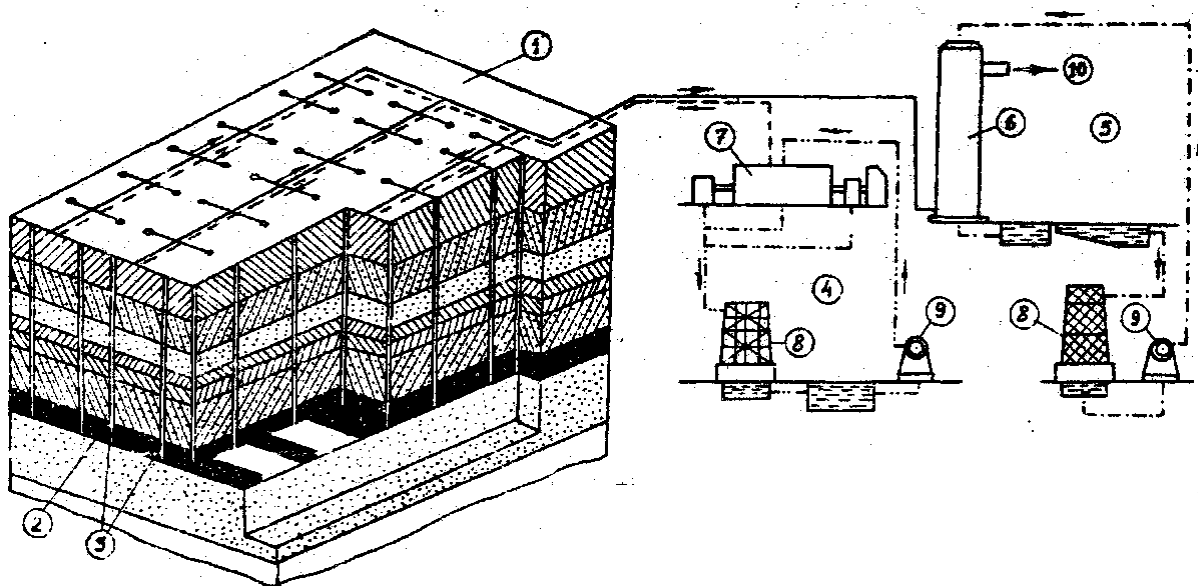
сучасних самоходних комбайнів також розробляються технологічні схеми безлюдного виймання вугілля.

Крім того розробляються хімічні способи безлюдної виймання вугілля. Хімічними способами безлюдного виймання вугілля називають способи виймання вугілля при яких вугілля змінює свій агрегатний стан. Поки що ці способи не набули широкого використання як в Україні так і в світі. До хімічних способів відносять: підземне спалювання вугілля; підземна газифікація вугілля.

2.2 Підземна газифікація вугілля.

З 1930 по 1941 роки в СРСР вперше були здійснені дослідження по підземній газифікації вугілля для отримання генераторного газу і було побудовано 6 станцій "Подземгаз". У зв'язку з тим, що в післявоєнний час набрала величезні темпи розвитку і широке поширення здобич природного висококалорійного газу, інтерес до підземної газифікації вугілля ослабів [24].

Підземна газифікація вугілля стала нерентабельною для більшості країн через низьку калорійність газу ($500-1200 \text{ ккал/м}^3$), високих втрат і неефективності спалювання газу в котельних.



Для діючої шахти, з розвитою мережею гірничх виробок і відпрацьованих пластів, цей спосіб видобутку вугіля не може бути використаний із-за складності їх герметизації і екологічного впливу на денну поверхню.

2.3 Підземне спалювання вугілля.

Сутність цієї технології полягає в підземному спалюванні залишених в надрах целіків вугілля з отриманням на поверхні нових видів енергоносіїв при використуванні всмоктуючого способу подачі повітря у вогнище горіння. Технологія підземного спалювання вугілля, як виробничий процес, включає:

- підготовку запасів вугілля, що знаходяться в надрах, до спалювання;
- кероване спалювання підготовлених для цієї мети вугільних блоків з витяганням на поверхню газоподібних продуктів, що утворюються;
- утилізацію теплової енергії, хімічного потенціалу і речовинної субстанції продуктів підземного спалювання вугілля на виробництво володіючої споживацькими якостями продукції – гарячої води, пари, електроенергії, газового або синтетичного палива, а також хімічної сировини і полі продуктів;
- очищення газів, що викидаються в атмосферу, і стічних вод від забруднюючих, шкідливих і токсичних домішок і хімічних з'єднань з похованням або утилізацією відпрацьованих при їх очищенні реагентів на виробництво побічної продукції[25].

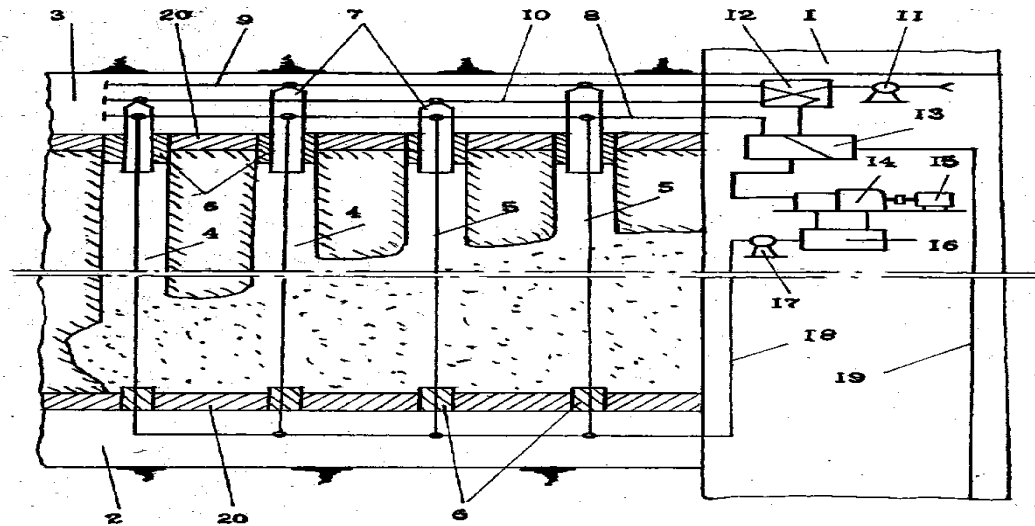


Рисунок 6 Схема підземного спалювання вугілля.

Виростиння цієї технології видобутку вугілля в умовах шахти теж не можливо, бо залишення целіків не передбачено планом розвитку гірничих робіт.

2.4 Механічні способи безлюдного виймання вугілля.

Механічними способами безлюдного виймання вугілля називають способи безлюдного виймання вугілля при яких вугільний пласт руйнується під фізичним впливом, а агрегатний стан вугілля при цьому не змінюється. Механічні способи можна розділити на способи безлюдного виймання для пологих та похилих пластів. Для пологих: бурошнекове виймання вугілля; видобуток автоматизованими вугільними агрегатами; гідравлічне та механогідравлічне виймання вугілля; коротковибійна технологія; для похилих: видобуток вугільними пилами та таранами; підривний спосіб виймання вугілля; клиновий спосіб виймання вугілля[30].

Бурошнекове виймання вугілля, стругами та скреперостругами використовується як на пологих так і на похилих пластах.

2.4.1 Видобуток вугільними агрегатами.

При агрегатному способі всі операції по виїмці вугілля в очисних вибоях, а також по кріпленню привибійного простору і управлінню покрівлею комплексно

механізовані і відбуваються за допомогою єдиної машини (агрегату). Управління операціями проводиться дистанційно з штреку.

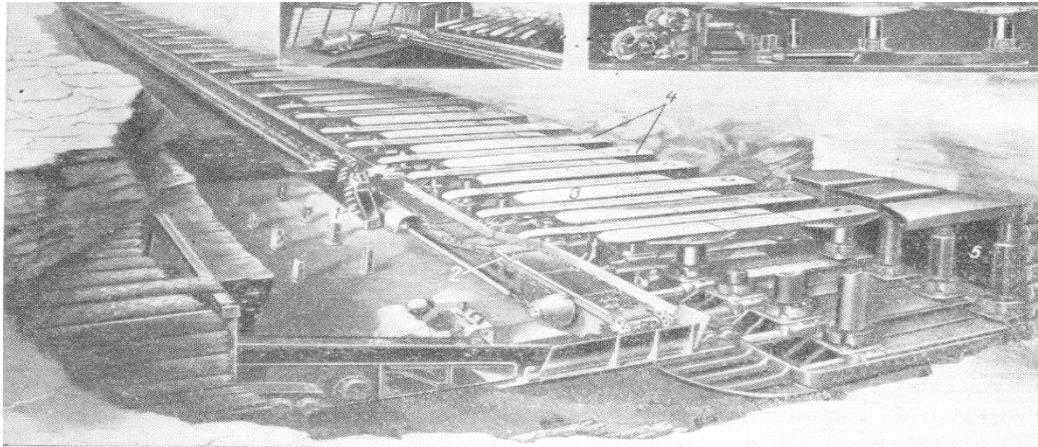


Рисунок 7 - Комплекс з вугільним агрегатом

Вуглевидобувною машиною може бути вугільний комбайн, стругова установка тощо.

Технологію видобутку вугільними агрегатами розглядати не будемо враховуючи відсутність коштів на придбання дорогого обладнання і підготовку нової лави.

2.4.2 Гідравлічне та механогідравлічне виймання вугілля.

Як показує досвід експлуатації гідрошахт і гідродільниць, відносно просто і ефективно можна вирішити питання безлюдного виймання вугілля при гідравлічному способі вуглевидобування. Основним показником гідровидобутку є повна механізація всіх основних процесів по видобутку вугілля. При відповідному тиску води і міцності вугілля ефективне руйнування вугілля гідромонітором можна вести з відстані 8—10 м. Це дає можливість робітникам, які ведуть роботи з добутку вугілля, в процесі гідровідбійки знаходитися в закріпленій частці підготовчих вироблень, а самотечний гідротранспорт вугілля з очисного вибою забезпечує цілкову відсутність людей у виробленому просторі.

Підземний гідровидобуток вугілля в окремих умовах має переваги перед звичайними технологіями добутку вугілля. Пояснюється це тим, що кількість основних операцій в порівнянні з звичайною технологією добутку вугілля

скорочується до двох - відбійки і транспортування вугілля; скорочується також число допоміжних операцій.

Навіть при недосконалості технологічних схем, що приймаються і устаткування дозволили отримати при гідродобутку нижчу собівартість вугілля, більш високу продуктивність праці і менші витрати кріпильного лісу, чим при добутку вугілля звичайним способом в сопоставляємих умовах. Крім того, в гідрошахті майже ліквідується запиленість повітря [27].

Розглянемо гідровидобуток з підетажною системою.

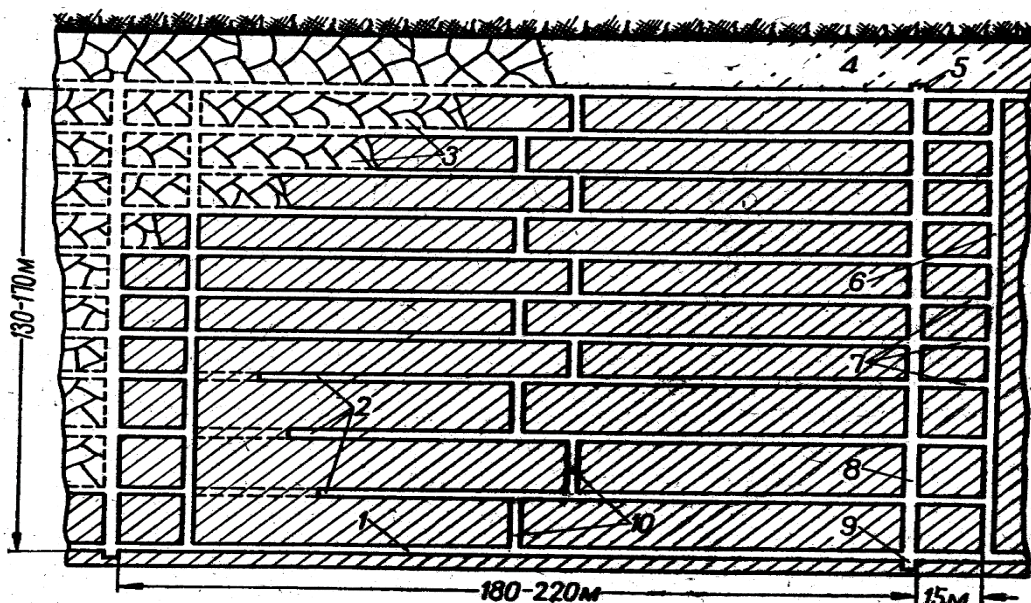


Рисунок 8 - Схема виймальної ділянки при гідровидобутку: 1-акумулюючий штрек; 2-підетажні штреки; 3-очисні вибої 4-вентиляційний штрек; 5-камера експлуатаційної лебідки; 6-ходова піч; 7-просіки; 8-пульпопускна піч; 9-камера прохідницької лебідки; 10-міжетажні пічі.

Шахтне поле відпрацьовується окремими виймальними ділянками від кордонів до ствола (рис.8). Ходова і пульпопускна піч проходяться заздалегідь по повстанню пласта з використанням вибухових матеріалів. Печі через 10—15 м збиваються із застосуванням напірної води, для чого по ходовій печі тимчасово прокладається водоводний став. Заздалегідь настеляються водневі і пульпопускні труби, встановлюються вентилятори часткового провітрювання на

просіках і обладналася ходова піч. Таким чином, проходка і оснащення цих печей абсолютно не впливають на роботу очисних і подготовчих забоїв попередньої виймальної ділянки. Після цього починається нарізка підповерхових штреків. При гідровидобутку дотримується незалежність операцій по проходженню підготовчої виробки, з одного боку, і доставці лісу і допоміжних матеріалів — з іншого. Поки гідромоніторщик проводить відбій, решта членів бригади доставляє ліс, жолоби і труби. На проходження 3-4 м підповерхового штреку витрачається всього 30-50 хв, на кріплення – 80-90 хв [24].

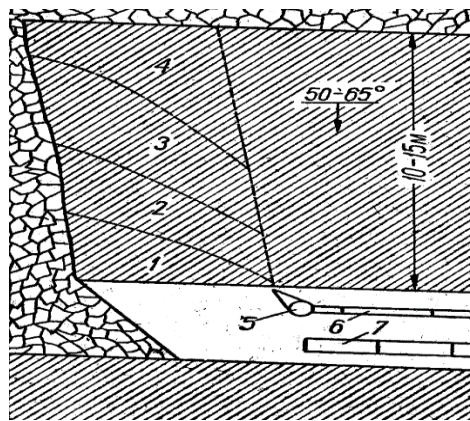


Рисунок 9 - Схема виймання вугілля відкритими заходками: 1,2,3,4-порядок відробки заходок; 5-гідромонітор; 6-водовідвід; 7-жолоба

Гідровідбійка вугілля здійснюється за допомогою дистанційних гідромоніторів. Пульпа подається в акумулюючих штреках по трубах діаметром 300 мм, а в пульпопускних печах по трубах в 200 мм. Очисні роботи ведуться відкритими, закритими і комбінованими заходками.

Досвід показав, що виїмка відкритими заходками найбільш ефективна у верхніх підповерхах. На нижніх підповерхах застосовують комбіновані і закриті заходки.

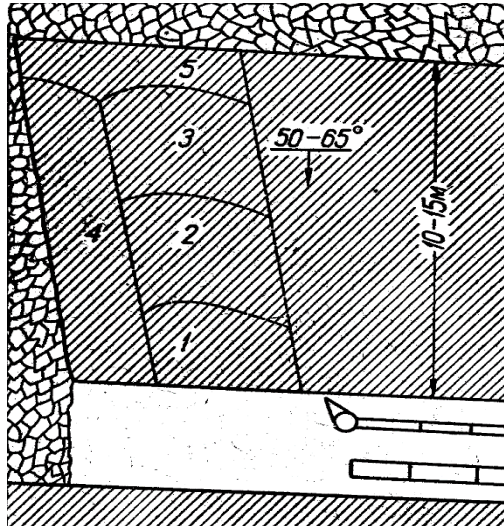


Рисунок 10- Схема виймання вугілля закритими заходками: 1,2,3,4,5-порядок відробки заходок.

Технологія гідравлічного виймання не може бути використана для удосконалення камерно- стовбої системи розробки , бо відсутня на шахті система ерліфтного підйому вугільної пульпи і обладнання для виділення вугілля із неї.

2.4.3 Бурошнекове виймання вугілля.

Технологія бурошнекового виймання це виймання вугілля без кріплення і присутності людей в очисному вибої шляхом послідовного буріння в одну або обидві сторони від підготовчої виробки, в якій розміщуються одна або дві бурошнекові установки, свердловин діаметром декілька менше потужності пласта, відокремлених одна від одної вугільними ціликами, що залишаються для управління покрівлею пласта в надрах або частково витягуються, з транспортуванням вугілля від вибою до гирла свердловини періодично нарощуванням і потім витягуванням шнековим ставом, з кріпленням підготовчої виробки рамним або комбінованим (рамним у поєднанні з анкерним) кріпленням з кроком установки, відповідним сумарній ширині свердловини і міжсвердловинного вугільного цілика (при рамному кріпленні ніжки проміжних рам перед бурінням свердловин знімаються, після витягання бурового ставу і пересування бурошнекової установки на нове місце - відновлюються).

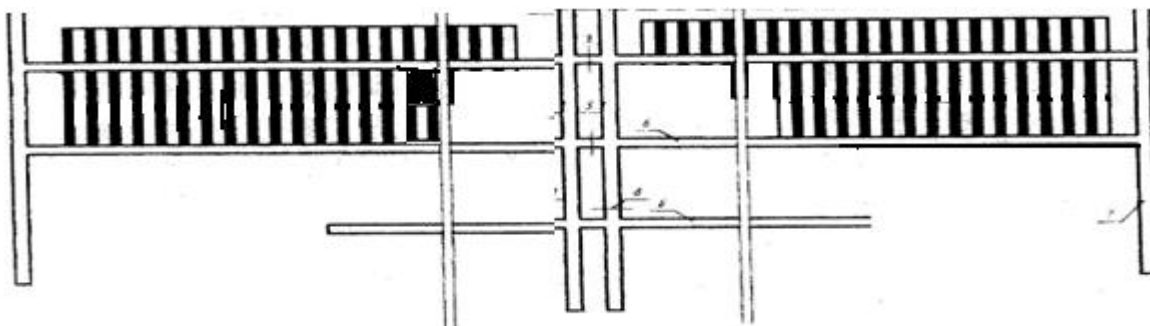


Рисунок 11 Схема підготовки пласта до очисної виїмки буро-шнековими машинами

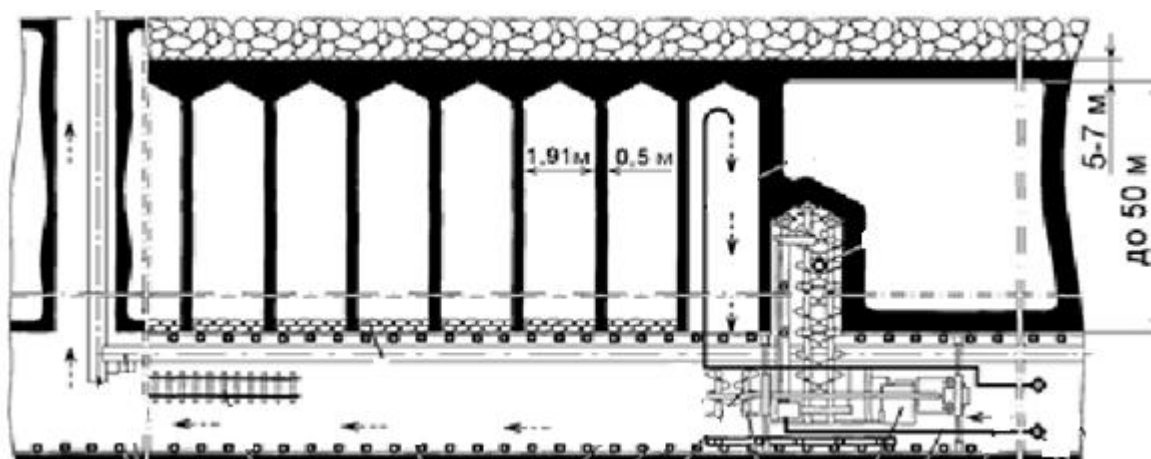


Рисунок 12 Технологічна схема з одностороннім вийманням вугілля

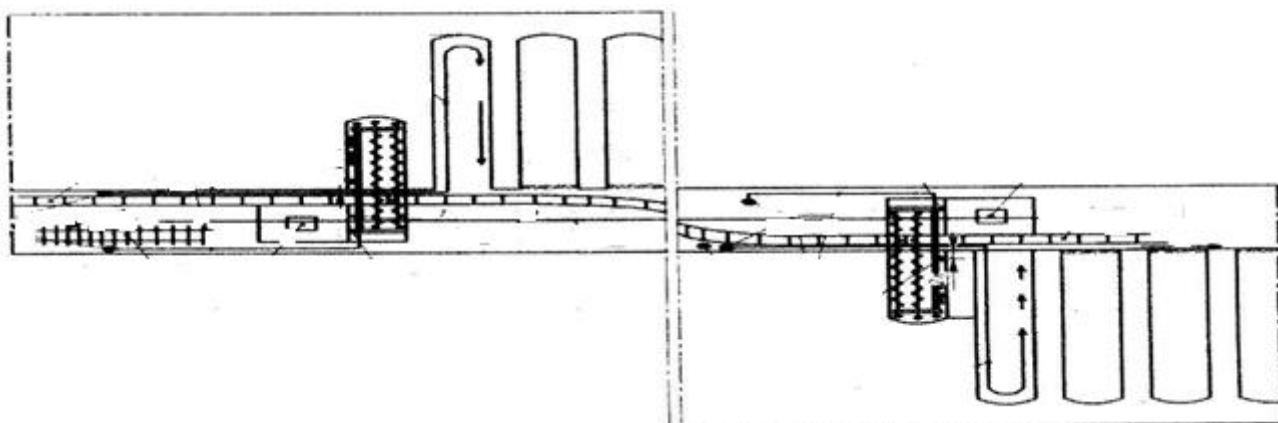


Рисунок 13 Технологічна схема з двостороннім вийманням вугілля

Є велике число конструкцій бурошнекових установок як для роботи на вугільних розрізах, так і для роботи в підземних умовах. Бурошнекові установки для підземних розробок відрізняються меншими габаритами і застосовуються для відробки пластів потужністю 0,45—1,5 м. Діаметр бурових коронок установок змінюється від 0,4 до 1,45 м, довжина шнекових секцій змінюється від 1,2 до 1,9 м, а потужність приводів — від 30 до 160 кВт [30].

Бурошнекові установки можуть бурити свердловини без подальшого їх розбурювання і з розбурюванням свердловин при витяганні бурового ставу (остання схема роботи знайшла вживання тільки в шахтних умовах).

В результаті промислової експлуатації машин, починаючи з першої вітчизняної ШН-55 (1959 р.) і завершуючи бурошнековим комплексом БШК-2ДМ, встановлено, що їх вживання забезпечує в порівнянні з існуючими струговою і комбайновою технологіями при виїмці малопотужних пластів наступні переваги: зменшення витрат на видобуток 1 т вугілля в 1,5 разу; підвищення продуктивності праці робітників в 2 - 2,5 разу; скорочення витрат лісу, металу приблизно в 10 разів; підвищення комфортності праці і рівня безпеки робіт. В результаті виконаних досліджень, аналізу вітчизняного і зарубіжного досвіду запропоновано застосовувати пневмотранспорт для переміщення (у закритій системі) вугілля від вибою свердловини до відкотної виробки. Питання пневмотранспортування вугілля в межах експлуатованої шахти досить широко вивчене, а розрахункові і експериментальні дані підтверджують принципову можливість доставки відбитого вугілля по трубопроводу за рахунок енергії стислого повітря. Розрахунковий діаметр трубопроводу транспортної системи для комплексу, що має характеристики БШК-2Д, складає 225-300 мм, тиск стислого повітря - 0,4-0,6 МПа. [30].

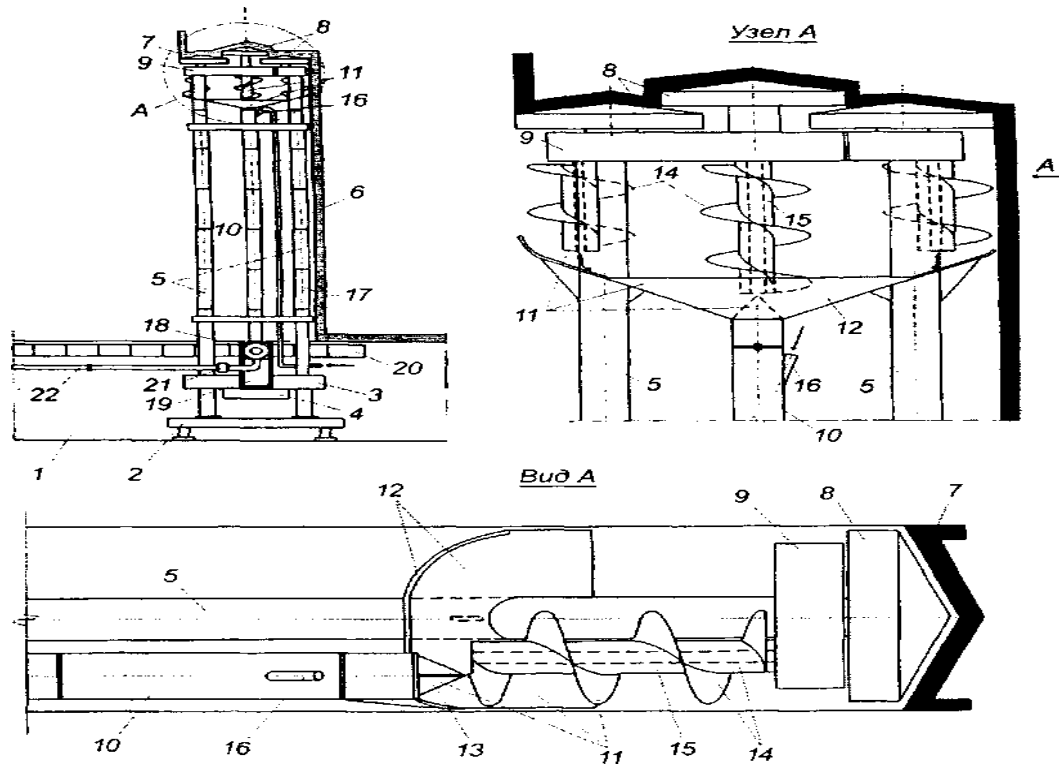


Рисунок 14 – Буршнековий комплекс БШК-2Д

Ухвалене технічне рішення є основою для створення нового ефективного і безпечного засобу безлюдного виймання тонких - бурового пневмотранспортного комплексу (БПТК). Сутність цього комплексу полягає в наступному (рис.14). У підготовчій виробці 1 встановлена станина 2 з приводами обертання 3 і подачі 4 спарених секційних ставів 5, розташованих в свердловині 6 і забезпечених в зоні забою 7 ріжучим органом 8 з редуктором 9. Між спареними секційними ставами 5 розташований став, що не обертається 10, виконаний у вигляді труби діаметром 225 - 300 мм. У верхній частині ставу 10 влаштований блок завантаження 11, що включає спрямовуючий кожух 12, усередині якого розміщені: калібруючий відбійник 13, закріплений на вході ставу, який не обертається 10, і живлячі шнеки 14, порожнисті вали 15 які встановлені консольно і кінетично сполучені з редуктором 9 ріжучого органу 5. Тут же, в зоні блоку завантаження 11, на ставі 10 влаштований пневмоекжектор 16, сполучений з повітропроводом 17. У нижній частині став 10 обладнаний циклоном 18, виконаним з можливістю чолнокового переміщення над бункером 19, під яким розташований скребковий конвеєр 20, і

через повітряний фільтр 21 зв'язаний з трубопроводом 22 системи дегазації. Бурошнековий пневмотранспортний комплекс працює таким чином. По повітропроводу подають стисле повітря на пневмоежектор, розміщений на ставі, який не обертається, і в порожнисті вали живлячих шнеків. Включають розташовані в підготовчій виробці на станині приводи обертання і подачі спарених секційних ставів. При цьому спарені стави передають обертання через редуктор на ріжучий орган, переміщаються по свердловині на забії, і ріжучий орган руйнує пласт вугілля. Відбите вугілля підхоплюють живлячі шнеки і в межах направляючого кожуха блоку завантаження через калібруючий відбійник подають в став, що не обертається. Тут вугілля підхвачується потоком повітря, створений пневмоежектором, і по ставу, що не обертається, транспортується до циклону, де відбувається зниження швидкості руху вугільної маси і її розвантаження через бункер на скребковий конвеєр. Рухлива щодо бункера конструкція циклона дозволяє рівномірно завантажувати скребковий конвеєр при переміщенні ставу, що не обертається, по свердловині. Повітряний струмінь, що поступає з порожнистих валів живлячих шнеків, забезпечує повну зачистку блоку завантаження від вугілля і створює додаткову тягу в ставі, що не обертається. Одночасно цей повітряний потік захватує метан, що виділяється при руйнуванні вугільного пласта, і по ставу, що не обертається, через циклон і повітряний фільтр доставляє його в трубопровід дегазації для подальшої утилізації. Завдяки тому що спарений секційний став 5 позбавлений шнекової поверхні, став 10 використовується як вуглепровід, де транспортує стисле повітря [30].

Комплекс БПТК вирішує наступні завдання: спрощується конструкція установки і знижується її метало- і енергоємність; зберігається товарна кусковатість корисної копалини; знижується запиленість і загазованість робочої зони, оскільки пил і метан утворюються тільки в зоні руйнування пласта коронкою і віддаляються з неї потоком повітря по трубопроводу; утилізувався метан за рахунок направлення його в систему дегазації; зменшується рівень шуму на робочих місцях унаслідок скорочення кількості робочих частин, що обертаються і

труться в установці; покращуються умови праці шахтарів, підвищується безпека; знижується собівартість 1 т вугілля.

Переваги бурошнекового виймання вугілля:

- повна відсутність робітників в робочій зоні, навіть при ремонтних роботах;
- невеликий обсяг підготовчих робіт (достатньо однієї виробки);
- достатньо 3 робітників обслуговуючого персоналу для роботи установки, що, в свою чергу, дає значно більшу продуктивність ніж при інших технологіях;

Недоліки:

- не можливість використання при великій геологічній порушеності ділянки шахтного поля;
- мала сортність добутого вугілля;
- постійний діаметр шнеків обумовлює виймання вугілля в окремому діапазоні потужності пласта.

Аналізуючи гірничо-геологічні умови пласта, з усіх наведених вище безлюдних технологій перевагу слід віддати бурошнековій технології.

В період 1982-2000 р.р. йшов пошук технологічних рішень по створенню ефективних систем управління буровим ставом і провітрювання вибою свердловин, його надійного зрошення, вдосконалення конструкції бурошнекової машини в частині збільшення її енергоозброєності і зусилля подачі бурового ставу на вибій, скороченню тривалості основних і допоміжних операцій технологічного циклу, подальшому поліпшенню умов праці персоналу. Внаслідок цього створено бурошнекові комплекси нового технічного рівня БШК-2ДМ та КБВ «Вектор». Їх основні позитивні ознаки наступні: змінено компоновку машини і спосіб її пересування вздовж штреку (гусеничний хід замінено на лижі з домкратами пересування); енергоозброєність збільшено до 363 кВт, що забезпечує буріння камер на глибину до 100 м на пластах з опірністю вугілля різанню до 350 кН/м; установки оснащені засобами контролю направленості і управління буровим ставом; змінено конструкцію виконавчого органу, який забезпечує ефективне безперервне провітрювання і високо напірне зрошення при руйнуванні вугілля у

камерах; збільшено довжину камер до 85 м, а ширину – до 2,5 м, що дозволяє підвищити продуктивність комплексу і скоротити втрати вугілля в надрах за рахунок зменшення між камерних ціликів; гідросистему переведено на емульсію; електропостачання переведено на 1140 В; зусилля подачі бурового ставу доведено до 490 кН за рахунок використання у гідросистемі високонапорної насосної станції; установки оснащені центруючим пристроєм, який дозволяє скоротити тривалість операцій при забурюванні, нарощуванні і вилученні бурового ставу; буровий став оснащений автоматичними замковими з'єднаннями; вдосконалені редуктори; зменшені шум і вібрація; пульт управління винесений за межі машини; коронки стали іскробезпечними з системою провітрювання вибою, що дозволяє використовувати установку на газоносних пластах до 20 м³/т.

Основні технічні дані бурошнекових машин наведені в таблиці 2.1

Таблиця 2.1

Технологічні характеристики бурошнекових машин

Показники	Тип машини		
	БШУ	БШК-2ДМ	КБВ «Вектор»
Технічна продуктивність, т/хв. при опірності вугілля різанню 200 кН/м 350 кН/м	1,2 -	2,0 -	2,0 1,5
Виймальна потужність пласта, м	0,6-0,85	0,6-0,9	0,6-0,9
Кут падіння пласта, град. за підняттям за падінням	до 15 до 15	до 25 до 10	до 25 до 15
Діаметр бурових коронок, мм	625; 700	625; 750; 850	625; 750; 850
Кількість коронок	2	3	3
Відстань між осями бурових коронок, мм	640	640	640
Ширина виймальної камери, мм при буро-			

вих коронках діаметром: 625 мм 700 мм 750 мм	1265 1342 -	1905 - -	1905 - 2500
Довжина виймальної камери, м не більше	50	85	100
Частота обертання шпінделя, об./хв.	46; 65	55; 60	46; 63
Швидкість подачі бурового ставу, м/хв. робоча маневрова	до 3 до 3	до 3 до 4,5	до 3 до 4,3
Зусилля подачі бурового ставу, кН	до 150	до 320	до 490
Спосіб пересування машини	На гусенич-нім ході	Гідродомкратами на лижах	Гідродомкратами на лижах
Показники	Тип машини		
	БШУ	БШК-2ДМ	КБВ «Вектор»
Розрахункова швидкість ходової частини, м/хв.	1,38	до 2,0	до 2,0
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	133	235	363
Робоча напруга, В	660	1140/660	1140/660
Габаритні розміри, мм довжина ширина висота	6000 2600 1600	6500/14840* 3275 1870-2210	6210/11800* 3240 1870
Система пилоподав-лення	зрошення	зрошення	високонапірне зрошення
Тиск води біля форсунок, МПа	2-2,5	до 1,5	10,0
Маса комплекту пос-тавки, т	37,7	54,2	75,0
в т.ч. бурошнекової машини	16,0	19,0	19,0

Склад сучасного бурошнекового комплексу наведено на рис.15.

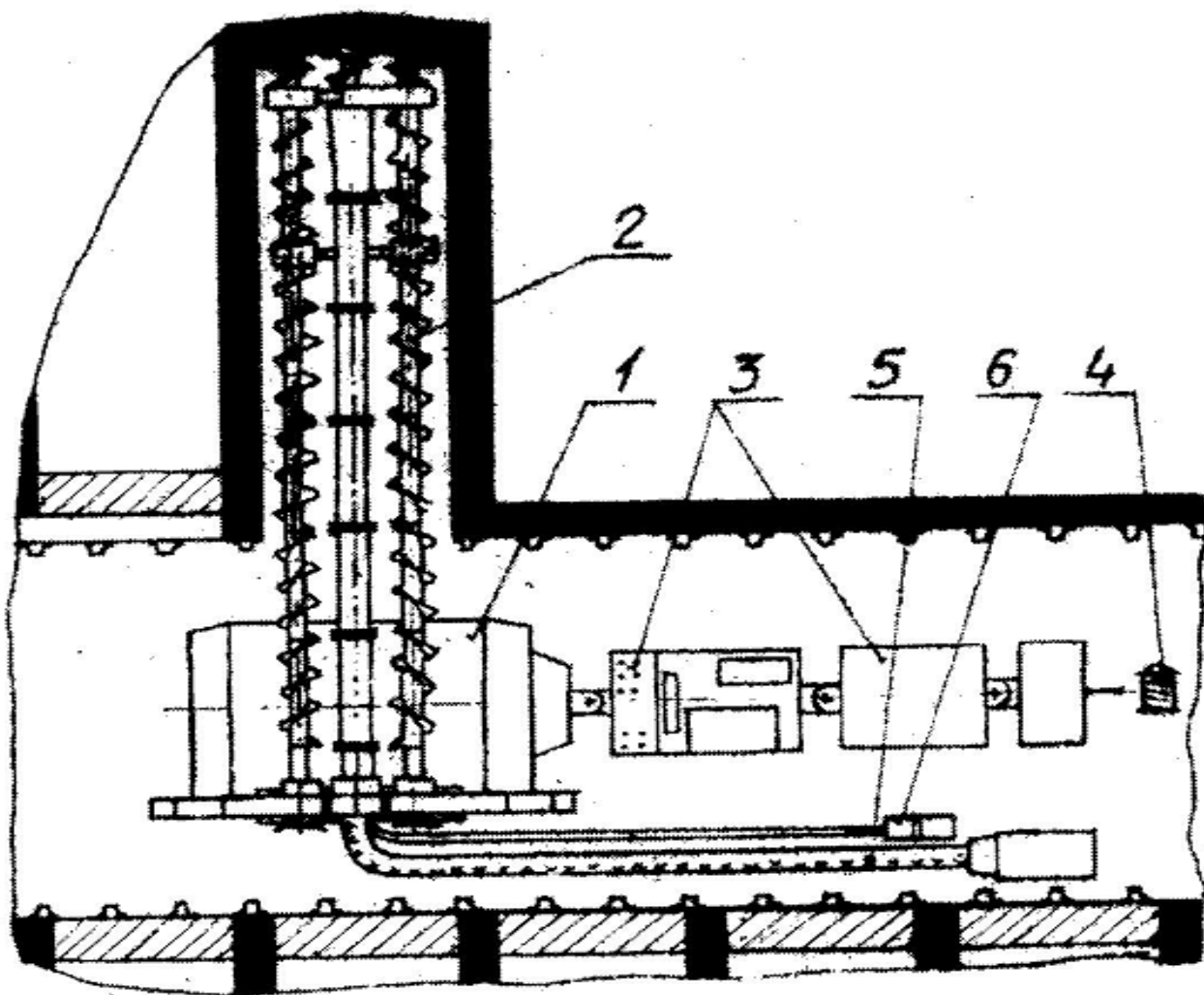


Рисунок 15 – Бурошнековий комплекс КБВ «Вектор»

1 – машина буро шнекова; 2 – бур шнековий; 3- енергоустановка; 4 – пристрій для пересування; 5 – система вентиляції; 6 – система пилоподавлення.

На рис.9 наведено робоче положення комплексу при бурінні камери за підняттям.

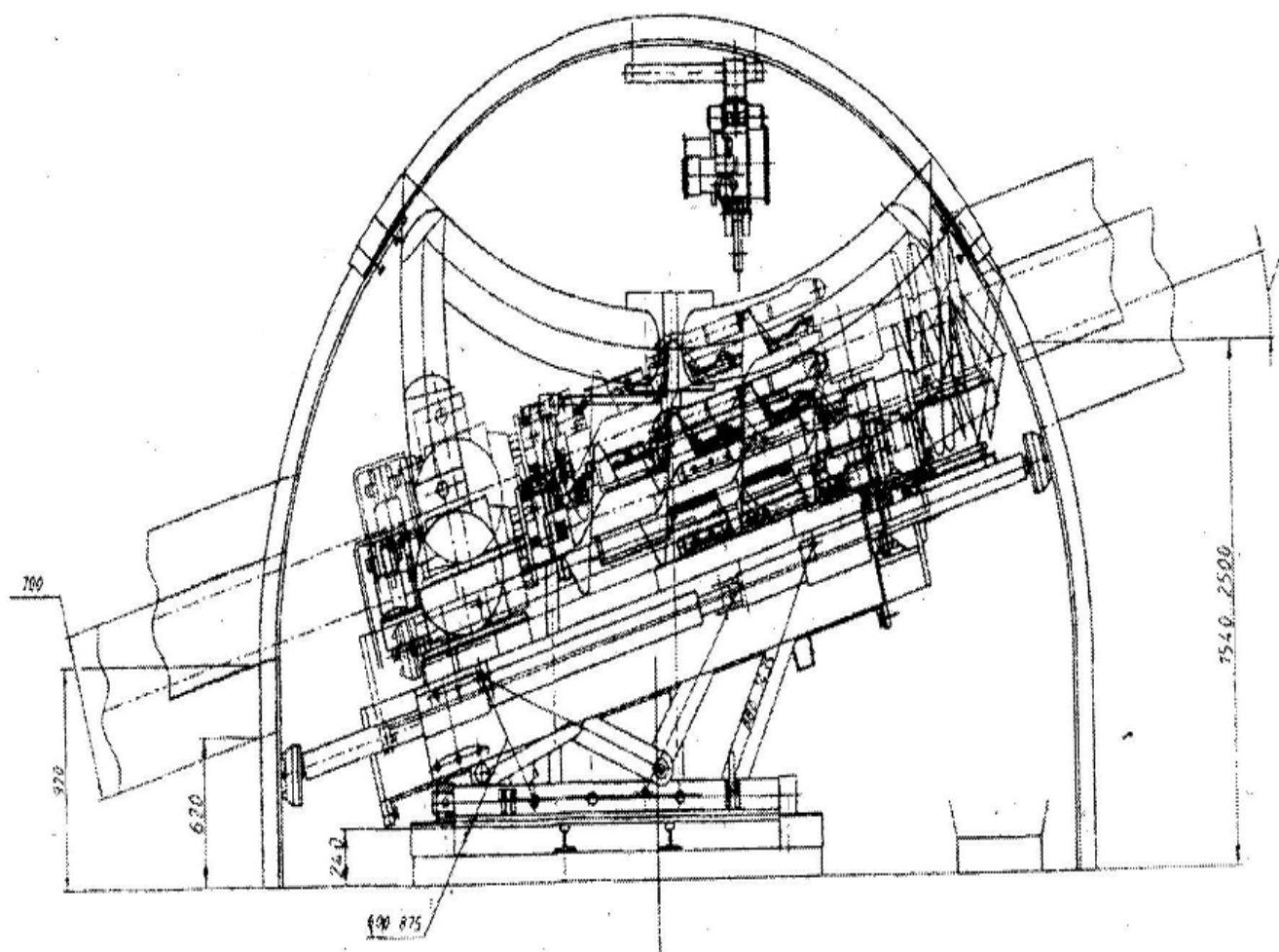


Рисунок 16 – Робоче положення комплексу при буріння за підняттям.

Бурошнековий комплекс складається з бурошнекової машини, шнекового буру, енергоустановки, систем вентиляції, пилоподавлення, і пересування, обладнання для доставки, нарощування і скорочення елементів шнекового буру, а також водоводу ВЗМ і транспортних засобів доставки вугілля. Бурошнекова машина рамна конструкція, яка складається з чотирьох блоків: в середній частині розташований блок гідроподатчика, по краях по одному – блоки орієнтації (лівий і правий). Опорою машини є лижі. Кожна лижа пов'язана з своїм блоком орієнтації шарнірно-ричажною системою і двома гідроциліндрами. Крім того, до складу машини входять центруючий пристрій, рами приводу, два блоки приводів і механізм довороту шнекового буру. Така конструкція забезпечує установку буро шнекової машини за кутом залягання пласта і компактні розміри блоку орієнтації, які вписуються у габарит висоти блоків гідроподатчиків. Для бокового розпору машини в підготовчий виробці в блоках гідроподатчику встроєні чотири гідроциліндри розпору. Блоки приводів забезпечують передачу крутячого моменту шнековому ставу, реверсивне обертання ставів і зупинку їх у будь-якому положенні. Довертаються стави в необхідне положення механізмом довороту. Блоки гідроподатчиків здійснюють зворотно-поступове переміщення рами з блоками приводів. Центруючий пристрій забезпечує при нарощуванні (вилученні) шнекового буру соосність шнекових ставів і вентиляційного трубопроводу. Повітряподавальний пристрій, встановлений на рамі машини, забезпечує безперервну подачу у вентиляційний трубопровід розрахункової кількості повітря для провітрювання камер. За допомогою блоку орієнтації здійснюється установка машини для направленої буріння камер за підняттям або падінням пласта, розпор машини у стінки виробки, плоско паралельне пересування машини на величину не менше 300 мм для цілей маневрування при її орієнтації. Виконавчий орган буро шнекової установки – шнековий бур представляє собою конструкцію, яка періодично збирається і розбирається під час роботи з легкоз'єднувальних елементів. Основними складовими виконавчого органу є головна секція (ріжучий орган), дві гілки шнекового ставу і

вентиляційний трубопровід. Головна секція, яка пов'язує гілки шнекових і вентиляційного ставів передньою зтяжкою, утворена редуктором і лівим вузлом підшипників, які жорстко поєнані між собою і встановлені на підпружинених опорах. Вихідні вали головної секції оснащені трьома двошпроміневими коронками, які оснащені зубками РО-65 (ЗМ-90) і шарошечними дисками діаметром 180 мм по лінії різання оконтурюючи зубків з незначним відставанням. Бокові коронки відносно центральної мають випередження 75 мм. Обертаючий момент середньої коронки передається від правого шнекового ставу за допомогою редуктора головної секції, який має привідну і вихідну вал-шестерні, пов'язані двома паразитними шестернями. Корпус редуктора зварний. Вал-шестерні встановлені в ньому на підшипниках і мають шліци, на яких сидять трьохкулачкові пів муфти для стиковки з шнековими ставами і ріжучими коронками. Герметичність редуктора від витоків мастила забезпечується манжетними ущільнювачами по валах, а для захисту попадання в редуктор штибу між корпусами пів муфт і кришками редуктору – конструкцією лабиринтних зазорів [30].

До корпусу редуктору з боку вентиляційного ставу кріпиться секція управління, яка представляє собою коробчату конструкцію, що має патрубок з фланцем для стиковки з вентиляційним трубопроводом. Зверху й знизу на секції управління розташовані чотири одно порожнинних гідроциліндри, які згруповані попарно, гідроциліндри системи управління і гідроциліндри датчику межі «порода-вугілля», штоки яких шарнірно поєднані між собою тягами пружинного механізму звороту штоків. Механізм знаходиться всередині корпусу секції управління і пов'язаний з датчиками положення штоків гідроциліндру, а тяги виведені назовні. Всередині корпусу також розміщені блок електророзподільовачив і клемна коробка. З двох боків від секції управління знаходяться головні шнеки, які при стикованні до ріжучої частини, з зовнішнім діаметром лопатей 570 мм, початкова ділянка яких виконана двохзаходною. До головних шнеків і до секції управління стикуються лінійні секції шнекового буру зварної конструкції з правою і лівою навивкою

лопатею і відповідним красним і світло-сірим кольором. Кожна лінійна секція представляє собою трубу з шнековою лопаттю діаметром 480 мм і трьохкулачковими півмуфтами по торцях. У передній пів- муфті закріплений центровик, за допомогою якого здійснюється стиківка між шнеко-штангами. На другій півмуфті є автоматичний замок, який при стиковці фіксує центровик наступної шнеко-штанги. На корпусі цієї ж півмуфти є діаметрально розташовані два упори, при натискуванні яких здійснюється розкриття замка. Лінійні секції вентиляційного ставу виконані з труби діаметром 320 мм, до торців якої приварені фланці з елементами стиковки і фіксації. У внутрішній їх порожнині є вітрильний клапан, виконаний з прорезиненої тканини, а у верхній частині поряд з клапаном зроблений виріз, який прикривається зовні щитком. При нарощуванні шнекового буру через цей виріз здійснюється безперервна подача повітря в камеру, а клапан перекриває вихід повітря назовні через відкритий при стиковці задній фланець трубопроводу. Тим самим забезпечується безперервне провітрювання камери. По лівій стороні верхньої частини трубопроводу проходять лінії комунікацій, які пов'язують ріжучу частину виконавчого органу з буром шнековою машиною. Лінії комунікацій захищені від пошкодження двома кришками, які закріплені на секціях трубопроводу шарнірно. У нижній частині секції трубопроводу є два вловлювачі у вигляді відрізків труби, які приварені до осі біля фланців під середній захват центруючого пристрою. Для дотримання міжосьової відстані між шнековими ставами виконавчого органу по всій довжині вентиляційного трубопроводу через 5-6 лінійних секцій встановлюються опорні секції, які представляють собою касету у вигляді вентиляційної труби з прикріпленими до неї двома обейчатками. Через них проходять шнеко-штанги з двохзаходними лопатями діаметром 520 мм. В нижній частині труби опорної секції закріплений зачисний лемех двосторонньої дії. Врівноваження двошнекового бурового виконавчого органу з трьома коронками в процесі буріння камери досягається шляхом вирівнювання силових навантажень на правий став з двома коронками, які обурюють вибію камери великого перетину, і лівий став з однією коронкою, яка руйнує вугілля вибою меншого перетину, але

транспортуючий до устя камери додатковий обсяг відбитого вугілля середньою коронкою. Енергоустановка вміщує в собі гідравлічну систему, пульт управління, кінцевий і силовий блоки, станцію управління СУВ350, пусковий шахтний агрегат АПШ. Система вентиляції вміщує вентилятор типу ВМЦ-4,5, а система пилоподавлення – насосну установку 1УЦНС13. Пересування комплексу здійснюється волоком за допомогою лебідки ЛШМ, або спеціальними гідродомкратами. До складу обладнання для доставки, нарощування і скорочення елементів шнекового буру входять монорейка, тельфер ТГП-2,5, траверси, в тому числі один крюковий монтажний стіл. Живлення електрообладнання

здійснюється від пересувної трансформаторної підстанції потужністю не менше 400 кВА. Основні електроспоживачі: два електродвигуна 2ЕДКОФ250LB4 по 110 кВт (або ЕДКВФ250М4 по 132 кВт, або ЕДКВФ250L4 по 160 кВт) для приводу шнекових ставів виконавчого органу; ВРП160S4 потужністю 15 кВт для приводу насосної станції гідросистеми; АИУ132М2 потужністю 11 кВт для приводу вентилятора; 2ЕДКОФ250LB4 потужністю 110 кВт для приводу скребкового конвеєру; ВРП180 потужністю 22 кВт для приводу лебідки ЛШМ; два двигуна потужністю 1,2 кВт для приводу двох тельферів ТГП-2,5; ВРП200М2 потужністю 25,2 кВт для приводу насосної станції зрошення ЦНС13-350. Електрообладнання змонтовано на платформах енергопоїзду. Крім силових агрегатів в системі електропостачання комплексу є комплектне обладнання, яке забезпечує дистанційне дискретне управління всіма механізмами комплексу (з стаціонарного пульта розміщеного на енергоустановці). Система управління вміщує сукупність засобів автоматизації, контролю, захисту, інформаційного забезпечення для виконання управління, підтримання заданих режимів роботи і оцінки функціонування комплексу.

В системі управління комплексом передбачений безперервний контроль параметрів газових обставин і режимів провітрювання в зонах виймання і транспортування вугілля. Особливо слід відзначити в системі управління комплексом наявність індикації положення коронок, датчик «вугілля-порода» і

упереджувальної звукової сигналізації (перед включенням в роботу кожного блоку приводу та ін.). Пульт управління комплексом розташований на енергоустановці з боку машини, забезпечуючи оператору можливість обзору виконання технологічних процесів. На пульті розміщені гідравлічні і електричні органи управління всіма технологічними процесами, а також засоби індикації органу управління і пересування. Режим управління може бути автоматичним, дистанційним і ручним. Система пилоподавлення складається з насосної установки 1УЦНС13 з фільтром, резинового рукава, прокладеного по вентиляційному трубопроводу і форсунок, розташованих на головній секції. Обладнання для доставки і нарощування шнеків складається з монорейки і підйомника з елементами захвату секції шнекового буру (тельферу) [24].

Обладнання, яке не входить в обсяг поставок комплексу, наведене в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2.

Обладнання комплексу

Найменування	Тип	Кількість
Станція управління	СУВ-350А	1
Агрегат пусковий шахтний	АПШ	2
Лебідка шахтна багатофункціональна	ЛШМ	1
Вентилятор для провітрювання камер	ВМЦ-4,5	1
Водовод вибійний, м	ВЗМ 32	200
Установка насосна для зрошення	1УЦНС13 або АЦИС13-350	1
Надгрунтова дорога	ДКНЛ1	1
Тельфер	ТПП-2,5	2
Монорейка	БШК-2ДМ.01.000	1
Стіл монтажний	БШК-2ДМ100	1
Траверса крюкова	БШК-2ДМ200	1
Конвеєр скребковий	СП250	1
Підвіска	БШК-2ДМ400	1
Ключ замковий	БШК-2ДМ 02.000	1

2.4.4 Продуктивність бурошнекового комплексу.

Продуктивність бурошнекового комплексу визначається за формулою:

$$A_{\text{доб.}} = \frac{(T_{\text{зм}} - T_{\text{пзо}}) \ell_{\text{к}} q n_{\text{зму}} k_{\text{н}}}{T_{\text{ц}}};$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, хв., $T_{\text{зм}} = 360$ хв.;

$T_{\text{пзо}}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, $T_{\text{пзо}} = 15$ хв.;

$\ell_{\text{к}}$ – довжина камери, м; для КБВ «Вектор» $\ell_{\text{к}} = 100$ м;

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт недобуру, для КБВ «Вектор» $k_{\text{н}} = 0,985$;

q – вихід вугілля з 1 п.м камери ;

$$q = S k_{\gamma} k_{\text{н}} \gamma;$$

S – площа перетину камери, м²;

$$S = d (b_{\text{к}} - d) + \pi d^2 / 4;$$

d – діаметр бурових коронок, м ; $d = 0,825$ м;

$b_{\text{к}}$ – ширина камери у вузькій частині, м; $b_{\text{к}} = 1,905$ м;

k_{γ} - коефіцієнт, який враховує збільшення перетину камери за рахунок вібрації коронок при бурінні; $k_{\gamma} = 1,05$;

γ – щільність вугілля, т/м³ ; $\gamma = 1,33$ т/м³;

$n_{\text{зму}}$ – кількість змін по вийманню вугілля; $n_{\text{зму}} = 3$;

$T_{\text{ц}}$ – довжина технологічного циклу буріння однієї камери на повну проектну довжину, хв.

$$T_{\text{ц}} = \left[\ell_{\text{к}} k_{\text{н}} \left(\frac{1,05}{V_{\text{б}} k_{\text{зб}} k_{\text{з}} } + \frac{3,15}{V_{\text{м}} k_{\text{т}} } + \frac{5,82}{\ell_{\text{с}} } \right) + T_{\text{к}} \right] k_{\text{р}};$$

1,05 та 3,15 – коефіцієнти , які враховують перепробіг та холості перегони обертувача при установці і знятті шнекового ставу;

5,82 – втрати часу на установку і зняття секції шнекового ставу і вентиляційного трубопроводу, хв.;

$V_{\text{б}}$ – швидкість буріння, $V_{\text{б}} = 1,2$ м/хв.;

$k_{\text{г}}$ – коефіцієнт, який враховує опірність вугілля різанню; при $A=250$ кН/м $k_{\text{г}} = 1$;

V_m – маневрова швидкість подачі, м/хв.; для КБВ «Вектор» $V_m = 4,3$ м/хв.;

$k_{ГБ}$ і $k_{ГМ}$ – коефіцієнти готовності процесів буріння і вилучення ставу;

$k_{ГБ} = 0,75$; $k_{ГМ} = 0,85$;

ℓ_c – довжина секції шнекового ставу, м; $\ell_c = 1,527$ м;

T_k – витрати часу на кінцеві операції; $T_k = 88,2$ хв.;

k_p – коефіцієнт резерву часу на буріння виймальної камери, який враховує додаткові витрати часу на відпочинок, коректировку напрямку буріння камери, заміну ріжучого інструменту, відмови засобів транспорту, простої за відсутністю електроенергії і води у водоводі; $k_p = 1,2$.

$$T_{ц} = \left[100 * 0,985 \left(\frac{1,05}{1,2 * 0,75 * 1} + \frac{3,15}{4,3 * 0,85} + \frac{5,82}{1,527} \right) + 88,2 \right] 1,2 = 796 \text{ хв.};$$

$$A_{\text{доб.}} = \frac{(360 - 15) 100 * 1,11 * 1,05 * 0,95 * 1,33 * 3 * 0,985}{796} = 198 \text{ т / доб.};$$

При використанні технології с двома бурошнековими установками на дільниці і двостороннім бурінням камер вниз і вгору від штреку, добове навантаження на дільницю складе

$$A_{\text{доб.дільн.}} = 396 \text{ т / доб.}$$

2.4.5 Технологія і організація робіт при роботі КБВ «Вектор».

Бурошнековий комплекс КБВ «Вектор» відноситься до машин циклічної дії. Технологічний цикл при вийманні вугілля складається з ряду послідовно і паралельно виконуваних операцій. Тривалість циклу і структура виконуваних операцій залежать від організації праці, яка обумовлюється розташуванням машин у штреку, паспортом його кріплення і гірничо-геологічними умовами залягання пласта. Пересування машини до місця буріння наступної камери здійснюється на величину, яка дорівнює сумарній ширині камери і міжкамерного вугільного цілика, який залишається для управління покрівлею пласта. Протягом зміни комплекс обслуговує ланка з трьох чоловік: машиніст і його помічники- ГРОВ. Навантажувальний пункт дільниці щозмінно обслуговує один оператор (люковий). Профілактичний огляд і планово-упереджувальний ремонт обладнання дільниці,

оснащеної двома комплексами, розміщеними в одному виймальному штреку, виконують електрослюсарі дільниці (в зміну з видобутку – один черговий електрослюсар, в ремонтно-підготовчу – два електрослюсари по ремонту). Перемонтаж обладнання, конвеєрів, переноска навантажувальних пунктів і розминовок для обміну вагонеток (якщо вони є) здійснюється комплексною видобувною бригадою разом з додатково виділеними горно робочими допоміжних служб шахти. Комплекс КБВ «Вектор» односторонньої дії. Основні операції технологічного циклу виконуються в наступній послідовності. Після пересування на нове місце, машину орієнтують відносно профілю пласта, напрямку попередньої камери і штреку, і розпирають в його боки. Після забурювання головної секції виконавчого органу у пласт і корекції його напрямку здійснюється буріння камери. При цьому періодично після поглиблення камери на 1,53 м, виконавчий орган нарощується новою парою лінейних шнекових секцій і однією секцією (в центрі між ними) трубопроводу для провітрювання вибою камери. Через кожні 5-6 лінійних секцій нарощується опорна секція. Організація праці і розподіл обов'язків у ланці при нарощуванні виконавчого органу передбачає управління машиністом буро шнековою машиною і допомога йому з боку його помічників в процесі нарощування. Попередньо вони за допомогою підйомника (тельфера ТПП-2,5) монорейкової дороги доставляють пакет секції від місця їх складання до машини, укладають секцію на машину, довертають (якщо необхідно) шпинделі податчиків до необхідного положення замкових з'єднань. Разом нарощують виконавчий орган. При вилученні його з пробуреної камери ланка виконує ті ж операції циклу у зворотньому порядку. Після буріння і розштибовки камери, вилучення виконавчого органу і складання його секцій, буро шнекову машину разом з енергопоїздом пересувають на нове місце. До складу робіт по його підготовці до буріння наступної камери входять: зачистка штреку, розтягання і підвіска кабелів, установка запобіжного (підтримуючого верхняки рам кріплення) кріплення, а також зняття ножок рамного кріплення, які мішають бурінню камер, зтяжка боків штреку, пересування монорейки. Запобіжне кріплення складається з

двох балок СВП-27 довжиною 6-8 м кожна, підвішується по обох боках штреку до рам на рівні замкових з'єднань і розкріплюється дерев'яними клинами. Після пересування комплексу на нове місце зняті ніжки кріплення встановлюються на своє місце. Комплекс пересувають за допомогою маневрової лебідки ЛШМ або двох гідродомкратів з робочим ходом 1 м. Пробурені камери ізолюються від виймального штреку чураковими перемичками на глині [24].

2.4.6 Розрахунок техніко-економічних показників роботи комплексу

КБВ «Вектор».

Розрахуємо комплексну норму виробітку і розцінку (таб.4).

$$H_k = D_{\text{ц}} / \Sigma \text{п.ч.с.},$$

де $D_{\text{ц}}$ – видобуток вугілля за цикл, т;

$\Sigma \text{п.ч.с.}$ – загальна кількість чоловіко-змін за цикл;

$$H_k = 145/8,082 = 17,94 \text{ т/чол.-зм.}$$

Комплексна розцінка

$$P = Z_{\text{п}} / D_{\text{ц}}$$

$Z_{\text{п}}$ – сума заробітної плати на зміну, грн.

$$P = 1059,52/145 = 7,3 \text{ грн/т.}$$

Планування чисельності та продуктивності праці робітника лави.

Явочний штат працівників бригади за добу:

$$N_{\text{я}} = A_{\text{доб}} / H_k$$

де $A_{\text{доб}}$ – добовий видобуток вугілля;

H_k – комплексна норма виробітки.

$$N_{\text{я}} = 198/17,94 = 11 \text{ чол.}$$

Приймаємо за розстановкою $3 \times 3 = 9$ чол.

Чисельність ГРОВ ремонтної зміни – 3 чол.

$$N_{\text{сд}} = 9 \cdot 2 + 3 = 21 \text{ чол.}$$

Чисельність повременщиків

$$N_{\text{повр}} = N_{\text{д.сл}} + N_{\text{сл.рем}} = 3 + 2 = 5 \text{ чол.}$$

Таблиця 2.3

Розрахунок комплексної норми виробітку й розцінки

Види робіт	Норми виробітки			Обсяг робіт на цикл	Потріб на кількість чол.-змін	Тариф на ставка	Сума зар.плати	Основа для встановлення
	По сбірнику	Виправочний коефіц.	Встановлена					
Виймання вугілля КБВ «Вектор»	198/22		198/22	145	6,6			ЕНВ 93 т.32 22а
В тому числі: МГВМ ГРОВ					2,2 4,4	450 400	990 1760	
Зачистка штреку	21		21	1,25	0,06	400	24	
Встановлення запобіжного кріплення	67,4		67,4	2	0,03	400	12	ЕНВ9 3т.63, 5г
Викладання чуракової стінки на глині	3,79	0,9	3,41	1,235	0,362	400	144,8	ЕНВ Т.228
Затягування боків виробки	81,3		81,3	1,62	0,02	400	8	ЕНВ8 8 т.9
Встановлення кріплення посилення на штреку	15	0,855	12,83	6	0,467	400	186,8	ЕНВ9 8 т,725а
Знімання ножок кріплення	12,8		12,8	3	0,234	400	29,40	ЕНВ Т.196
Встановлення ножок кріплення	10,5		10,5	3	0,286	400	35,90	ЕНВ Т.196
Пересування установки	129	-	129	3	0,023	400	2,01	
Разом					8,082		3192,91	

Собівартість по елементу заробітна плата $3192,91/145=22,02$ грн/т

Сума зарплати на місяць $22,02*9900=217998$ грн

Явочний склад бригади

$$N_{\text{яв}} = 21+5=26 \text{ чол.}$$

Облікова чисельність робітників:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{я}} * k_{\text{сп}},$$

де $k_{\text{сп}}$ – коефіцієнт списочного складу;

$$N_{\text{сп}} = 34*1,82=47 \text{ чол.}$$

Продуктивність праці працівника на вихід:

$$П_{\text{пр}} = A_{\text{доб}} / N_{\text{я}} = 396 / 26 = 15,23 \text{ т/вих.}$$

Місячна продуктивність праці працівника лави:

$$M_{\text{пр}} = A_{\text{доб}} / N_{\text{сп}} = 9900 / 47 = 210,64 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок дільничної собівартості 1 т вугілля.

Розрахуємо витрати на 1 тону видобутку при застосуванні бурошнекової технології видобутку.

Витрати на 1 тону складаються з:

витрат на зарплату;

нарахувань на зарплату;

витрат на матеріали 1 групи;

витрат на матеріали 2 групи;

амортизаційних відрахувань;

витрат на електроенергію.

Таблиця 2.5

Витрати на матеріали 1-ої групи при бурошнековій технології

Матеріал	Одиниця виміру	Витрати на місяць	Вартість за одиницю, грн			Загальна вартість матеріалів, грн
			По гуртовим цінам	транспортно-заготовчі витрати	усього	
Лісні матеріали	м³	100	1330	16,5	346,5	134650
Емульсія	т	1	18650	432,00	9082,00	19082
Змащувальні речовини	т	0,2	15889	300,00	6189,00	3237,8
Зубки	шт.	200	90	1,50	31,5	18000
Змачувач ДБ	т	0,4	10250	262,50	5512,50	42205
Інертний пил	т	10	980	24	504	9800
Запчастини	-	-	-	-	-	50000,00
Інші матеріали	-	-	-	-	-	48139
Разом						546216

Вартість 1 т по елементу „Матеріали 1 групи” $546216/9900=55,25$ грн/т.

Таблиця 2.6

Витрати на матеріали 2-ої групи

Матеріали і малоцінний інвентар	Одиниці виміру	Число одиниць в роботі	Оптова ціна грн		Транспортно- заготовчі витрати, грн	Початкова вартість, грн	Залишкова вартість, грн	Час служби, міс	Сума погашення матеріалів, грн/міс
			За одиниц ю	Загальн а					
Ланцюг конвеєра	м	400	1370	184800	9240	194040	38808	12	412936,00
Рештак	шт	50	14500	225000	11250	236250	57120	12	64928,00
Труби	м	2000	1104	208000	10400	218400	43600	12	2014567,00
Кабель	м								
ВЄВ6Шв		900	1221	198900	9945	208845	40856	12	913999,00
КГЕШ 3*75		500	1350	175000	8750	183750	20076	12	513640,00
ТАШ 1*4		8000	152	416000	20800	436800	84276	12	829377,00
Світильник	шт	200	1510	102000	5510	107510	21476	24	203585,00
Інші									12574,00
Усього									8682606

Вартість 1 т по елементу „Матеріали 2 групи” $8682606/9900=877,03$ грн/т.

Таблиця 2.7

Розрахунок витрат на електроенергію при бурошнековій технології

Споживач енергії	Потужність, кВт×год.		Час роботи, год.		Коефіцієнт завантаження по потужності	Витрати ел. енергії, кВт×год	Тариф за кВт×год, грн	Вартість ел. енергії за місяць, грн
	одного споживача	загальна	за добу	за місяць				
Установка КБВ «Вектор»	363	696	12	360	0,8	200448	2,59	519160,3
Конвеєр СП-250	110	220	12	360	0,8	63360	2,59	164102,4
Стрічковий конвеєр	110	220	12	360	0,8	63360	2,59	37382,4
Маслостанція СНТ-32	60,5	60,5	21	630	0,8	30492	2,59	78974,8
Лебідка типу ЛГКН	18,5	37	12	360	0,9	11988	2,59	31048,8
Вентилятор ВМЦ4,5	55	110	24	720	0,9	71280	2,59	184615,2
Освітлення	0,04	40	24	720	1	28800	2,59	74592
Разом								1058856.48

Витрати на одну тону по елементу "Електроенергія" $1058856.48/9900 = 106,99$ грн/т.

Таблиця 2.9

Розрахунок амортизаційних відрахувань при буршнековій технології

Об'єкт	Число один.	Оптова ціна об'єкту, грн		Транспортні витрати, грн	Витрати на монтаж, грн	Початкова вартість, грн.	Норма амортизації		Місячні амортизаційні відрахування, грн
		за один.	Загальна				річна	місячна	
КБВ «Вектор»	2	6000000	12000000	600000	1200000	13800000	36	3	414000
Конвеєр СП-250	1	4351535	4351535	217577	435154	5004266	15	1,25	62553,0
Стрічковий конвеєр	1	2260000	2260000	113000	226000	2599000	15	1,25	32487,5
Маслостанція СНТ-32	1	242700	242700	12135	24270	283959	15	1,25	3550,0
Вентилятор ВМЦ 4,5	2	50000	100000	5000	10000	115000			
Пускателі: ПВІ 63	2	16000	32000	1600	3200	36800	15	1,25	460,0
ПВІ 250	2	32000	64000	14400	28800	331200	15	1,25	4140,0
ПВІ 125	4	26400	105600	5280	10560	121440	15	1,25	1518,0
Магнітна станція SN	1	636000	636000	63600	127200	1462800	15	1,25	18603,0
Автоматичні вимикачі АВ-400	4	26600	106400	13300	26600	305900	15	1,25	3823,8
Інші									74813,5
Разом									615948

Витрати на одну тону по елементу "Амортизаційні відрахування" $615948/9900=62,22$ грн/т.

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн	Собівартість 1т., грн
Зарплата	217998	22,02
Матеріали 1 групи	546216	55,25
Матеріали 2 групи	8682606	877,03
Амортизація	615948	62,22
Електроенергія	1058856.48	106,99
Разом	11122749	1123,51

Таблиця 2.11

Основні техніко-економічні показники роботи бурошнекових установок

Показники	Бурошнекові установки									
	KGB-50 фірми «Корфман»			БУГ-3					БШУ	
	Шахти									
	«Фридріх Ернестін» Германія	№7 «Новово- линська» «Укрзахід- вугілля»	№1 і №10 «Бегічевські» «Тулавугілля»	№3 «Нововолинськ а» «Укрзахідвугіл ля»		№7 «Великомомтов сь ка» «Укрзахідвугіл ля»		«Шаханська» «Караганда- вугілля»	«Білоріченська» «Луганськвугіл ля»	Ім. Леніна «Укрзахідвугіл ля»
	Одномашинна технологія			Одно- машинна	Двох- машинна	Одно- машинна	Двох- машинна	Двох- машинна	Одномашинна	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Потужність пласта, м	0,85	0,58-0,63	1,2-1,4	0,75	0,75	0,9	0,9	0,7-0,9	1,0-1,2	0,8
Кут падіння пласта, град.	н/д	1-2	1-2	0-3	0-3	0-3	0-3	6-20	5-6	0-3
Середня дов- жина смерд- ловини, м	25-30	25	18-32	25,3	25,3	30	30	32	26,3	28,3
Діаметр буро- вих коронок, мм	610	520	520/1000	625	625	750	750	625;700	700	700
Ширина між- свердловинного цілика, м		0,2-0,3	0,4/0,15	0,2-0,3	0,2-0,3	0,2-0,3	0,2-0,3	0,2-0,4	0,2-0,4	0,2-0,3

Продовження таблиці 2.11										
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Коефіцієнт вилучення вугілля, %		0,45-0,55	0,58-0,65	0,5-0,6	0,5-0,6	0,48	0,48	0,55-0,6	0,45	0,55-0,6
Видобуток за зміну, т	28	16	16,6-25						9,2(43*)	10 (45*)
Видобуток за добу, т				77	168	96	203 (252*)	300 (400- 420*)		
Продуктивність праці, т/вих.. - По вибою - По дільниці	9,3	3,7-7,7 3,9	4,2-6,2	7,2 (98)	8,4 (124,9)	9,8 (116,7)	14,3 (295,3)	10	2,3 (11*)	(62)

Забезпечення безпечних умов праці і санітарно-гігієнічних вимог.

Бурошнековий спосіб виймання вугілля забезпечує більш високий рівень безпеки робіт. Праця не потребує значних фізичних зусиль, має високий рівень механізації. До того ж, праця стає більш привабливою для молодих шахтарів. Обслуговування буро шнекових комплексів по силах і шахтарям пенсійного віку. Всі процеси виконуються в повний зріст людини у закріпленому просторі і на свіжому струмені повітря. Ефективне погашення вугільного пилу у вибої камери і на пересипах штрекової конвеєрної лінії за допомогою водонапірної насосної станції і комунікацій, що вміщують в собі спеціальні водорозпилюючі форсунки, виключають випадки профзахворювань на силікоз і антракоз. З ціллю поліпшення санітарно-гігієнічних умов в місцях роботи комплексу КБВ «Вектор», а також виключення фрикційного іскріння в зоні різання вугілля, на корпусі головної секції виконавчого органу встановлені конусні форсунки з підводом води, що вміщує 0,07-0,075% змочувателю під тиском до 10 МПа. Внаслідок цього запиленість повітря, що виходить з камери не перевищує 6 мг/м³ (припустиме 10 мг/м³), при вмісті пилу у шахтному повітрі 4,5 мг/м³.

Еквівалентний рівень шуму протягом зміни складає 81-89 дБА (припустимий рівень 88 дБА).

Експлуатаційна зольність вугілля при бурошнековій технології всього на 2-4% вище ніж пластово-промислова зольність, тому вугілля практично не потребує переробки.

При бурошнековій технології суттєво полегшений вихід людей з шахти у випадку аварії.

3. РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧИХ І ПІДГОТОВЧИХ ВРОБОК.

3.1 Послідовність проведення підготовчих виробок в період підготовки виїмкової ділянки

Розкриття виїмкової поля пласта ІІ передбачається здійснити конвеєрним ухилом пласта ІІ, що проводяться з похилого конвеєрного стовбура до позначки південного розвідувального транспортного штреку. Довжина ухилу - 55м

Підготовка виїмкової ділянки 1-го південного блоку пласта ІІ для відпрацювання за допомогою буро-шнекової виємки здійснюється наступними підготовчими виробками:

- південним вентиляційним штреком;
- південним вентиляційним похил и ходком ІІ;
- конвеєрному штреку пласта ІІ;
- вентиляційним хідником пласта;

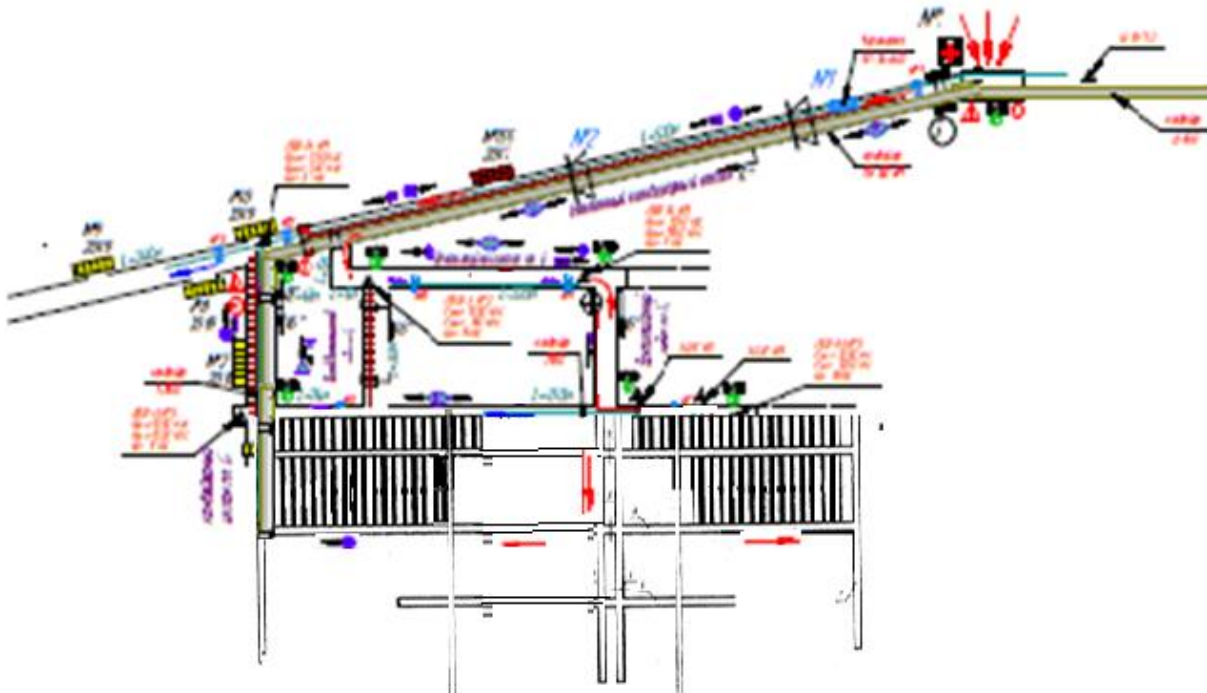


Рисунок 17 Схема розкриття і підготовки

Підготовчі виробки проводять в наступній послідовності:

- конвеєрний ухил - 120м;
- південний вентиляційний штрек пласта ІІ і південний конвеєрний штрек пласта ІІ І)
- 60м (загальна протяжність 400м);
- Південний вентиляційний ходок пласта - 40м;
- вентиляційний штрек пласта - 30м (загальна протяжність 320м);
- вентиляційний ходок пласта - 30м;
- участковій похил и ходок

Площа поперечного перерізу виробки обрана за умовами розміщення технологічного обладнання на час проведення і на період експлуатації, пропуску необхідної кількості повітря, можливості безремонтного підтримки виробок на весь термін служби.

Кріплення дільничних виробок передбачається виробляти дерев'яним кріпленням, податливість якої досягається за рахунок загострення кінців стійок під «олівець».

Під дією гірського тиску кінці стійок мнуть і кріплення проігнорується (присідає).

Загальний обсяг проведення підготовчих виробок за період підготовки виймкової ділянки 1-го південного блоку пласта 111 становить 260м.

3.2 Розрахунок паспорта проведення похилу

Умови проведення:

Глибина проведення $H = 180\text{м}$.

Потужність пласта $m = 1,15\text{м}$.

Тип кріплення - арочна АПЗ-13,8

Ширина вироблення у світлі - $B = 4,75\text{м}$.

Висота вироблення в проходці - 3,6 м.

Об'ємна вага порід покрівлі $\gamma = 24\text{кН} / \text{м}^3$

Що вміщують породи показані на розрахунковій схемі

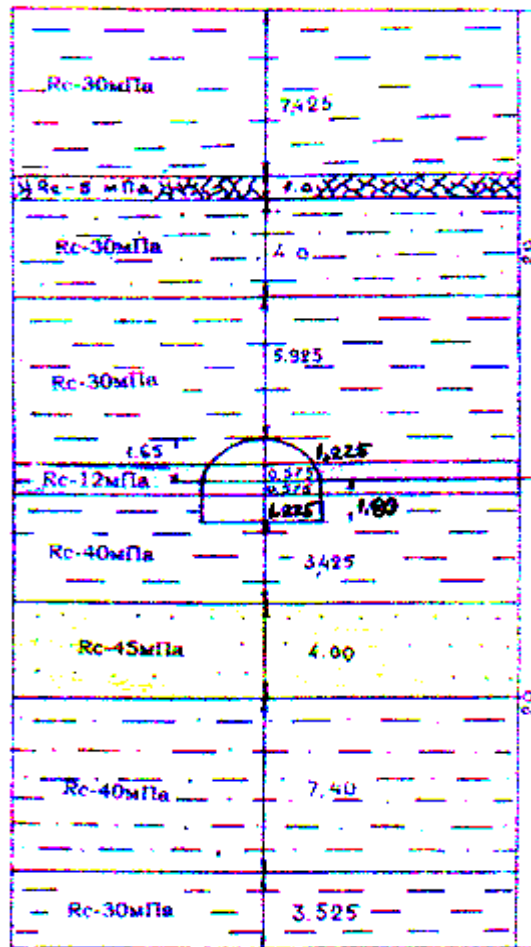


Рисунок 18. Розрахункова схема до паспорта проведення похилу

РОЗРАХУНОК

Визначаємо ширину вироблення в проходці згідно з формулою

$$B_{\text{пр}} = 1,1B + B_{\text{д}} = 1,1 \cdot 4,75 + 2 \cdot 0 = 5,2 \text{ м.}$$

Визначаємо коефіцієнт впливу геометричних розмірів вироблення згідно з формулою

$$k_s = 0,2 \cdot (B_{\text{пр}} - 1) = 0,2 \cdot (5,2 - 1) = 0,73$$

Визначаємо значення емпіричного коефіцієнта

$$\alpha = 0,50$$

Визначаємо значення коефіцієнтів впливу шарів порід на обумовлену міцність порід покрівлі або ґрунту відповідно до формули

$$k_i = \exp [-\alpha \cdot (l_i - h/2)] ,$$

где: l_i - відстань від середини вироблення в проходці до середини шару порід, м;

$h=3,6\text{м}$ – висота виробки в проходке, $h/2=1,8\text{м}$

$$k_{к1}=\exp [-0,50 \cdot (0,29 - 1,8)] = 1,07$$

$$k_{к2}=\exp [-0,50 \cdot (4,1 - 1,8)] = 0,3$$

$$k_{к3}=\exp [-0,50 \cdot (9,6 - 1,8)] = 0,01$$

$$k_{к4}=\exp [-0,50 \cdot (12,1 - 1,8)] = 0$$

$$k_{к5}=\exp [-0,50 \cdot (16,2 - 1,8)] = 0$$

$$k_{п1}=\exp [-0,50 \cdot (0,29 - 1,8)] = 1,07$$

$$k_{п2}=\exp [-0,50 \cdot (2,8 - 1,8)] = 0,56$$

$$k_{п3}=\exp [-0,50 \cdot (7,0 - 1,8)] = 0,06$$

$$k_{п4}=\exp [-0,50 \cdot (12,8 - 1,8)] = 0$$

$$k_{п5}=\exp [-0,50 \cdot (18,2 - 1,8)] = 0$$

Визначаємо міцність шарів порід з урахуванням порушеності масиву згідно з формулою

$$R = R_0 \cdot k_c ;$$

де: $k_c = 1,0$ – коефіцієнт, враховуючий порушеність масива

$$\text{вугіль} \quad R_c = 12 \cdot 1,0 = 12 \text{МПа}$$

$$\text{Аргиллит} \quad R_c = 40 \cdot 1,0 = 40 \text{МПа}$$

$$\text{Алевроліт} \quad R_c = 30 \cdot 1,0 = 30 \text{МПа}$$

$$\text{Пісковик} \quad R_c = 45 \cdot 1,0 = 45 \text{МПа}$$

Визначаємо міцність порід покрівлі і ґрунту згідно з формулою

$$R = \frac{R_1 m_1 k_1 + R_n m_n k_n}{m_1 k_1 + m_n k_n} ;$$

де: m – товщина шарів порід

$$R_{кр} = \frac{12 * 0,575 * 1,07 + 30 * 7 * 0,3 + 12 * 1 * 0,01}{0,575 * 1,07 + 7 * 0,3 + 1 * 0,01} = 26 \text{ МПа}$$

$$R_{nc} = \frac{12 * 0,575 * 1,07 + 40 * 4,5 * 0,56 + 45 * 7,4 * 0,06}{0,575 * 1,07 + 4,5 * 0,56 + 7,4 * 0,06} = 36,6 \text{ МПа}$$

Згідно з формулою визначаємо середню міцність порід:

$$R_{cp} = \frac{R_n + R_{kp}}{2} = \frac{36,6 + 26}{2} = 31,3 \text{ МПа}$$

у період підготовки виробки.

Визначаємо коефіцієнт стійкості порід згідно з формулою

$$K_y = 1,64 - 0,016 * R_{cp} = 1,64 - 0,016 * 31,3 = 1,14$$

Визначаємо коефіцієнт впливу глибини вироблення згідно з формулою

$$k_n = 1,2 - 0,0004 * H = 1,2 - 0,0004 * 180 = 1,13$$

Визначаємо коефіцієнт характеризує частку зсувів порід покрівлі і ґрунту в період підготовки вироблення

$$k_{kp} = \frac{R_n * k_n}{R_{kp} + R_n} = \frac{36,6 * 1,13}{26 + 36,6} = 0,66$$

Сумарне зміщення порід у виробці, яку проводять в масиві вугілля і порід згідно з формулою

$$I_{np} = 1,5 * H * k_s * k_y = 1,5 * 180 * 0,84 * 1,14 = 225 \text{ мм}$$

Зміщення порід покрівлі:

$$I_{kp} = I_{np} * k_{kp} = 225 * 0,66 = 149 \text{ мм}$$

Визначаємо висоту склепіння обвалення порід згідно з формулою

$$h_c = \frac{I_{kp}}{\alpha} = \frac{149}{0,50} = 298 \text{ мм} = 0,30 \text{ м}$$

условие $h_c = 0,30 \text{ м} > 0,2 * V_{np} = 0,2 * 4,65 = 0,93 \text{ м}$ не виконується.

Приймаємо $h_c = 0,93 \text{ м}$

Визначаємо вагу порід, що формують навантаження на 1 м кріплення виробки згідно з формулою

$$P = \frac{2}{3} * \epsilon_{np} * \gamma * h_c = \frac{2}{3} * 4,65 * 24 * 0,93 = 69 \text{ кН/м}$$

Визначаємо необхідну кількість рам на 1 м виробки згідно з формулою

$$n = \frac{P}{P_{кр}} = \frac{69}{200} = 0,4 \text{ р/м},$$

Приймаємо $n = 1,0 \text{ р/м}$

де: $P_{кр} = 200 \text{ кН}$ – робочий відпір арочного кріплення АПЗ з перктином $S = 13,8 \text{ м}^2$.

Висновок: Таким чином для кріплення вироблення використовуємо арочне кріплення АПЗ з щільністю установки - у виробленні $n_s = 1,0 \text{ р/м}$, в районі сполучення $n_s = 2,0 \text{ р/м}$.

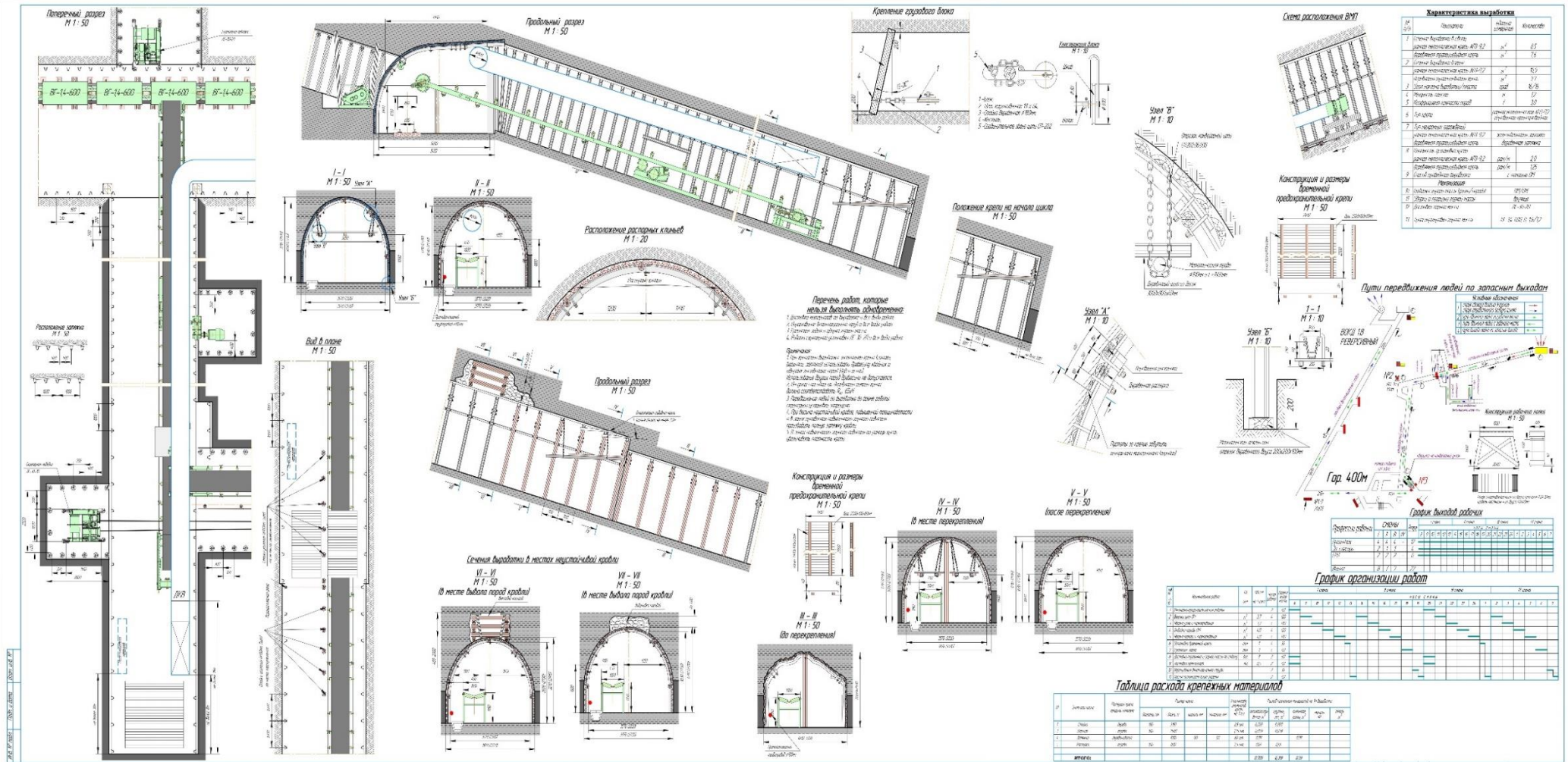


Рисунок 19. Паспорт проведення і кріплення похилу

3.3 Розрахунок паспорта проведення штреку

Умови проведення:

Глибина проведення- $H = 180\text{м}$.

Потужність пласта - $m = 1,15\text{м}$.

Фортеця вугілля- $R = 12\text{МПа}$

Тип кріплення - дерев'яна рама трапецевидной форми, верхняк і стійки $d = 180\text{мм}$

Ширина вироблення у світлі - $B = 3,8\text{м}$.

Висота вироблення в проходці $h = 2,65\text{ м}$.

Об'ємна вага порід покрівлі $\gamma = 18\text{кН / м}^3$ (аргиллит)

Що вміщують породи показані на розрахунковій схемі

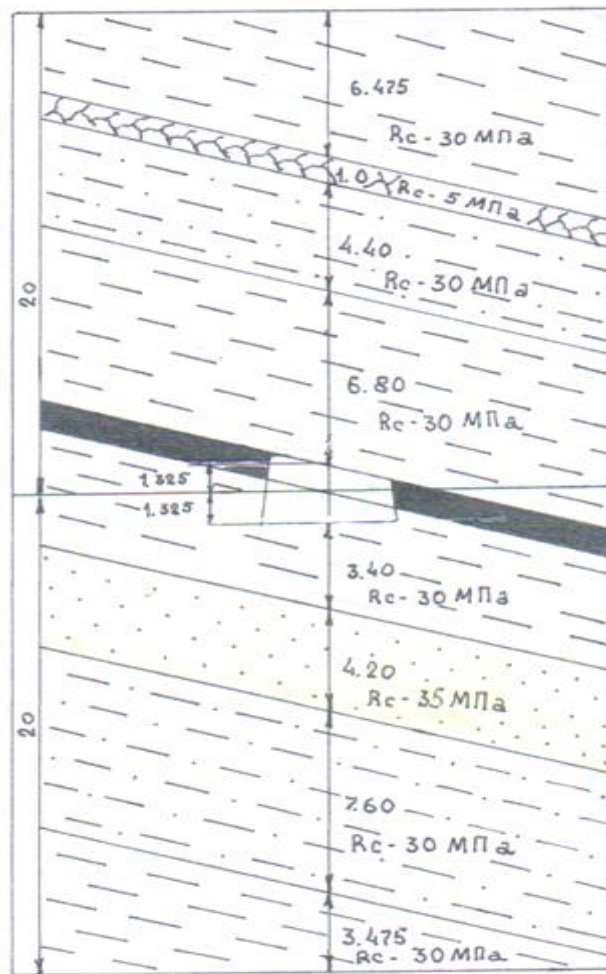


Рисунок 15 Розрахункова схема до паспорта проведення штрека

РОЗРАХУНОК

Визначаємо ширину вироблення в проходці згідно з формулою

$$B_{\text{пр}} = 1,1B + B_{\text{д}} = 1,1 \cdot 3,8 + 0 = 4,18 \text{ м.}$$

де : $B_{\text{д}}$ – додаткова ширина вироблення в залежності від технології проведення виробки, $B_{\text{д}} = 0$

Визначаємо коефіцієнт впливу геометричних розмірів вироблення згідно з формулою

$$k_s = 0,2 \cdot (B_{\text{пр}} - 1) = 0,2 \cdot (4,18 - 1) = 0,64$$

Визначаємо значення коефіцієнтів впливу шарів порід на

яка визначається міцність порід покрівлі або ґрунту відповідно до

формулою (4.6). Згідно таблиці 4.1 визначаємо значення емпіричного

коефіцієнта $\alpha = 0,15$

$$k_i = \exp [-\alpha \cdot (l_i - h/2)] ,$$

де: l_i - відстань від середини вироблення в проходці до середини шару порід, м;

$h = 2,65 \text{ м}$ – висота виробки в проходці, $h/2 = 1,325 \text{ м}$

$$k_{k1} = \exp [-0,15 \cdot (0,66 - 1,325)] = \mathbf{1,39}$$

$$k_{k2} = \exp [-0,15 \cdot (4,7 - 1,325)] = \mathbf{0,18}$$

$$k_{k3} = \exp [-0,13 \cdot (10,3 - 1,325)] = \mathbf{0,01}$$

$$k_{k4} = \exp [-0,15 \cdot (12,5 - 1,325)] = \mathbf{0}$$

$$k_{k5} = \exp [-0,15 \cdot (16,7 - 1,325)] = \mathbf{0}$$

$$k_{п1} = \exp [-0,15 \cdot (2,36 - 1,325)] = \mathbf{0,6}$$

$$k_{п2} = \exp [-0,15 \cdot (6,8 - 1,325)] = \mathbf{0,06}$$

$$k_{п3} = \exp [-0,15 \cdot (12,8 - 1,325)] = \mathbf{0}$$

$$k_{п4} = \exp [-0,15 \cdot (18,5 - 1,325)] = \mathbf{0}$$

Визначаємо міцність шарів порід з урахуванням порушеності масиву згідно з формулою

$$R = R_0 \cdot k_c ;$$

где: $k_c = 1,0$ – коефіцієнт, що враховує порушеність масиву

вугіль $R_c = 12 \cdot 1,0 = 12 \text{ МПа}$

Аргилліт $R_c = 30 \cdot 1,0 = 30 \text{ МПа}$

Алевроліт $R_c = 40 \cdot 1,0 = 40 \text{ МПа}$

Пісковик $R_c = 45 \cdot 1,0 = 45 \text{ МПа}$

Визначаємо міцність порід покрівлі і ґрунту згідно з формулою

$$R = \frac{R_1 m_1 k_1 + R_n m_n k_n}{m_1 k_1 + m_n k_n} ;$$

где: m – товщина шарів порід

$$R_{nc} = \frac{12 \cdot 1,325 \cdot 1,39 + 30 \cdot 6,8 \cdot 0,18 + 30 \cdot 4,4 \cdot 0,01}{1,325 \cdot 1,39 + 6,8 \cdot 0,18 + 4,4 \cdot 0,01} = \mathbf{19,5 \text{ МПа}}$$

$$R_{кр} = \frac{40 \cdot 4,7 \cdot 0,6 + 45 \cdot 4,2 \cdot 0,06}{4,7 \cdot 0,6 + 4,2 \cdot 0,06} = \mathbf{40,6 \text{ МПа}}$$

Згідно з формулою визначаємо середню міцність порід:

$$R_{cp} = \frac{R_n + R_{кр}}{2} = (19,5 + 40,6) : 2 = 30 \text{ МПа.}$$

Визначаємо коефіцієнт стійкості порід згідно з формулою

$$K_y = 1,64 - 0,016 \cdot R_{cp} = 1,64 - 0,016 \cdot 30 = 1,16$$

Визначаємо коефіцієнт впливу засобів охорони вироблення згідно з таблицею

$$K_0 = 1,0$$

Зсув порід покрівлі і ґрунту у виробленні згідно з формулою

$$И_{пр} = 2 \cdot H \cdot m \cdot k_s \cdot k_y \cdot k_0 = 2 \cdot 180 \cdot 1,12 \cdot 0,64 \cdot 1,16 \cdot 1,0 = 300 \text{ мм}$$

Визначаємо коефіцієнт впливу глибини вироблення згідно з формулою

$$k_n = 1,14 - 0,00052 \cdot H = 1,14 - 0,00052 \cdot 180 = 1,03$$

Визначаємо коефіцієнт характеризує частку зсувів порід покрівлі і ґрунту згідно з формулою)

$$k_{кр} = \frac{R_n \cdot k_n}{R_{кр} + R_n} = 19,5 \times 1,03 : (40,6 + 19,5) = 0,51$$

Зсув порід покрівлі:

$$I_{кр.пр} = I_{пр} \cdot k_{кр} = 300 \cdot 0,51 = 153 \text{ мм}$$

Визначаємо висоту склепіння обвалення порід згідно з формулою

$$h_c = \frac{I_{кр}}{\alpha} = \frac{153}{0,15} = 1020 \text{ мм} = 1,02 \text{ м}$$

Визначаємо вагу порід, що формують навантаження на 1 м кріплення виробки згідно з формулою

$$P = \frac{2}{3} \cdot \sigma_{пр} \cdot \gamma \cdot h_c = \frac{2}{3} \cdot 4,18 \cdot 18 \cdot 1,02 = 65 \text{ кН/м}$$

Визначаємо необхідну кількість рам на 1 м виробки згідно з формулою

$$n = \frac{P}{P_{кр}} = \frac{65}{54} = 1,2 \text{ р/м,}$$

Приймаємо $n = 1,25 \text{ р/м}$ де:

$P_{кр} = 54 \text{ кН}$ – робочий відсіч дерев'яного кріплення з перетином у світлі $S = 8,1 \text{ м}^2$ і верхняками довжиною 3,4 м і діаметром 18 см.

.

Висновок: Таким чином для кріплення вироблення використовуємо трапецевидную дерев'яну кріплення з щільністю установки у виробленні $n = 1,25 \text{ р / м}$. Конструкція кріплення складається з дерев'яних стійок і верхняка $\varnothing 180 \text{ мм}$,.



КОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТИХ РІШЕНЬ.

Таблица 4.1

Основні техніко-економічні показники роботи шахти

	Наименование показателей	Ед. изм.	январь 2021 года			февраль 2021 года			март 2021 года			3мес. 2021 года		
			план	факт	± к плану	план	факт	± к плану	план	ожидаемое	± к плану	план	ожидаемое	± к плану
1	Добыча	т.т.	1,6	1,6	0,0	1,7	1,7	0	1,7	1,5	-0,2	5,0	4,8	- 0,2
2	Среднесуточная добыча	т.т.	55	55	0	61	61	0	57	50	-7	57	55	-2
3	Зольность добытых углей	%	44,2	44,7	0,5	44,2	44,7	0,5	44,2	44,7	0,5	44,2	44,7	0,5
4	Зольность на переработку	%	44,2	0,0	-44,2	44,2	0,0	-44,2	44,2	0,0	-44,2	44,2	0,0	-44,2
5	Выход концентрата	%	58,3	0,0	-58,3	58,3	0,0	-58,3	58,3	0,0	-58,3	58,3	0,0	-58,3
6	Проведение горных выработок	м	200	245	45	235	250	15	235	235	0	670	730	60
	в т.ч. вскрыв. и подгот.	м	30	20	270	45	50	5	45	20	-25	120	90	-30
7	Отгрузка	т.т.	1,5	0,0	-1,5	1,5	0,0	-1,5	1,7	0,0	-1,7	1,3	0,0	-1,3
8	Реализация продукции	т.грн	1565	1137	-428	1809	902	-907	2145	935	-1210	5519	2974	-2545
9	Товарная продукция	т.т.	1,0	2,9	1,9	1,2	2,3	1,1	1,3	1,5	0,2	3,5	6,7	3,2
10	Товарная продукция	т.грн	1565	1137	-428	1809	902	-907	2145	935	-1210	5519	2974	-2545
11	Господдержка	т.грн	0	0	0	2858	2858	0	2890	2890	0	5748	5748	0
12	Себестоимость товарной продукции	т.грн	11657	8479	-3178	10930	8484	-2446	11385	8870	-2515	33972	25833	-8139
13	Себестоимость 1 тонны	грн.	11657,0	2923,8	-8733	9108,3	3688,7	-5419,6	8757,7	5913,3	-2844,4	9706,3	3855,7	-5850,6
14	Результат от выпуска товарной продукции	т.грн	-10092	-7342	2750	-9121	-7582	1539	-9240	-7935	1305	-28453	-22859	5594
15	Результат с учетом господдержки	т.грн	-10092	-7342	2750	-6263	-4724	1539	-6350	-5045	1305	-22705	-17111	5594
16	Численность всего	чел.	479	355	-124	479	351	-128	479	353	-126	479	353	-126
17	Производит труда рабоч по добыче	т/мес	4,2	6,0	1,8	4,4	6,4	2	4,4	5,4	1	4,2	5,9	1,7
18	Производит труда проходчика	м/мес	2,8	4,0	1,2	3,1	4,0	0,9	3,2	3,7	0,5	3,0	3,9	0,9
19	Фонд зар/ платы с начислениями	т.грн	7519	5707,1	-1812	7519	5725	-1794	7512	5800	-1712	22550	17232	-2463
20	Фонд зар/ платы без начислений	т.грн	6163	4565	-1598	6163	4602	-1561	6157	4650	-1507	18483	13817	-4666
21	Среднемес.з/пл трудящихся	грн.	12866	12932	66	12866	13165	299	12854	13173	319	12862	13090	228
	Среднемес.з/пл проходчиков	грн.	17282	22320	5038	18192	22754	4562	20011	23000	2989	18495	22691	4196

Розрахунок показників для економічної оцінки прийнятих рішень зведено до таблиці 4.2

Таблиця 4.2

Порівняння елементів витрат

Елементи витрат	Камерно стовпова	Бурошнекова технологія
Добовий видобуток, т	55	396
Місячний видобуток, т	4800	9900
Продуктивність праці на місяць, т/міс.	5,9	210,64
Дільнична собівартість 1 т вугілля, грн../т	5833.41	1123,51

Як видно з наведеної таблиці по всіх показниках буро-шнекова виїмка є більш доцільною.

ВИСНОВКИ Й РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. Впровадження буро-шнекового устаткування дозволить вести більш ефективну відробку пласта I_1 на ділянках з потужністю 0,6-1,15 м з досягненням навантаження до 396 т/добу.
2. Бурошнековий спосіб виймання вугілля забезпечує більш високий рівень безпеки робіт. Праця не потребує значних фізичних зусиль, має високий рівень механізації
3. Чисельність робочих обслуговуючих механізований комплекс скорочується при використуванні автоматизованої системи управління до 3 чоловік.
4. Враховуючи високу надійність устаткування, максимальний рівень напруцювання до капітального ремонту і повного зносу устаткування, параметри продуктивності і енергоозброєної пропонується використовувати установку КБВ «Вектор»

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.

1. Правила безпеки у вугільних шахтах.-К.: Основа, 1996.-418с
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1,2. - К. Основа, 1996.-425с., 410с.
3. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2. - К.; Будівельник, 1971.-382, 415с.
4. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт-М; МУП СССР, 1986. - 62с.
5. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт - М-Недра, 1976.-303с.
6. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. - М.: МУП СССР, 1989. -191с.
7. Указание по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. - Изд. 4-е, дополненное. - Л • ВНИМИ, 1986- 122с.
8. Единые правила безопасности при взрывных работах.— К.: Норматив 1992.- 120с.
9. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - К.: Основа, 1994.-312с.
10. Руководство по дегазации угольных шахт. - М.: Недра, 1990. - 186с.
11. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. - М.: Недра, 1979.-319с.
12. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. - М.: Недра, 1987. - 60с.
13. Природоохранные нормы и правила проектирования. Справочник. - М., Стройиздат, 1990.- 52с.

14. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1988. - 586с.

15. Нормативы нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. - М.: МУП СССР, 1982. - 48с.

16. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные механизированными комплексами повышенного технического уровня. ИГД им. А.А. Скочинского. - М.: Недра, 1989. - 59с.

17. Инструкция о порядке ликвидации и консервации предприятий по добыче полезных ископаемых (в части обеспечения безопасности, рационального использования и охраны недр). Сборник руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. - М.:Недра, 1987.-с. 221-

18. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. 4.1 Технологические схемы. - М.: МУП СССР, ИГД им. А.А.Скочинского, 1979.-332с.

19. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. 4.2. Пояснительная записка. - М.: МУП СССР, ИГД им. А.А.Скочинского, 1979. - 246с.

20. Альбом схем вскрытия, подготовки и систем разработки пологих пластов на больших глубинах с расположением выработок в разгруженных зонах. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1990. - 168с. 21. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей. /Под редакцией Б.Ф. Братченко. - М.: Недра, 1985. - 494с.

22. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учебн. Для вузов /Д.В.Дорохов, В.И.Сивохин, И.С.Костюк и др. Под общ. ред. Д.В. Дорохова. - Донецк: ДонГТУ, 1997. - 344с.

23. Задачник по подземной разработке угольных месторождений: Учебн. пособие для вузов /Сапицкий К.Ф. и др. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1981.-311 с.

24. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок /Под ред. К.В. Кошелева. - М.: Недра, 1990. -218с.
25. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт /Под ред. И.Ф. Ярембаша. - Донецк, ДонГТУ, 1998. - 184 с.
26. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ. Учебник. - 2-е изд., перераб. и доп. - К.: Вища школа, 1992. - 335с.
27. Оформление и защита студенческих работ. Методическис указания /Сост.: П.П.Голембиевский, А.С.Подтыкалов, И.С.Костюк. - 3-е изд., перераб. и доп. - Донецк: ДонГТУ, 1998. - 58с.
28. Воспроизводство вскрытых и подготовленных запасов угля на шахтах.-М.: Недра, 1990.-352с.
29. Методические положения выбора и применения очистных механизированных комплексов в угольных шахтах. - М.: МУП СССР, 1990. - 268с.
- Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник. /С.Х. Кло-рикьян, В.В. Старичнева, М.А. Сребный и др. - М.: издательство Московского государственного горного университета. - 1994. - 471 с.
31. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник. /Под ред. В.Н.Хорина. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1987. - 424с.
32. Основы проектирования технологии безлюдной выемки угля: Учебн. пособие /К.Ф. Сапицкий, В.Д. Мороз. -К.: УМКВО, 1991. - 132 с.
33. Пособие по решению практических задач в курсе «Процессы подземных горных работ», Часть 2. Установление нагрузки на очистной забой при выемке угля комбайнами. /Под ред. И.Ф. Ярембаша. - Донецк, ДонГТУ, 2000. - 126с.
34. Мухин Е.П. и др. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. - К.: Техника, 1994. - 190с.
35. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: Справочник. - М.: Недра, 1989.-511с.
36. Инструкция по управлению горным давлением в очистных и подготовительных выработках при разработке угольных пластов с углами падения свыше 35°.-Донецк, МУП УССР, ДонУГИ, 1988.-285с.

37. Колоколов О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках. — Днепропетровск: Сич, 1997. - 135 с.
38. Сапицкий К.Ф. и др. Технология выемки весьма тонких пластов скреперостругами. - К.: Техника, 1989. - 192 с.
39. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих шахт. - М.: МУП СССР, 1986. - 356 с.
40. Подземный транспорт шахт и рудников: Справочник. /Под общ. ред. Г.Я.Пейсаховича, И.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985. - 565 с.
41. Николин В.И., Александров С.Н. Проблемы безопасной разработки выбросоопасных пластов.
42. Охрана труда: Учебник для вузов /К.З. Ушаков, Б.Ф. Кирик, Н.В. Ножкин и др. Под ред. К.З. Ушакова. - М.: Недра, 1986. -614 с,
43. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 199.-221с.
44. Сборник законодательства Украины, регулирующего процесс ликвидации предприятий. - Киев-Донецк, 1997. - 80 с.