

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

Інститут природокористування
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студент Самобочий Анатолій Ігорович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-18ск-2 ГФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології видобування вугілля пласта С₁ шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	доц. Руських В.В.			
розділів:				
Розділ 1	доц. Руських В.В.			
Розділ 2	доц. Руських В.В.			
Охорона праці	проф. Яворська О.О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	ст. викл. Лапко В.В.			
----------------	----------------------	--	--	--

Дніпро
2021

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри
Гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2021 року

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу

ступеня _____ бакалавра _____

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Самобочому А.І. академічної групи 184-18ск-2 ІІІ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології видобування вугілля пласта С₁
шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.	19.05.2021 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	28.05.2021 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	10.06.2021 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Руських В.В.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 03.05.2021 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 14.06.2021 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Самобочий А.І.
(прізвище, ініціали)

Зміст

	стр.
Реферат	4
Вступ	5
1 Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	7
1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	14
1.4 Висновки	18
1.5 Вихідні дані на проект	19
2. Технологічна частина	20
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	20
2.2 Розрахунок параметрів технології видобутку вугілля	27
2.3 Технологія очисної виїмки вугілля	32
2.4 Організація робіт на виробничій ділянці	35
2.5 Технологічна схема транспорту	37
2.6 Вентиляція виробничої ділянки	44
2.7 Охорона праці	50
2.8 Розрахунок собівартості 1т видобутку корисної копалини	57
2.9 Висновки	65
Висновки	66
Перелік посилань	67

Реферат

Пояснювальна записка: 68 сторінок, 11 рисунків, 11 таблиць, 15 джерел.

Об'єкт розробки: технологія видобувних робіт на тонких пластах шахти «Самарська» Прат «ДТЕК Павлоградвугілля».

У проекті вивчені гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови шахти, проведено аналіз діяльності шахти з основних показників за 2019 рік.

У першому розділі дипломної роботи на підставі існуючих схем розкриття і підготовки дан аналіз механізації очисних та підготовчих робіт. У якості механізації на підприємстві працюють комплекси МКД-80 і прохідницькі комбайни КСП-32. Висвітлено також питання підземного транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу і електропостачання. Розглянуто технологічний комплекс поверхні, якість видобуваного вугілля та його споживачі.

У другому розділі дано обґрунтування застосування сучасного механізованого комплексу ДП, що включає в себе очисний комбайн SL300L, забійний конвеєр СКЗ і механізоване кріплення ДТ-10/20, виконано розрахунок дільничного транспорту, вентиляції та ряд аспектів охорони праці. Визначена дільнична собівартість видобутого вугілля.

ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ПЛАСТ, ВИДОБУВНИЙ КОМБАЙН
МЕХАНІЗОВАНЕ КРІПЛЕННЯ.

Вступ

В даний час одними з основних напрямків економічного і соціального розвитку України є збільшення обсягів видобутку вугілля, поліпшення його якості і підвищення ефективності роботи вуглевидобувної галузі. Для вирішення цих завдань, поряд з удосконаленням техніки і технології, необхідно реконструювати шахтний фонд в напрямку концентрації гірничих робіт, поліпшення планування підготовчих виробок з метою скорочення трудомісткості і вартості їх підтримки, підвищення ефективності роботи прохідницького і видобувного обладнання.

У ситуації, що склалася, шахтам доводиться самостійно вирішувати питання обладнання, матеріалів, електроенергії для підвищення ефективності і продуктивності. Отже, стратегічним техніко-економічним напрямом розвитку шахт є створення і впровадження новітньої техніки і раціональної технології підземного видобутку вугілля, здатних при наявності конкуренції і ринкових цін на продукцію, посилення екологічних та ергономічних вимог підвищити продуктивність і ефективність шахти і праці шахтарів.

Шахта «Самарська» ПСП «ШУ Тернівське» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», як в основному і все шахти вуглевидобувної галузі Західного Донбасу, потребує створення раціональних проектних рішень для поліпшення ефективності ведення гірничих робіт в складних горнго-геологічних умовах.

Метою кваліфікаційної роботи є обґрунтування раціональних параметрів технології відпрацювання пласта С₁ в прирізаній частини шахтного поля за рахунок впровадження механізованого комплексу нового технічного рівня.

1 Характеристика гірничого підприємства

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта «Самарська» ПСП «ШУ Тернівське» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» побудована за проектом Дніпрогіпрошахт і введена в експлуатацію в 1973 р. Затверджена потужність становила 1,8 млн. тон вугілля на рік.

Поле шахти розташоване в центральній частині Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу, загальна площа 65 км². Тут налічується 25 вугільних пластів і прошарків.

Поблизу шахти розташовані міста Павлоград та Тернівка, села: Богданівка, Самарське, Алефіровка.

Залізнична магістраль Ясинувата - Павлоград - Дніпропетровськ проходить в 5км і пов'язана з шахтою «Самарська» під'їзними шляхами через станцію Богуслав. Паралельно залізничної магістралі проходить автодорога Донецьк-Київ, від якої відгалужується асфальтовані дороги, що йдуть на діючі шахти.

Найближчими промисловими підприємствами є діючі виробничі структурні підрозділи: «ШУ Дніпровське», «ШУ Павлоградське».

Велика частина поверхні шахтного поля є заплава річки Самара. Долина річки сягає до 3км ширини і в паводковий період майже повністю заливається водою.

Висотні відмітки рельєфу в цій частині коливаються від +65,29 до + 70м.

У східній та північно-східній частині рельєф шахтного поля є рівниною, порізаною балками і ярами, що впадають в заплаву р. Самари.

Максимальна відмітка на вододілі + 132м.

Різниця відміток на шахтному полі становить 67м.

По північному і східному кордоні шахтного поля проходить балка Таранова з пологими задернована схилами, яка бере початок за межами описуваної площі, що впадає в долину р. Самари на захід від проммайданчика шахти «Самарська».

На схід від проммайданчика шахти по балці Таранова бере початок ставок-накопичувач, куди скидаються шахтні води.

1.2 Гірничо-геологічна характеристика

Структурна будова гірського масиву. В геологічній будові шахтного поля бере участь комплекс осадових порід кам'яновугільного, палеогенового, неогенового і четвертинного віку. Породи докембрію і девону на шахтному полі не розкриті.

Кам'яновугільні відкладення представлені Турнейським і Візейським ярусами нижнього відділу Донецького карбону і залягають, як правило, на розмитій поверхні докембрійського кристалічного масиву.

Турнейській ярус в межах шахтного поля складений світло-сірими і сірими вапняками, мергелистими сланцями і доломітами. Потужність турнейських утворень досягає 40-50 м.

За літологічними ознаками і характером вугленості верхневізейські відкладення підрозділяються на дві свити: нижню - подугленосну або безвугільну і верхню - вугленосну або Самарську. Кордон між світами проводиться по вапняку С1.

Безугольна свита - С12 укладена між маркованими вапняками В1 і С1 і літологічно представлена аргілітами, алевролітами, пісковиками і вапняками. У свиті укладено до 16 вугільних прошарків потужністю від 0,1 до 0,5 м, з яких тільки вугільний пласт С₈ іноді зустрічається з робочою потужністю до 0,7 м, проте промислового інтересу він не представляє.

Самарська свита - С₁^В розглядається в межах між маркованими вапняками С1 і Д1 Середня потужність відкладень цієї свити на шахтному полі становить 360 м. Самарська свита характеризується найбільшою угленасищеністю і є основною продуктивною товщею нижнього карбону Західного Донбасу. У свиті укладено до 40 вугільних пластів і прошарків потужністю 0,05 ... 1,20 м. У відкладеннях свити переважають аргіліти і алевроліти, що чергуються з підлеглими їм пачками пісковиків і вугільними пластами.

На полі шахти "Самарська" має розвиток майже повний розріз Самарської свити від пласта С₈^В вгору до вапняку С₁ - вниз. Розріз свити включає 25 вугільних пластів і прошарків потужністю від 0,05 до 0,90 м, з яких пласти С₈, С₇^В, С₆, С₅, С₄²,

C_4^1 , C_4 , і C_1 досягають робочих значень і прийняті на баланс шахти, що підлягають до відпрацювання. В даний час шахтою відпрацьовуються пласти C_4^2 і C_1 .

Гідрогеологія. В межах шахтного поля розташовані поверхневі і підземні води. Продуктна товщина карбону не виходить під обводнені породи і відділена від них потужною безвугольною товщею (139-270 м), що складається в основному з аргиллитів та алевролітів, що є водоупорами. Крім того, через кальматації тріщин в зонах тектонічних порушень глинистим матеріалом скиди є природним екраном на шляху підземних вод і практично виключає взаємозв'язок між водоносними горизонтами карбону надходять по тріщинах вуглевміщуючих порід і тріщин обвалення.

Основний водоприплив відбуваються з повсюдно розвиненого бучакського водоносного горизонту, представленого слабогліністими пісками. Води покривних відкладень в обводнюванні гірничих виробок не беруть участь. У кам'яновугільних відкладеннях водоносними є шари пісковиків і вапняків, потужність яких змінюється від 7-10м до 100,7м. Підвищену водоносність мають породи верхньої частини товщі. Водоносність порід в зонах тектонічних порушень не відрізняється від водоносності порушених водомістких порід. Але це не виключає тимчасового припливу води до гірничих виробок при їх наближенні до тектонічних порушень.

Середньорічний приплив води в шахту становить $41 \text{ м}^3/\text{год}$, мінералізація шахтних вод - 20-35 г/л. Води вспеніваючі, корозійні, з великою кількістю твердого осаду, мають сульфатну агресію, $\text{pH} = 6,5-6,8$. З метою зрошення умовно придатні. Жорсткість води коливається від 21 до 40 мг екв/л.

Тектоніка. Шахтне поле розташоване на північно-східному схилі Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що в значній мірі ускладнює вивчення його тектонічної будови, так як кам'яновугільні відкладення перекриті товщею молодших утворень потужністю до 115 м.

Шахтне поле характеризується, в основному, спокійним, моноклінальним заляганням осадової товщі карбону. Падіння порід у північному та північно-

східному напрямках під кутом 3 ... 5°, збільшується у зон тектонічних порушень до 7-10°. Пологе залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших діз'юнктивних порушень типу скидів. Серед них слід відзначити більші: Поздовжній, Нікольський, Західний і Ступінчатий скиди. До цих основних тектонічних порушень примикають більш дрібні. Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, в основному, збігається з простягання товщі нижньокам'яновугільних порід. Кути падіння цих порушень становлять 65 ... 75°.

Поздовжній скид є одним з найбільших тектонічних порушень в Петропавловсько-Межівському районі Західного Донбасу. Він досить точно встановлений за даними геологорозвідувальних робіт, а також пересічений гірничими виробками шахти "Самарська". За даними геологорозвідувальних робіт Поздовжній скид в межах шахтного поля має, переважно, східне простягання і південне падіння під кутом 60-70°. Амплітуда зміщення порід по скиданню 50-100м з тенденцією збільшення на захід. Відкатувальним квершлагом горизонту 210м. Поздовжній скид пересічений з амплітудою 95м, і кутом падіння 45-80°. Ширина зони переміяних порід - 32м. У зоні скидання при проходці квершлагоу особливих ускладнень не спостерігалось.

Межі та розміри шахтного поля. Технічними межами шахти є: на північному заході умовна лінія, що проходить через свердловини №1446, 12940 до перетину з умовною лінією, що проходить через свердловини №1442 і А3-2525 і до перетину зі скиданням «А», далі по скиданню «А» до перетину з руслом річки Самари (загальна з полем шахти «Тернівська») далі по руслу річки до перетину з умовною лінією, що проходить, через свердловини №328, 6728 до перетину зі скиданням «В».

На південному сході, скидання «В», богуславське скидання і вихід вугільних пластів на поверхню карбону. На сході - Богуславський скидання. На північному сході - Алефіровській і Тернівський скидання.

Розміри шахтного поля становлять: по простягання 13км; по падінню 5км; площа - 65км².

Шахтне поле поділене на шість блоків, з розмірами по простяганню до 4 км, а по падінню до 2,5 км.

Технічні показники. Шахта здана в експлуатацію в 1973 році з затвердженою річною потужністю 1800тис. тонн.

В даний час шахта працює зі встановленою виробничою потужністю 1,5 млн.т вугілля на рік. До цього рівня наблизилися технічні можливості шахти, зокрема, по підземному транспорту і вентиляції.

Шахта «Самарська» віднесена до III категорії за газом. За даними газової випробування і газоаналитических досліджень газопроявлення по очисним і підготовчим виробкам пластів C_4^2 і C_1 не виявлені.

Зміст вільної кремнієвої кислоти у породах, що вміщують вугільні пласти вивчалояся як по свердловинах в процесі геологорозвідувальних робіт, так і по гірничих виробках шахти. Згідно з даними лабораторних досліджень, породи, крім аргиллитов, за середнім змістом в них вільного двоокису кремнію є сілікозонебезпечними.

Вугільний пил пластів C_4^2 і C_1 випробовувалояся на вибуховість в лабораторії МакНДІ. За результатами аналізів пил вибуховий і норма осланцювання становить 88%. При виїмці вугілля для боротьби з пилом необхідно застосовувати зрошення і ставити сланцеві або водяні заслони.

За даними лабораторних випробувань вугілля пластів C_4^2 і C_1 , що розробляються шахтою "Самарська", не схильні до самозаймання.

Таким чином, подальша відпрацювання буде вестися в сприятливій газової обстановці. Температура гірських порід на нижній межі (глибина 310м) становитиме $19,9^{\circ}\text{C}$. Прохідницькі забо по вміщуючих порід є сілікозонебезпечними. Всі вугільні пласти і пісковики невивбронезпечні.

Схема розкриття. Шахтне поле розкрите двома вертикальними центральноздвоенними стволами, пройденими в середині блоку №1 і для забезпечення режиму провітрювання свердловиною в блоці №3 і в блоці №2.

Головний і допоміжний стволи діаметром відповідно 6,04 і 6,5 м пройдені на повну глибину до горизонту 300м. Головний ствол служить для видачі вугілля і

породи, виведення вихідного струменя повітря, а допоміжний - для спуску і підйому людей, матеріалів та подачі свіжого повітря.

Поглиблення стволів надалі не передбачається. На ділянках стволів, пройдених по наносах і пливунів, кріплення здійснене чавунними тюрінгами, з забутовкою затюрінгового простору бетоном.

Для зменшення припливу води проведена цементация водоносних порід за кріпленням. У корінних породах кріплення бетонне. Устя ствола закріплено залізобетоном.

Свердловина блоку №3 пройдена на глибину 160м, блоку №2 на глибину 140м. Кріплення свердловин здійснене металевими трубами.

Навколоствольні двори розташовуються на горизонтах: 200м, пласт С₄; 250м - пласт С₁, 300м (польовий, основний).

Завантажувальні пристрої для вугілля і породи, а також головний водовідлив розташовуються на горизонті 300 м. У якості кріплення стволів використовуються чавунні тюрінги, бетон.

Пласти С₆ і С₄¹ розкриваються з магістральних виробок пласта С₄ похилими квершлагами

Розкриття пластів С₅, С₄, С₁ в блоці №2 проводиться квершлагами з магістральних штреків горизонтів відповідних 200м, 250м, 300м.

У блоці №3 до відпрацювання були намічені пласти С₅ (на теперішній час відпрацьован) і С₄² (іідпрацьовується). Розкриття цих пластів у нижній технічній межі блоку прийнято горизонтальними квершлагами (відкатувальним і вентиляційним), пройденими з існуючого 3-біс східного вентиляційного штреку гор. 200м. До верхньої межі блоку з цієї ж виробки пройдені відкаточний і конвеєрний квершлагги, а з них - похилі відкаточний і конвеєрний квершлагги з людським ходком.

Для передачі вугілля на східний магістральний конвеєрний штрек горизонту 300м проходиться вертикальний вугільний бункер діаметром 5,5м.

Навколоствольний двір горизонту 300м служить для видачі вугілля, породи і виконання допоміжних операцій по обслуговуванню основного горизонту, на який

відпрацьовуються запаси всього шахтного поля. Навколоствольні двори горизонтів 200 і 250м призначені для передачі вугілля і породи на основний горизонт 300 м, а так само для прийому людей і матеріалів.

Вентиляція. На шахті застосовується всмоктуючий спосіб провітрювання. Суфлярних виділень метану та раптових викидів вугілля і газу на шахті не відзначалося. Вугілля не схильне до самозаймання. По допоміжному стоволу відбувається подача свіжого струменя повітря в шахту, по головному стоволу виводиться вихідний струмінь повітря.

На шахті встановлено два відцентрових вентилятора типу ВЦД-31,5С з асинхронним двигунами: АКС 16-44-24 (240об/хв., 500кВт, 6000В); СДС 3-17-41-16 (375 об/хв., 1600 квт, 6000 В).

У блоці №3 для поліпшення вентиляції проведена вентиляційна свердловина, на якій встановлений вентилятор УПВЦП-16Б.

Відносна метановість шахти не перевищує 13,7 м³/т. Розрахункова кількість повітря для провітрювання шахти 230м³/с максимальна депресія не перевищує 450мм. вод.ст.

Схема провітрювання виїмкових дільниць - прямолінійна, з підсвіженням вихідного струменя повітря.

Шахтний підйом. Головний ствол обладнаний двускіповим вугільним і односкіповим породним підйомами. Підйомна машина вугільного підйому типу 2Ц6Х2,4. з редукторною передачею від асинхронного електродвигуна потужністю 800кВт, 250об/хв, 6000В. Забезпечує максимальну швидкість підйому вантажу 6,7 м/с. Вугільні скіпи місткістю 18м³, вантажопідйомність 15т.

Підйомна машина породного підйому 2Ц4Х2,3 з редукторною передачею від асинхронного електродвигуна потужністю 500кВт, 250об / хв; 6000В. Забезпечує максимальну швидкість підйому вантажу 4,68м/с.

Породний скіп ємністю 12м³, вантажопідйомністю 12т. Видача вугілля і породи з горизонту 300м.

Допоміжний ствол обладнано двома одноклетьєвими підйомними установками з противагами, призначені для спуску - підйому людей і виконання

допоміжних операцій. Підйоми обслуговують горизонти 200м, 250м, 300м. Підйомні машини кожного підйому типу ЦР4-3210, забезпечують максимальну швидкість підйому 8,9м/с. Кліті 2-поверхові на одну вагонетку ВГ-3,3 в поверсі.

Кожна зі свердловин обладнується аварійно-ремонтною підйомною установкою. Підйомна машина типу Ц-1,6х1,2 забезпечує максимальну швидкість підйому 2,6 м/с. Кліть кожного з підйомів одноповерхова на 3 людини в поверсі.

Транспорт. В даний час на шахті для забезпечення транспортування вугілля використовується система повної конвейерізації від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного ствола. Типи застосування конвеєрів: 1Л80; 1ЛТ80; 1Л100К1; 1Л100К1-01; 1ЛУ120; 2ЛБ120.

Транспортні операції по відкатці породи, доставки устаткування, матеріалів і людей виконується за допомогою локомотивної відкатки акумуляторними електровозами АМ8Д. Загальна кількість електровозів на шахті 32шт.

Тип вагонетки - УВГ-3,3 загальна кількість близько 300шт.

Доставка людей по горизонтальних виробках здійснюється спеціальними складами з вагонеток ВЛ-18.

Вугілля, видане з шахти, через прийомні воронки надходить в прийомні бункери загальною ємністю 120 тонн, з яких подається двома хитними живильниками типу КТ-14 на два гуркоти типу ГГТ-51А, де воно розділяється на два класи + 100 і 0 - 100 мм . Вугілля класу + 100 мм надходить на два стрічкових конвеєра, на яких з нього вибирається великогабаритна порода і сторонні предмети. Сторонні предмети і порода накопичуються в жолобі і за допомогою живильника вантажаться в автомашини і вивозяться на відвал. Металеві предмети накопичуються в контейнері.

Вугілля класу + 100мм з конвеєрів надходить на гуркіту і далі в навантажувальні бункера.

Порода видається односкіповим підйомом головного ствола, через розвантажувальний пристрій направляється в приймальний бункер ємністю 100 тонн. З цього бункера порода хитними живильниками КТ-14 подається на лінійний конвеєр, яким доставляється в навантажувальні бункери ємністю по 175т кожен. З

цих бункерів живильниками КТ-14 вона вантажиться в автосамоскиди і вивозиться на відвал.

Порода складається в плоский відвал шарами по 5 метрів, які пересипаються піском з глиною шарами 1 метр. Планування породи на відвалі проводиться бульдозерами.

Споживачі і вимоги до якості корисної копалини. Споживачами шахти є: Селідовська ЦЗФ, Павлоградська ЦЗФ, Курахівська ГРЕС, Ладжинська ГРЕС, Запорізька ГРЕС, а також різні підприємства і фірми.

Основна маса вугілля, що видобувається надходить на Павлоградську ЦЗФ.

Вимоги споживача (ЦЗФ): Зольність - до 40%; вологість - 8%; вміст сірки - 0,8%; сортність вугілля, що видобувається - рядовий; клас крупності від 0 до 100 мм, клас + 100мм піддається дробленню на технічному комплексі.

1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі.

На підставі аналізу гірничо-геологічних умов і розмірів шахтного поля, на шахті застосовується погоризонтного спосіб підготовки. Погоризонтна підготовка пластів має ряд переваг перед іншими способами:

- забезпечуються оптимальні розміри виїмкових полів як в ухилій, так і в бремсберговій частині шахтного поля при мінімальних обсягах проведених виробок;
- забезпечується оптимальна довжина очисного забою, яка залишається постійною по всій довжині виїмкового стовпа;
- можлива повна конвейеризація транспорту корисної копалини;
- забезпечується достатня концентрація гірничих робіт по пластах;
- забезпечується максимально можлива виїмка запасів в зонах геологічних порушень.

Підготовчі й очисні роботи в 2019р. велися на пластах C_4^2 , C_1 (в блоці №1 - пласт C_1 ; в блоці №3 пласт C_4^2).

Порядок відпрацювання стовпів - від меж шахтного поля до стволів, порядок відпрацювання пластів - висхідний.

Відпрацювання ведеться одинарними лавами з погашенням воздухопадаючого штреку. Виробки з вихідним струменем залишаються у виробленому просторі лави для відводу метано-повітряної суміші.

Розкриваючі та підготовчі виробки охороняються цілком вугілля по всім верствам шириною 50 метрів.

Всі очисні вибої обладнані механізованими комплексами КД-90. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Середньодобове навантаження на очисний вибій склала - 1500 т.

В процесі експлуатації будуть проходитися магістральні і виїмальні штреки, а так само розрізні печі очисних вибоїв.

Система розробки. На шахті застосовується стовпова система розробки з повторним використанням підготовчих виробок. Важливою її перевагою в умовах шахти є порівняно малі витрати на підтримку виїмкових штреків, також можливість забезпечення високих техніко-економічних показників. Пологе залягання дозволяє приймати відпрацювання пласта довгими стовпами, як по простяганню, так і по повстанню (падінню). Очисні роботи ведуться одинарними лавами. Довжина лави при цьому становить 200-250м. Відпрацювання виїмкових стовпів виконується в послідовному порядку без залишення ціликів. Підготовка стовпів здійснюється завдяки повторному використанню дільничних виробок. Довжина стовпа 800-2000м.

Для підтримки виїмкових штреків застосовується бесцеликова охорона з викладенням багать 1,3х1,3м у виробленому просторі з щільністю установки 0,3 м.

Очисні роботи. Технологічна схема передбачає човникову виїмку з фронтальною самозарубкою комбайна на кінцевих ділянках лави. Відбите вугілля вантажиться на скребковий конвеєр і транспортується на перевантажувач СП-251.15 збірного штреку. Далі вугілля транспортується стрічковим конвеєром назустріч свіжому струмені повітря. Пересув секцій кріплення здійснюється слідом за посуванням комбайна. Управління покрівлею повне обвалення.

Згідно куту падіння і потужності пласта, до роботи на підприємстві прийнято механізований комплекс КД-90 з комбайном КА-90 та конвеєром СПЦ163, який дозволяє розмістити головки і систему подачі комбайна на штреках. А також дві насосні станції СНД-200. Попереду лави, під металеві верхняки рамного кріплення встановлюється кріплення посилення з гідравлічних стійок ГСК на відстані 40-50м від очисного вибою.

Вздовж очисного вибою відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром СПЦ-163 до збірному штреку, де вступає на скребковий перевантажувач СП-251.15, з подальшим транспортуванням по стрічкових конвеєрах 1ЛТ80 до вуглеспускного гезенка.

Матеріали та обладнання доставляються по бортовому і збірному штреку канатними напочвеними дорогами типу ДКНЛ.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочих місцях застосовують прилади СМС1/2, «Сигнал-2». В якості переносних датчиків контролю метану інженерно-технічні працівники використовують шахтні інтерферометри ШІ-10, ШІ-11, «Сигнал-2».

Середнє навантаження на очисний вибій становить близько 1500 т/добу.

Проведення підготовчих і нарізних виробок. Відповідно до прийнятого способу підготовки підготовчі виробки, як магістральні, так і виймальні проводяться по пласту з присічкою порід і є практично горизонтальними. У зв'язку з цим відповідно до [3] для проведення підготовчих виробок шахта застосовує прохідницькі комбайни типу КСП-32, ГПКС, П110.

Застосування комбайнів вибіркової дії із стрілоподібним виконавчим органом дозволяє здійснити роздільну виїмку вугілля і породи, забезпечує зниження загальних витрат праці в 1,5-4 рази в порівнянні з буропідривним способом.

Виробки кріпляться аорчним кріпленням КШПУ перетином у світлі 11,2м²-15,2м², п'ятизвенне кріпленням ВПК перетином 12,0м², триланковою АП-11,2 і кільцевим кріпленням діаметром 4,5 і 5,5 м. Відстань між рамами кріплення 0,5-1,0 м.

Гірська маса від проходки мостовим перевантажувачем вантажиться в вагонетки (при проведенні горизонтальних виробок) або на стрічковий конвеєр з подальшим перевантаженням в вагонетки. Завантажені вагони доставляються до опрокиду і порода односкіповим підйомом видається на поверхню.

Матеріали та обладнання в забій в разі доставки гірничої маси конвеєрами доставляються напочвенної канатними дорогами на базі лебідок ТКС або ДКНЛ.

Для контролю вмісту метану використовується апаратура телеметричного контролю, переносні прилади постійної дії і переносні прилади періодичної дії.

Профогляд і ремонт машин і механізмів проводиться щодня в ремонтну зміну. Основною формою організації праці приймається добова комплексна бригада, яка виконує всі основні і допоміжні роботи в забої, пов'язані з управлінням комбайна при проходці, кріпленні, нарощуванні вентиляційних труб, настилці рейкового шляху.

У кожній зміні роботу здійснюють прохідницькі ланки. Для проведення виробок площею понад 12м² необхідна ланка прохідників в складі 6 чоловік.

Для контролю повітря в підготовчих забоях застосовують апаратуру типу «АПТВ». Для контролю та управління ВМП застосовуємо апаратуру типу «Вітер». Інформація від датчиків надходить до оператора АГЗ.

Обсяг проведення підготовчих виробок (без урахування повторно використовуваних виїмкових штреків) становить 14,5-16,1 км на рік, або 14,5-13,5м на 1000т середньодобовий вихід породи становить 1800т.

Енергопостачання. Електропостачання шахти здійснюється від Павлоградської підстанції системи Дніпроенерго. Для живлення всіх підземних споживачів на горизонтах 200, 250 і 300 м споруджені ЦПП, живлення яких здійснюється за вісьмома вводами (стволовими кабелям) 6кВ безпосередньо з ДПП: від ЦПП живлення отримують високовольтні розподільні пункти (РПП-6кВ), розташовані на горизонтах 200, 250 і 300 м західного і східного крила. А від РПП-6кВ отримують живлення групи пересувних трансформаторних підстанцій. Живлення низьковольтних споживачів в шахті здійснюється напругою 660В.

Для електроустановок на поверхні шахти побудовані: РУ-6кВ і КТМ-6/0,4 кВ-0,23кВ з глухозаземленою нейтраллю, від них отримують живлення силові і освітлювальні споживачі шахтної поверхні. Для виконання виробничих процесів в шахті і на поверхні використовується як електроенергія, так і енергія стисненого повітря.

Для отримання пневмоенергії побудована компресорна станція, на якій встановлені два компресори 2ВМ-63/8 і два компресори 4ВМ-100/8, відповідно з продуктивністю 50м³/год з максимальним тиском 8атм і робочим батм.

Пневматична енергія на поверхні використовується для допоміжних операцій (обвалення вугілля в бункерах, автоматична чистка стрілок, пневмоінструмент, а в шахті для роботи комплексу обміну вагонеток).

Організація робіт на гірничому підприємстві. Режим роботи на шахті з безперервним робочим тижнем. Для шахти передбачені загальні вихідні дні під час загальнодержавних свят. На шахті встановлено наступний режим роботи:

- число робочих днів у році – 300;
- число робочих змін з видобутку вугілля – 3;
- число ремонтних змін – 1.

Графік виходів робітників видобувних і прохідницьких ділянок - ковзний. Тривалість робочої зміни:

- на підземних роботах - 6 годин;
- на поверхні - 8 годин.

1.4 Висновки

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти, а також її проектної потужності необхідно:

- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати більш досконалі технології виїмки вугілля на досить тонких і тонких пластах, що дозволяють знизити зольність вугілля, що видобувається;

- скоротити собівартість проведення підготовчих виробок;
- застосовувати прогресивні схеми провітрювання добувних і підготовчих ділянок;
- необхідне обґрунтування раціональної підготовки шахтного поля.

1.5 Вихідні дані на проект

Проектна потужність шахти складає 1,8 млн.т вугілля в рік.

В межах шахти налічується 25 вугільних пластів і прошарків, промислове значення мають 8 з них: C_8 , C_7^B , C_6 , C_5 , C_4^2 , C_4^1 , C_4 , C_1 . В даний час в роботі перебувають пласти C_4^2 і C_1 .

Шахта віднесена до III категорії за газом метаном, небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Суфлярних виділень метану та раптових викидів газу і вугілля не спостерігалось. Вугілля не схильні до самозаймання.

Схема провітрювання шахти - центральна, спосіб провітрювання - всмоктуючий.

Режим роботи шахти 4-х змінний: одна зміна ремонтно-підготовча і три зміни по видобутку вугілля. Добове навантаження на очисний вибій становить 1500 т/добу, темпи проведення гірничих виробок - 220 м/міс.

2. Технологічна частина

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Незважаючи на бурхливий розвиток технічного прогресу, підземний спосіб видобутку вугілля і сьогодні залишається надзвичайно складним і трудомістким. В даний час його основний обсяг забезпечується комбайновими і струговими комплексами обладнання з механізованими кріпленнями.

Створення та впровадження очисних механізованих комплексів (ОМК) в практику підземного видобутку вугілля зіграло виняткову роль в технічному переозброєнні вугільної промисловості, стало потужним стимулом розвитку шахт, призвело до підвищення технічного рівня всіх ланок технології підземного видобутку. Успішне застосування ОМК у вугільній промисловості сприяло розширенню сфери їх застосування.

При переході на комплексну механізацію очисних робіт були вирішені проблеми створення гідрофіцірованих пересувних секцій кріплення, забійних пересувних скребкових конвеєрів, вузькозахватних комбайнів, стругів. Кінематичні зв'язки перерахованих механізмів і обладнання забезпечують узгоджене переміщення в циклічному режимі всього комплексу машин і обладнання слідом за посуванням очисного вибою в міру відпрацювання виїмкового стовпа.

Узгоджене функціонування всіх механізмів і обладнання ОМК в основних і допоміжних режимах забезпечується інтегрованими системами електропостачання, освітлення, сигналізації та управління, гідросистемою, що забезпечує силові переміщення секцій кріплення і конвеєра з виїмковою машиною, гідросистемою пилоподавлення, системами контролю стану повітря у виробках, зокрема кількісного вмісту газу метану, телефонного та гучномовного зв'язку. Основною вимогою до перерахованого обладнання та системам є забезпечення тривалої стійкої високопродуктивної і безпечної для людей роботи ОМК в складних гірничо-геологічних умовах.

Система датчиків і мікропроцесорного обладнання забезпечують моніторинг стану вузлів і систем комплексу, контроль і оцінку режиму роботи і видачу необхідної інформації машиністу комбайна, оператору лави, диспетчеру.

Чим вище інтенсивність очисних робіт, тим більшу роль для ефективної і стійкої роботи ОМК грають системи управління виїмковими машинами, конвеєром, механізованим кріпленням і комплексом в цілому.

Вибір системи розробки проводиться виходячи з можливостей досягнення найкращих показників ведення очисних робіт, згідно з аналізом гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Доцільною є стовпова система розробки. Головною її перевагою в умовах шахти є порівняно малі витрати на підтримку виїмкових штреків, а також можливість забезпечення вищих техніко-економічних показників. Залягання дозволяє приймати відпрацювання пласта довгими стовпами за повстанням. Довжина лави при цьому досягає 200-250м. Довжина стовпа 1000-1200м обмежується розмірами панелі і наявністю біля меж шахтного поля ділянок недоцільних до відпрацювання по техніко-економічними показниками.

Дана система розробок забезпечує найбільш сприятливі умови в порівнянні з сплошною системою розробки для комплексної механізації виробничих процесів і концентрації виробництва, так як виключає взаємний вплив очисних і підготовчих робіт, забезпечує автономність провітрювання очисного вибою.

1. Визначаємо орієнтовну довжину лави по газовому фактору:

$$\ell_l = \frac{864 \cdot V_{m_{в.п. max}}}{n_{см} \cdot r \cdot m_n \cdot \gamma \cdot k_n \cdot q \cdot k_{deg}}, \text{ м} \quad (2.1)$$

де V_{max} — допустима швидкість руху повітряного струменя по ПБ, м/с;

c — допустима концентрація метану по ПБ у вихідному струмені з очисної ділянки, %;

b — ширина струменя призабойного простору, м;

m_v — виймальна потужність пласта, м;

k_m — коефіцієнт машинного часу;

$n_{см}$ — число видобувних змін;

φ — коефіцієнт звуження повітряного струменя;

$k_{e.n.}$ — коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому просторі;

r — ширина захвату комбайна, м;

m_n — корисна потужність пласта, м;

ρ — щільність вугілля, т/м³;

q — метановість вугільного пласта, м³/т.с.д.

$k_{дег}$ — коефіцієнт природної дегазації джерел метану в відсутності очисних робіт.

$$k_m = \frac{T_m}{1440} = \frac{n_{cm} \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot T_{cm}}{1440}, \quad (2.2)$$

де k_n — коефіцієнт надійності комбайна;

k_{np} — коефіцієнт, що враховує простої комбайн по організаційно-технічних причин;

T_{cm} — тривалість зміни;

$$k_m = \frac{3 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 360}{1440} = 0,45$$

$$\ell_l = \frac{864 \cdot 4 \cdot 1,3 \cdot 85 \cdot 0,95 \cdot 0,45 \cdot 0,9 \cdot 1,3}{3 \cdot 0,8 \cdot 0,75 \cdot 1,26 \cdot 1,4 \cdot 10 \cdot 1} = 250 \text{ м};$$

2. Визначаємо довжину лави по технологічному фактору:

$$\ell_l = \frac{[(T_{cm} - t_{n.z.}) - t_{к.о.} \cdot n_{ц}] \cdot k_n}{\left(\frac{1}{V_p} + t_{в}\right) \cdot n_{ц}} + \sum \ell_n, \text{ м} \quad (2.3)$$

де T_{cm} — тривалість зміни, хв;

$t_{n.z.}$ — час на підготовчо-заключні операції, хв;

$t_{к.о.}$ — час кінцевих операцій, хв;

$n_{ц}$ — число циклів по виїмці за зміну;

k_n — коефіцієнт готовності комбайна;

V_p — робоча швидкість подачі комбайна, м / хв;

$t_{в}$ — питомі витрати часу на допоміжні операції, хв / м;

$\sum \ell_n$ — сумарна довжина ніш, м;

$$\ell_l = \frac{[(360 - 20) - 25 \cdot 1,3] \cdot 0,75}{\left(\frac{1}{2,4} + 0,56\right) \cdot 1,3} = 250 \text{ м}$$

Остаточню приймаємо довжину лави $\ell_l = 250$ м.

Вибір засобів очисного видобування

Для підвищення навантаження на очисний вибій передбачаємо заміну комбайна КА200 на комбайн нового технічного рівня CLS400V виготовленого компанією CorumGroup.

Corum Group (Corum, Корум Груп) – українська компанія. Виробник устаткування для гірничодобувної галузі України і світу. Входить у фінансово-промислову групу Систем Кепітал Менеджмент.

Corum – один з найбільших виробників обладнання в галузі гірничої видобутку. Їх техніка працює на гірничодобувних підприємствах в 15 країнах світу. Може добувати кам'яне вугілля, залізу і нікелеву руди, калійні солі, гіпс, цинк, алмази та інші тверді корисні копалини. Компанія працює [8] на Україні, в Росії, Білорусії, Казахстані, Польщі, В'єтнамі. Також, поставляє продукцію в Румунію, Грузію, Вірменію, Естонію, Македонію, Боснію і Герцеговину, Чорногорію та інші країни. Серед покупців – більше 30 найбільших видобувних холдингів, в активі у яких 400 шахт і кар'єрів, збагачувальні фабрики, металургійні та машинобудівні підприємства.

Основний напрямок розробки – заміна низько ресурсного очисного комбайна КА200 (рис. 2.1).

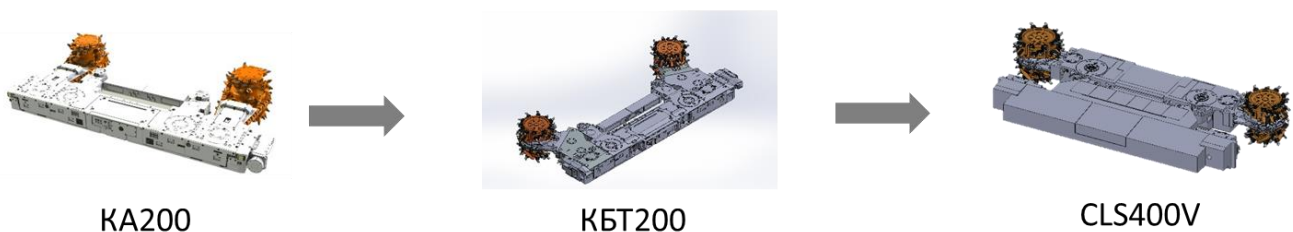


Рисунок 2.1 – Етапи створення очисного комбайна CLS400V

Комбайн очисний CLS400V (рис. 2.2) призначений для механізованого виїмки вугілля в складі очисних комплексів з різними типами кріплень, скребкових конвеєрів, обладнаних винесеною системою подачі і рейкової системою подачі «Айкотрак» в високопродуктивних очисних вибоях пологих і похилих пластів

потужністю 0,9 ... 1,27М, за простягання з кутами нахилу до 35°, а також по повстанню і падінню з кутами до 10°, при опірності вугілля різанню до 450 кН/м.

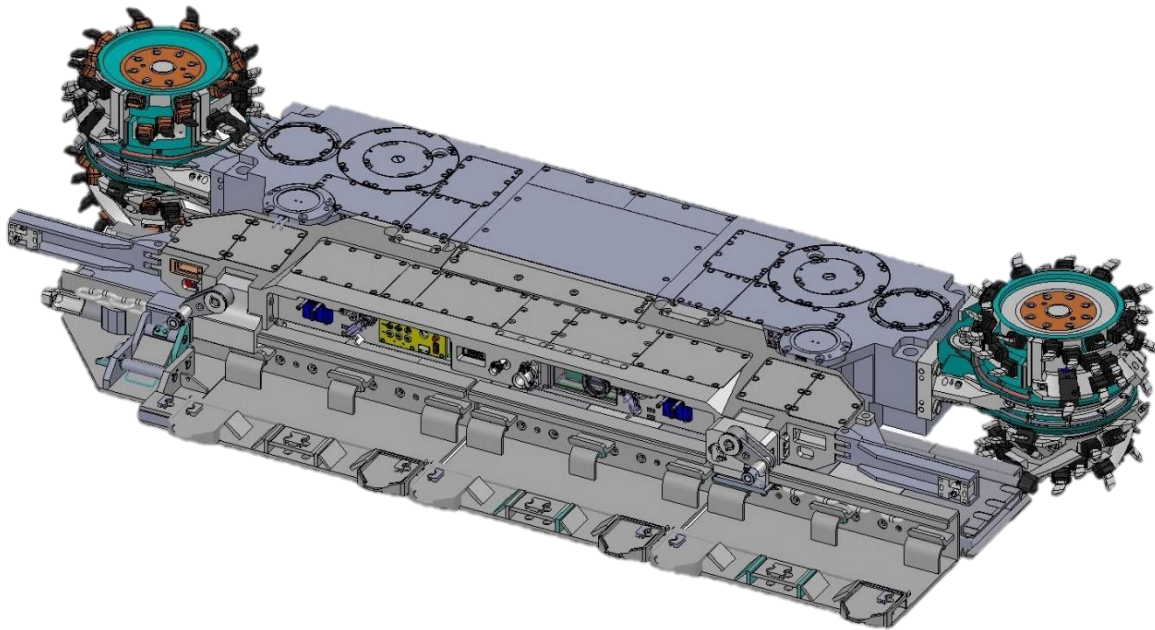


Рисунок 2.2 – Зовнішній вигляд комбайна CLS400V

Ключовими особливостями комбайна є:

- покращена вантажна здатність комбайна;
- забезпечення жорсткості корпусу комбайна;
- збільшене вікно над конвеєром, забезпечує прохід під комбайнів великогабаритних шматків гірської маси;
- редуктора різання з трансмісією розрахованої на 400кВт;
- збільшено термін служби редуктора, за рахунок перенесення конічної пари і вузлів механізму включення на другу передачу;
- серійне навісне обладнання, можлива заміна комбайна КА200 на CLS400V (з винесеним механізмом подачі) безпосередньо в працюючої лаві;
- виняток з конструкції ріжучих ланцюгів.

Технічна характеристика комбайна наведена в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Технічна характеристика комбайна CLS400V

Найменування показників	Значення
Продуктивність, т/м	5,0 – 10
Застосування по виймаємо потужності пласта, м	0,9 – 1,27
Сумарна номінальна потужність електроприводу. кВт, в т.ч.:	550
- приводу виконавчого органу;	400
- приводу подачі;	2x75
Номінальна напруга мережі, В	1140
Діаметр виконавчого органу, м	1,0
Номінальна ширина захвату, м	0,8
Тип механізму подачі	ВСПК, БСП
Максимальна швидкість подачі, м/хв	5 – 7,5
Максимальне тягове зусилля подачі, кН	300
Довжина по осях виконавчих органів, мм	4970
Висота корпусу в зоні кріплення, мм	546
Маса, т	16

Таблиця 2.2 – Засоби очисної виїмки

Найменування обладнання	Од. вим.	Кількість
Секції кріплення 1КД80	шт.	185
Комбайн CLS400V	шт.	1
Скребокний конвеєр СП-251.13	шт.	1
Скребокний перевантажувач	шт.	1
Маслостанція	шт.	2
Насос зрошення	шт.	1

Гірничо-шахтне механізоване кріплення типу 1КД80 (рис. 2.3) – це щитове, механізоване, опорно-огороджувальне кріплення, призначене для тимчасового

кріплення покрівлі при комбайновому способу виймання вугілля в тому числі небезпечних за раптовими викидами.

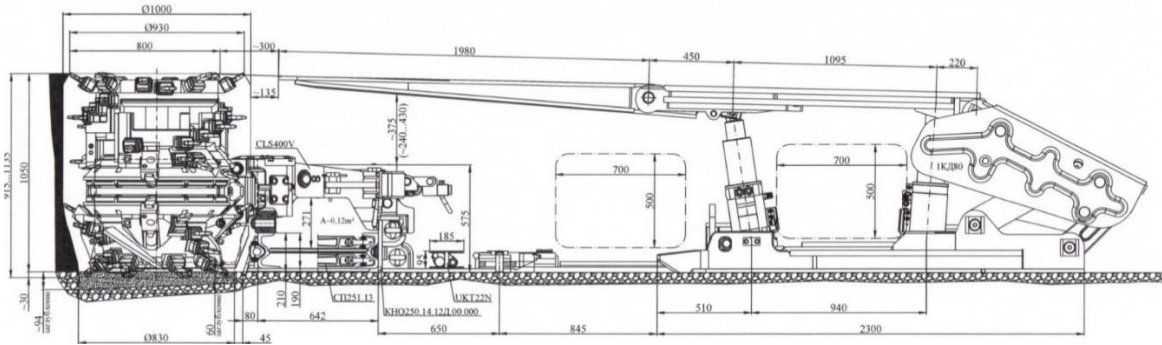


Рисунок 2.3 – Механізований комплекс МКД-80

Таблиця 2.3 – Технічна характеристика механізованого кріплення 1КД80

Показник	Значення
Опір кріплення, кН: на 1 м ² підтримуваної покрівлі на 1 м по довжині лави	480 1900
Робочий опір, кН: стойки секції	640 2560
Зусилля початкового розпору, кН	380
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9
Крок пересування секції, м	0,8
Крок установки секції, м	1,35
Зусилля гідродомкрата при пересуванні, кН: секції кріплення става конвеєра	250 140
робоча рідина	Водна емульсія з 1,5-2% присадки ВНИИНП-117 або 3- 5% Аквол-3
Тиск робочої рідини, Мпа: в напірній магістралі в поршневій порожнині стойки I / II ступені	25 32/68
Габарити секції кріплення, мм: довжина по перекриттю ширина по перекриттю мінімальна висота по задньому ряду стоек	3850 1300 560
Маса кріплення на 1 м довжини лави, кг	4520

Скребковий конвеєр СП-251.13 має при швидкості руху транспортного ланцюга 1,м/сек номінальну продуктивність 600т / год. Основні технічні параметри цього конвеєра вказані в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Технічна характеристика конвеєра СП-251.13

Найменування параметрів	Значення
Тип механізованого кріплення	МК98Д; М88; МТ; М87УМП; М87УМН; 1М103; КД90; КД80; 1КДД; ДМ; “Глінік” и др.
Тип комбайна	1ГШ68; 2ГШ68Б; 1К103М; КА80; КА200; 1К101У; 1К101УД; РКУ10; РКУ13; ГШ200; УКД200; УКД200/250; УКД300; УКН400 и др.
Продуктивність, т/год	480...600
Швидкість руху тягового органу, м/с:	
- робоча – для одношвидкісного двигуна	1
- для двошвидкісного двигуна	1,12; 1,24
- маневрова – для двошвидкісного двигуна	0,37; 0,41
Довжина в поставці, м	250
Енергоозброєність, кВт	4x55; 3(4)x75; 2(3)x110; 2(3)x132; 2x160; 2x55/160; 2x200; 2x65/200
Напруга живлення, В	1140/660
Тяговий орган:	
- кількість і розташування ланцюга	дві в напрямних боковин рештака
- калібр ланцюга, мм	24x86Н
- відстань між осями ланцюгів, мм	480
Рештачний став:	
- висота рештака по боковинам, мм	190; 205
- довжина рештака по боковині, мм	1500
- ширина рештака по боковинам, мм	642

2.2 Розрахунок параметрів технології відобутку вугілля

Продуктивність комбайна визначається за швидкістю його подачі, яка залежить від [9]:

- потужності двигуна комбайна (енергоозброєності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);
- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

Перевірка механізований комплексу на розсув:

$$H_{\min} \leq m_{\min} - (\Delta h_2 + \theta) , \text{ м} \quad (2.4)$$

$$H_{\max} \geq m_{\max} , \text{ м}; \quad (2.5)$$

де H_{\max} и H_{\min} необхідна максимальна і мінімальна висота секцій кріплення, м;
 Δh_1 і Δh_2 – можлива величина опускання покрівлі по осі передньої і задньої
 стоек секцій кріплення, м

θ - запас розсуву стойки механізованого кріплення, м

$$\Delta h_1 = \alpha \cdot m_{\min} l_n , \text{ м}; \quad (2.6)$$

$$\Delta h_2 = \alpha \cdot m_{\max} l_3 , \text{ м}. \quad (2.7)$$

α - коефіцієнт, що враховує тип покрівлі по стійкості.

m_{\max} и m_{\min} – максимальна і мінімальна потужність пласта на межах шахтного поля.

Обране механізоване кріплення придатне, якщо виконується умова.

$$H_{\min} \geq H_n^I, H_{\max} \leq H_e^I \quad (2.8)$$

H_n^I і H_e^I - мінімальна і максимальна конструктивні висоти секцій.

Оскільки $H_{\max}=0,86$ м < $H_e=1,25$ м, а $H_{\min}=0,82$ м > $H_n=0,8$ м, то обране кріплення по коливанню потужності пласт придатне для представлених гірничо-геологічних умов.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності:

$$V_p^k = \frac{N_{yctm}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{\varphi} \cdot k_{ocn}} , (\text{м} / \text{мин}) \quad (2.9)$$

де N_{yctm} - тривала потужність двигуна комбайна, кВт;

H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт/т;

m_e - виймаєма потужність пласта, м;

r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м;

γ - об'ємна вага вугілля, т/м³;

$k_{осл}$ - коефіцієнт, що враховує ослаблення пласта врубав;

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

$$N_{уст} = 0,9 \cdot N_{пасп}, \text{ кВт} \quad (2.10)$$

$$N_{уст} = 0,9 \cdot 400 = 360 \text{ кВт}$$

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p (0,77 + 0,008 \cdot R), \text{ кВт} \cdot \text{год/т}; \quad (2.11)$$

де A_p – опірність вугілля різанню, Н/см;

R – показник крихкості вугілля;

Для вузьких вугілля визначається за формулою:

$$R = 0,25 \cdot A_p, \text{ кН/м} \quad (2.12)$$

$$R = 0,25 \cdot 300 = 75, \text{ кН/м}$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 300 (0,77 + 0,008 \cdot 75) = 0,76$$

$$V_p^k = \frac{360}{60 \cdot 0,76 \cdot 1,1 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 0,9} = 7,9 \text{ м/хв};$$

2) швидкість подачі комбайна за газовим фактором визначається за формулою:

$$V_k^z = \frac{0,6 \cdot V m_g \cdot \varphi \cdot d \cdot K_{в.п}}{q \cdot r \cdot m_{пол} \cdot \gamma_y \cdot K_n}, \text{ м/хв}; \quad (2.13)$$

де V - допустима по ПБ швидкість руху повітряного струменя в лаві, м/с;

m_g - виймальна потужність пласта, м;

b - ширина вибійного простору, м;

φ - коефіцієнт звуження повітряного струменя;

d - допустимий по ПБ вміст метану у вихідному струмені, %;

$K_{в.п}$ - коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому простору;

q - метановість пласта, м³/т.с.б.

$m_{пол}$ - геологічна потужність пласта, м;

K_n - коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

$$V_p^k = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1,26}{6,9 \cdot 0,8 \cdot 0,79 \cdot 1,26 \cdot 1,1} \cdot 4,0 = 6,57 \text{ м/хв}$$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою:

$$V_k^{kp} = \frac{b}{\sum t_{kp}}, \text{ м/хв} \quad (2.14)$$

де b - крок установки секцій кріплення в лаві, м;

$\sum t_{kp}$ - час на повній цикл пересування секцій, хв;

$$\sum t_{kp} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5, \text{ хв} \quad (2.15)$$

де t_1 - час на переміщення робочого від секції до секції і огляд секції, сек;

t_2 - час на зачистку секції кріплення перед перерозподілом, сек;

t_3 - час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 - час на пересувку секції кріплення, сек;

t_5 - час на розпір секції, сек;

$$\sum t_{кр} = 3 + 3 + 4 + 2 = 12 \text{ сек} = 0,2 \text{ мин}$$

$$V_k^{кр} = \frac{1,5}{0,2} = 7,5 \text{ м/хв}$$

Остаточню приймаємо швидкість подачі $V_k^{кр} = 6,5$ (м/хв)

4) Тривалість циклу виїмки вугілля комбайном:

$$t_y = (t_0 + t_3 + t_6) \left(1 + \frac{K_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + t_k, \text{ хв} \quad (2.16)$$

де t_0 - тривалість роботи комбайна на виїмці вугілля, хв;

t_3 - тривалість роботи комбайна по зачистці лави, хв;

t_6 - тривалість супутніх виїмці допоміжних операцій, хв;

K_o - коефіцієнт відпочинку;

k_1 - коефіцієнт, що враховує гіпсометр ґрунту пласта;

k_2 - коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави;

k_3 - коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості покрівлі;

k_4 - коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

V_{κ}^{kp} - сумарна тривалість кінцевих операцій в циклі, хв;

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі:

$$t_0 = \frac{(l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}})}{V_p^{\kappa}}, \text{ хв} \quad (2.17)$$

де $l_{\text{л}}$ - довжина лави, м;

V_p^{κ} - швидкість подачі комбайна, м/хв;

$$t_0 = \frac{250}{6,5} = 38 \text{ хв}$$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою:

$$t_d = 0,08 \cdot (l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) = 0,08 \cdot (250 - 0) = 20 \text{ хв}; \quad (2.18)$$

Сумарна тривалість виконання кінцевих операцій в циклі визначається за формулою:

$$\sum t_{\kappa} = \frac{2 \cdot (l_{\kappa} + l_{\text{уз}})}{V_p^{\kappa}}, \text{ хв} \quad (2.19)$$

де l_{κ} - довжина корпусу комбайна, м;

$l_{\text{виг}}$ - довжина вигину конвеєра, м;

$$\sum t_{\kappa} = \frac{2 \cdot (11,18 + 20)}{2,4} = 26 (\text{мин}).$$

$$t_{\text{ц}} = (38 + 20) \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 0,9 + 26 = 89 \text{ хв};$$

5) Розрахунок кількості циклів за добу:

$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - t_{\text{рем}} - t_{\text{в.в.}} - (t_{\text{н.з}} + t_{\text{м.н}}) \cdot n_{\text{см}}}{t_{\text{ц}}}, \quad (2.20)$$

де 1440 - кількість хвилин в добі;

$t_{\text{рем}}$ - тривалість ремонтної зміни, хв;

$t_{\text{в.в.}}$ - тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу, хв;

$t_{\text{пер}}$ - тривалість неперервних технологічних процесів в зміні, хв;

$t_{\text{н.з}}$ - тривалість підготовчо-заклучних операцій, хв;

$n_{\text{см}}$ - кількість змін з видобутку на добу.

$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - 10 \cdot 3}{89} = 12 \text{ циклів}$$

Приймаємо 12 виїмкових циклів за добу.

б) Видобуток вугілля за один цикл:

$$D = m \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma_{\text{у}} \cdot c, \text{ Т} \quad (2.21)$$

$$D = 1,1 \cdot 250 \cdot 0,9 \cdot 1,26 \cdot 0,98 = 305 \text{ (т)}$$

7) Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{\text{см}} = m_{\text{в.м}} \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma_{\text{з.м}} \cdot n_{\text{ц}} \cdot c, \text{ Т/добу} \quad (2.22)$$

$$A_{\text{доб}} = 1,1 \cdot 250 \cdot 0,9 \cdot 1,26 \cdot 12 \cdot 0,98 = 3667 \text{ Т/добу}$$

8) Річне планове навантаження на лаву;

$$A_{\text{год}} = A_{\text{см}} \cdot N_{\text{р.д}}, \text{ Т} \quad (2.23)$$

де $N_{\text{р.д}}$ - число робочих днів у році, днів;

$$A_{\text{год}} = 3667 \cdot 300 = 1100100 \text{ Т}$$

2.3 Технологія очисної виїмки вугілля

Технологічна схема очисних робіт комплексом 1КД80 (рис. 2.4) включає процес виїмки (відбійку і навантаження) вугілля, його транспортування уздовж вибою, кріплення, пересувку конвеєра, управління станом масиву і кінцеві операції.

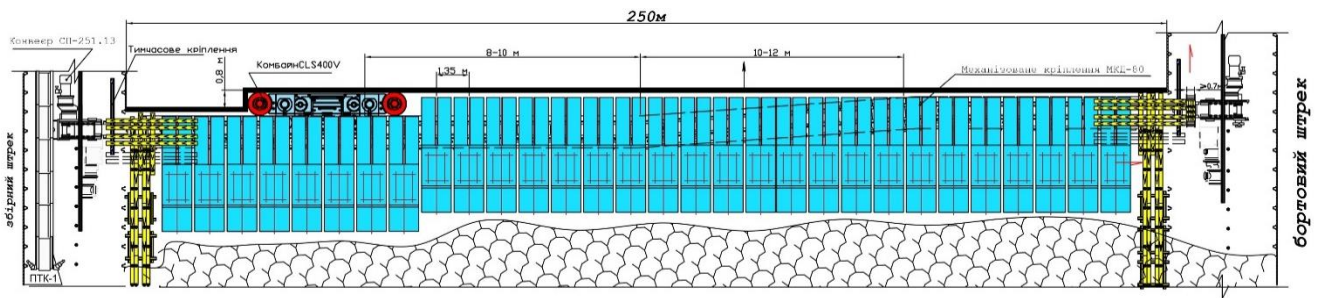


Рисунок 2.4 – Технологічна схема видобутку вугілля

Засоби механізації очисної виїмки складаються з вузькозахватного комбайна CLS400V з шириною захвату виконавчого органу 0,8 м, кабелеукладача, скребкового конвеєра СП-251.13 що згинається, механізованого кріплення Донбас-80.

Виїмка вугілля здійснюється за човниковою схемою. Забійний конвеєр відстає від забою на відстань 150 мм. Руйнування вугілля відбувається з флангу вибою. Переміщаючись уздовж вибою по ставу забійного конвеєра, комбайн знімає смугу вугілля рівну ширині виконавчого органу. Передній виконавчий орган розширюють до покрівлі пласта, задній – знаходиться у гранту пласта. Положення виконавчих органів регулюється по гіпсометрії пласта завдяки гідроциліндрам, розташованим всередині виконавчого органу. Зарубування комбайна в пласт здійснюється на кінцевих ділянках очисного вибою способом «косих заїздів» в наступному порядку [10]:

- в початковому положенні конвеєр пересунут до вибою за винятком кінцевій частині, де розташований комбайн;
- комбайн подається вздовж лінії вигину конвеєра при включеному передньому виконавчому органу та виймає клиновидну смугу вугілля довжиною 12-15м;
- пересувається недодвинута частина конвеєра і кінцева головка, а також проводиться виїмка комбайном цілини вугілля що залишилося;
- після перегону комбайна до уступу вибою проводиться виїмка вугілля.

Навантаження вугілля на забійний конвеєр проводиться виконавчим органом комбайна, який розташовується у гранту пласта. Частина вугілля, що залишилась, вантажиться на конвеєр статичним лемехом при його пересуванні до вибою.

Уздовж очисного вибою вугілля транспортують скребковим забійним конвеєром, з якого вугілля пересипається на конвеєр, розташований в конвеєрному штреку.

Слідом за проходом комбайна секції кріплення розвантажуються і підтягуються до ставу конвеєра. Для задовільного стану порід покрівлі необхідно процес кріплення виробляти в зоні активного зближення бічних порід, яке викликане виїмкою вугільного уступу комбайном. У цей момент часу розвантаження секції кріплення і зближення порід відбуваються в одному напрямку. У робочому просторі очисного вибою породи деформуються в одному режимі і не руйнуються. При распоре секції стойки кріплення швидко виходять на режим несучої здатності і перешкоджають зближенню порід. У більшості випадків швидкість кріплення обмежує швидкість подачі комбайна і не дає використовувати повністю його можливості. Управління процесом кріплення здійснюється з секції розташованої поруч.

Пересування конвеєра відбувається гідродомкратами після видалення комбайна на відстань, рівну стрілі вигину конвеєра або його пересувають одночасно по всьому вибою разом з комбайном для виїмки чергової смуги вугілля.

Управління станом масиву гірських порід – повне обвалення, відбувається зазвичай під час пересування секцій кріплення, незалежно від прийнятого способу управління гірським тиском.

Провітрювання очисного вибою здійснюється за рахунок загальношахтної депресії.

2.4 Організація робіт на виробничій ділянці

Організація робіт в ремонтно-підготовчу зміну. На планограмі робіт (рис. 2.5) зображуються всі основні виробничі процеси, що виконуються в забої, їх послідовність і взаємна ув'язка в просторі і часі.

За виконання всіх ремонтних робіт в ремонтно-підготовчу зміну відповідальним є механік дільниці, а в його відсутність особа технічного нагляду, що заміщає його.

Наряди на ремонт, усунення несправностей і обслуговування гірничо-шахтного обладнання на ділянці видає механік дільниці, а в його відсутність начальник ділянки (заступник, помічник начальника ділянки), затверджуються начальником виробничої зміни по підприємству і узгоджуються зі службою ВІД.

Зазвичай бригаду поділяють на чотири ланки (видобувні), які складаються з 13 чол. У ремонтну зміну виходять 10 електрослюсарів і 20 робітників очисного забою. Змінну ланку очолює ланковий. Бригадир, як правило, виходить в першу зміну. В ремонтні годинни машиніст комбайну з помічником і двома електрослюсарями здійснюють профілактичний огляд та ремонт комбайна. Вісім електрослюсарів регулюють загальнодільничні механізми і електроапаратуру. Шість гірників очисного вибою зайняті ремонтом механізованого кріплення і маслостанцій, два - перевіркою ланцюгів скребкових конвеєрів. Три людини на бортовому штреці і три людини на збірному штреку переносять випереджальне кріплення і кріплять сполучення лави зі штреками. Четверо робітників здійснюють пересувку штрекового скребкового перевантажувача. Троє робітників погашають бортовий штрек.

Також в ремонтно-підготовчу зміну виконуються роботи по:

- доставці, навантаженню та розвантаженню матеріалів;
- скорочення стрічкового конвеєра;
- роботи з усунення порушень ПБ і ліквідації аварій та ін.

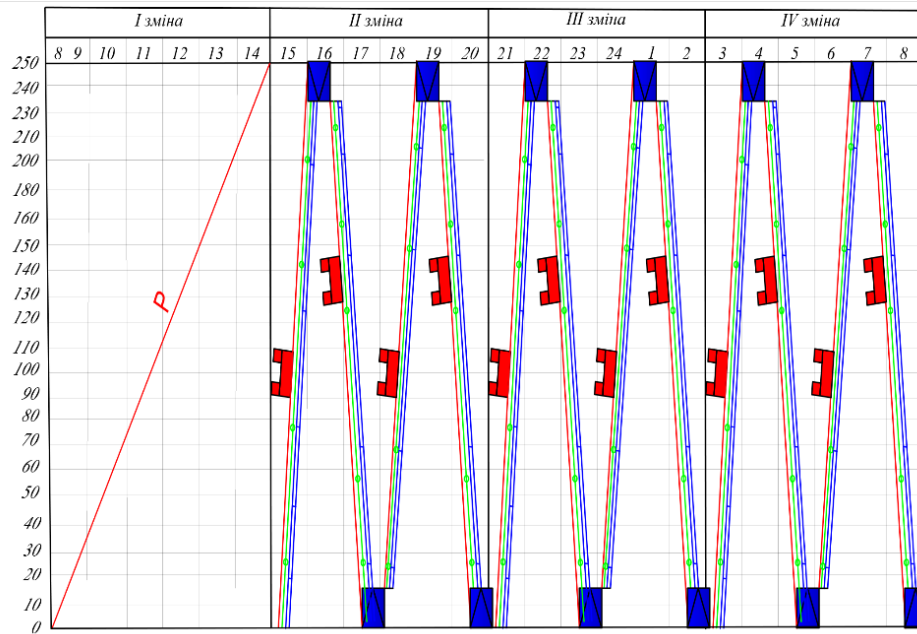


Рисунок 2.5 – Планограма робіт

Організація робіт у видобувну зміну. У видобувну зміну в лаві працює ланка з 13 чол., обов'язки між якими розподіляються наступним чином. Машиніст комбайна та його помічник оглядають комбайн і змінюють зубки, заливають масло в редуктор і виконують інші роботи з підготовки комбайна до виїмки вугілля. Після цього машиніст керує комбайном, помічник машиніста стежить за силовим кабелем комбайна і шлангом зрошення. Троє робітників розташовуються за комбайном і пересувають секції кріплення. У нижній частині лави двоє робітників зачищають від штабу підшову штреку, стежать за пересипачем з лавного конвеєра на штрековий, здійснюють кріплення сполучення лави зі збірним штреком, зачистку підшови перед приводом ВСПК, пересувку ВСПК, установку кріплення посилення. В обов'язки трьох робочих входить зачистка «кишень» - пустот між конвеєром і підставою секцій. У верхній частині лави двоє робітників здійснюють кріплення сполучення лави з бортовим штреком, зачистку ґрунту перед приводом ВСПК, пересувку ВСПК, установку кріплення посилення, погашення бортового штреку (на 2-му етапі відпрацювання). Електрослюсар на збірному штреку виконує ремонт і обслуговування електроапаратури та механізмів.

Перед початком роботи особа змінного нагляду дільниці зобов'язана упевнитися відповідно кріплення затвердженим паспортом, в забезпеченості

робочих місць провітрюванням, зрошенням, засобами пожежогасіння, а також в справності запобіжних пристроїв, кабельної мережі, огорожень, сигналізації, засобів зв'язку і апаратури.

Організація ведення робіт в лаві. Для забезпечення нормальної роботи механізованого комплексу щодоби в ремонтну зміну проводиться профілактичний огляд і поточний ремонт усіх машин і механізмів комплексу, ремонт гірничих виробок.

У видобувну зміну проводяться роботи з виїмки вугілля, кріпленню очисного вибою, пересуванні конвеєра і приводів, процесів, що супроводжують процес виїмки, кріпленню сполучень, щозмінному обслуговування обладнання.

2.5 Технологічна схема транспорту

Характеристика шахтних вантажопотоків. Проектом передбачається повна конвейеризація при доставці вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола. По очисному вибою вугілля транспортується за допомогою скребкового конвеєра СП-251.13. З очисного забою вугілля надходить на стрічковий конвеєр ЛТ-80, що знаходиться на збірному штреку. Продуктивність конвеєра становить 280т/год. З виїмкової ділянки, через вуглеспускний гезенки, вугілля надходить на стрічкові конвеєра 2ЛТП-1000Д, встановлені на Магістральному конвеєрному штреці пласта С₁.

Стрічкові конвеєри магістральних виробок встановлені з розрахунком на виробничу потужність шахти 1,8 млн.т/рік, тому магістральні конвеєри повністю забезпечують вантажопотік вугілля.

Вибір засобів допоміжного транспорту. Для виконання транспортних операцій по відкатці породи, доставці обладнання, матеріалів і людей застосовується локомотивне відкочування з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д і вагонеток типу ВГ-3,3, а для доставки вугілля з породних вибоїв вагонетки ВГ-3,3, ВДК-2,5; довгоміри доставляються на спеціальних платформах.

Вагова норма поїзда (без урахування маси вагонетки), обумовлена розрахунком становить 49 т, і відповідає від 9 до 13 вагонеток у потязі, залежно від об'ємної ваги вантажу (від 1,7 до 1,1 т/м³). Необхідна кількість електровозів для забезпечення відпрацювання пласта С₁ становить 7 од. і визначено відповідно до [6]. Для обслуговування електровозів і зарядки акумуляторних батарей на горизонті 250м передбачається використання існуючої гараж-зарядної.

Для механізації маневрових робіт в навколоствольних дворах, у перекидача, на приймально-відправних площах застосовуються пересувні штовхачі ТКП -3.

В якості допоміжного транспорту, крім локомотивної відкатки передбачено використання канатних надгрунтових доріг типу ДКНЛ-1.

Обґрунтування і вибір засобів транспорту на проектованій ділянці. На видобувній ділянці є основний транспорт, призначений для транспортування вугілля, і допоміжний, для транспортування матеріалів і устаткування.

При використанні стовбової системи розробки та пологому заляганні вугільних пластів найбільш ефективним є конвеєрний транспорт. Повна конвейеризація дозволяє забезпечити достатній запас по пропускній здатності. Це актуально при комплексній механізації очисних вибоїв.

Транспортування гірської маси по лаві здійснюється скребковим конвеєром СЗК, що входить до складу механізованого комплексу. З лави вугілля перевантажується на скребковий перевантажувач СП 251.15, що знаходяться на збірному штреці. Зі збірного штреку гірська маса перевантажується на Магістральний конвеєрний штрек пласта С₁, за яким він транспортується до головного ствола шахти і надалі на поверхню.

Дільничні гірничі виробки проходяться по пласту, з огляду на мінливу гипсометрію вугільних пластів в умовах шахтного поля, кут їх нахилу змінюється від -5 до +5, використання електровозної відкатки в таких умовах не представляється можливим. Найширше поширення на шахтах Західного Донбасу отримали надгрунтові канатні дороги типу ДКНЛ-1. Використання цього виду транспорту дозволяє доставляти обладнання не тільки по бортовим, але і по збірним штрекам. В якості транспортних засобів застосовуються площадки.

Пропускна здатність даного виду транспорту є достатньою для забезпечення нормальної роботи ділянки.

У місцях сполучення дільничного штреку з магістральним конвеєрним штреком встановлюється типовий перевантажувальний пункт з бункерним перевантаженням.

Схема дільничного транспорту наведена на рис. 2.6. Устаткування для транспортування зведемо в таблицю 2.5

Таблиця 2.5 - Транспортні засоби на виробничій ділянці

Найменування обладнання	Од. виміру	Кількість
Очисний вибій		
СП 251.15	м.	230
Збірний штрек		
ПТК1	м.	50
1ЛТ-80	м.	800
1ЛТ-80	м.	800
ДКНЛ-1	м.	1750
Бортовий штрек		
ДКНЛ-1	м.	1750

Розрахунок скребкового привибійного конвеєра. Експлуатаційний вантажопотік на конвеєр визначається за формулою:

$$Q_3 = 60 \cdot a_{1n} \cdot k_t, \text{ т/хв} \quad (2.24)$$

де a_{1n} — середній хвилинний вантажопотік з очисного вибою, т/хв;

k_t — розрахунковий вантажопотік нерівномірності, приймається по таблиці 10.5 [10], в залежності від часу завантаження става конвеєра t_k і коефіцієнта нерівномірності хвилинного вантажопотоку k_l .

Тривалість завантаження става конвеєра t_k визначається за формулою:

$$t_k = \frac{l_k}{60 \cdot V_k}, \text{ хв} \quad (2.25)$$

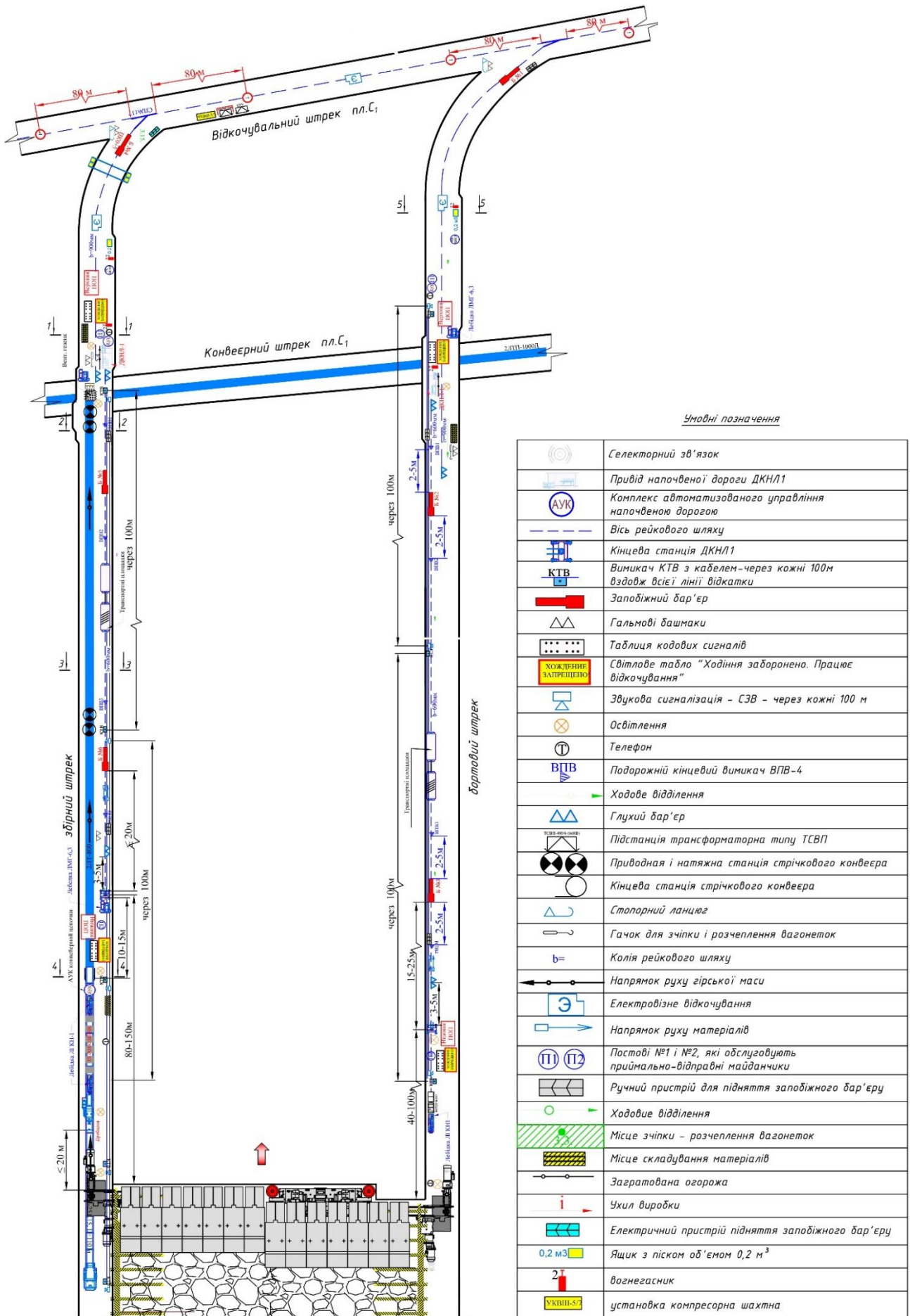


Рисунок 2.6 – Схема дільничного транспорту

де l_k — довжина конвеєра, м ;

V_k — швидкість руху ланцюга конвеєра, м/с;

$$t_k = \frac{230}{60 \cdot 1,25} = 3,3 \text{ хв};$$

Середній хвилиний вантажопотік із вибою визначається за формулою:

$$a_{1n} = \frac{A_{cm}}{60 \cdot T_{cm} \cdot k_n}, \text{ Т/хв} \quad (2.26)$$

де A_{cm}^{nop} — змінне навантаження на вибій, Т/зм;

T_{cm} — тривалість зміни, год;

k_n — коефіцієнт часу надходження вугілля з очисного вибою по транспортній системі;

$$a_{1n} = \frac{1220}{60 \cdot 6 \cdot 0,6} = 5,69, \text{ Т/хв}$$

Погонна маса вантажу визначається за формулою:

$$q_{zp} = \frac{Q_3}{3,6 \cdot V_k}, \text{ кг/м} \quad (2.27)$$

$$q_{zp} = \frac{60 \cdot 5,69 \cdot 2,1}{3,6 \cdot 1,25} = 38 \text{ кг/м};$$

Типові зусилля гілок визначаються за формулою:

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta), \text{ Н} \quad (2.28)$$

де q_0 — погонна маса ланцюга зі скребками, кг/м;

ω, ω_0 — коефіцієнт опору руху;

β — кут нахилу конвеєра, град;

g — прискорення вільного падіння, м/с²;

$$F_{1-2} = 230 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) = 19620 \text{ Н};$$

$$F_{3-4} = 230 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) + 250 \cdot 38 \cdot 9,81 \cdot (0,6 \cdot 1 - 0) = 21091,5 \text{ Н}.$$

Тягове зусилля приводу визначається за формулою:

$$F_{H-c} = F_{1-2} + F_{3-4}, \text{ Н} \quad (2.29)$$

$$F_{H-c} = 19620 + 21091,5 = 40711,5 \text{ Н};$$

Необхідна потужність приводу визначається за формулою:

$$N = \frac{F_{H-c} \cdot V_k \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (2.30)$$

де $k_{реж}$ — коефіцієнт режиму;

η — К.П.Д. приводу;

$$N = \frac{40711,5 \cdot 1,25 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,87} = 72,3 \text{ кВт}$$

Приймаються до установки два двигуна потужністю $N_{\text{дв}}=55$ кВт.

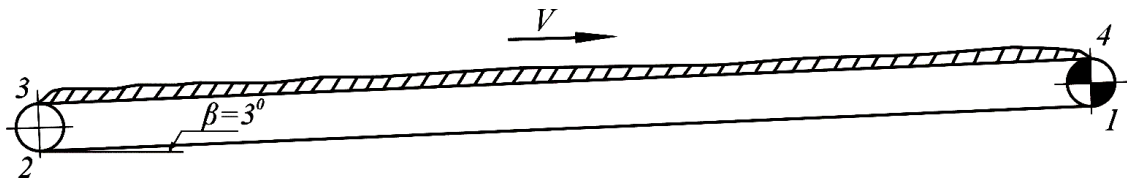


Рисунок 2.7 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Мінімальний початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі:

$$F = \frac{F_{\text{нб.сб}} \cdot \delta_{\text{II}} \cdot k_t}{e^{f\alpha} - 1}, \text{ Н} \quad (2.31)$$

$k_t = 1,3 - 1,4$ – коефіцієнт запасу тягової міцності двигуна;

f – коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана; $e^{f\alpha} = 2,85$;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$\begin{aligned} F_{\text{сп.мін}} &= F_{3\text{мін}} = (3000 - 4000) \cdot B; \\ F_{\text{сп.мін}} &= 3500 \cdot 0,8 = 2800(\text{Н}); \end{aligned} \quad (2.32)$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена на рис. 2.7.

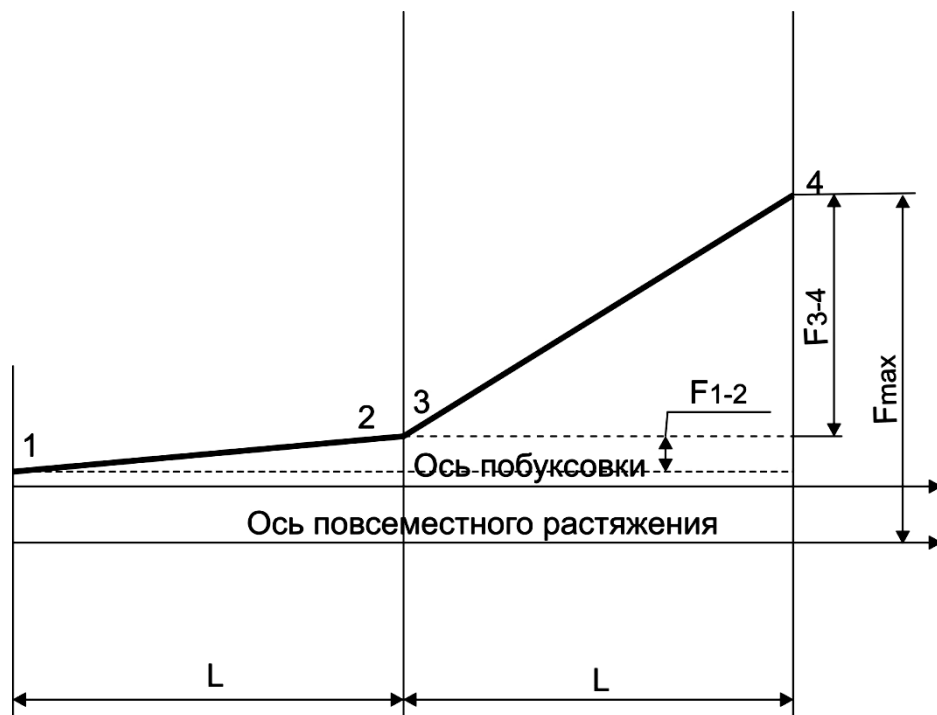


Рисунок 2.8. – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєра

Максимальний натяг стрічки

$$\begin{aligned} F_{\max} &= F_{a, \min} + F_{\text{н.об}}; \\ F_{\max} &= 63100 + 92647 = 155747 \text{ Н}; \end{aligned} \quad (2.33)$$

Визначаємо руйнує натяг стрічки

$$\begin{aligned} F_{\text{разр}} &= 1000 \cdot B \cdot i \cdot \sigma_{\text{вр}}, \text{ Н} \\ F_{\text{разр}} &= 1000 \cdot 0,8 \cdot 800 = 640000 \text{ Н}; \end{aligned} \quad (2.34)$$

$\sigma_{\text{вр}} = 800$ н/мм – межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\max}}{F_{\text{разр}} \frac{155747 \cdot 12}{640000}}, \text{ од} \quad (2.35)$$

$m = 10 - 12$ – запас міцності для гумотканинних стрічок;

Потужність двигуна:

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{н-с}} \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \eta} = \frac{92647 \cdot 2 \cdot 1,10}{1000 \cdot 0,93} = 218 \text{ кВт}; \quad (2.36)$$

$k = 1,1 - 1,2$ – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність розподілу потужності двигунів для двухприводних конвеєрів.

Так як сумарна потужність приводів конвеєра становить 110кВт, то на збірному штрєці встановлюємо два конвеєра типу ЛТ80 довжиною по 800 м. Повторний перевірочний розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр (довжиною 1600м) задовольняв умови перевірки.

Потужність двигуна

$$\begin{aligned} N_{\text{расч}} &= \frac{F_{\text{н-с}}^1 \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{реж}}}{1000 \eta} (\text{кВт}) \\ N_{\text{расч}} &= \frac{463255 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 110 (\text{кВт}); \\ F_{\text{н-с}}^1 &= \frac{F_{\text{н-с}}}{2} \\ F_{\text{н-с}}^1 &= \frac{92647}{2} = 463255 (\text{Н}); \end{aligned} \quad (2.37)$$

Остаточно до установки на збірному штрєку приймаємо 2 конвеєра типу ЛТ80У довжиною 800м кожний.

2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Схема провітрювання виїмкової ділянки 3-В-Н-г-пт - прямолинійна, з підсвіженням вихідного струменя повітря (рис. 2.9).

1. Розрахунок повітря розраховуємо згідно методики, наведеної в [12].

Витрата повітря по виділенню метану:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{оч} \cdot k_n}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.38)$$

де $Q_{оч}$ – витрата повітря для провітрювання очисної виробки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$\bar{I}_{оч}$ – середнє очікуване газовиділення в очисній виробці, $\text{м}^3/\text{хв}$;

C – допустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному із очисної виробки вентиляційному струмені повітря, %;

C_0 – концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені, %;

k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення, частки од.

$$k_n = 1,94 \bar{I}^{-0,14} \quad (2.39)$$

Очікуване газовиділення на виїмковій ділянці лави визначаємо за фактичною газорясності виробок виїмкових ділянок пласта C_1 з аналогічними гірничо-геологічними умовами.

Середній дебіт метану на виїмковій ділянці при середньодобовому видобутку розраховуємо за формулою:

$$I_{mi} = 0,01 \cdot \frac{\sum_{k=1}^{n_g} Q_{ki}}{n_g} \cdot \frac{\sum_{j=1}^{n_m} C_{mj}}{n_m}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.40)$$

де Q_{ki} – витрата повітря на замірній станції, $\text{м}^3/\text{хв}$;

C_{nj} – середньодобова концентрація метану за даними телеінформації, %;

n_m – число визначень середньодобової концентрації за даними апаратури АГК за місяць;

n_g – число вимірювань витрати повітря за місяць;

Визначаємо середню витрату метану для очисної виробки:

$$\bar{I}_{оч.м} = 0,01 \cdot \frac{272 + 308}{2} \cdot \frac{6,3}{31} = 0,53 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Средня витрата метану на виїмковій ділянці становить:

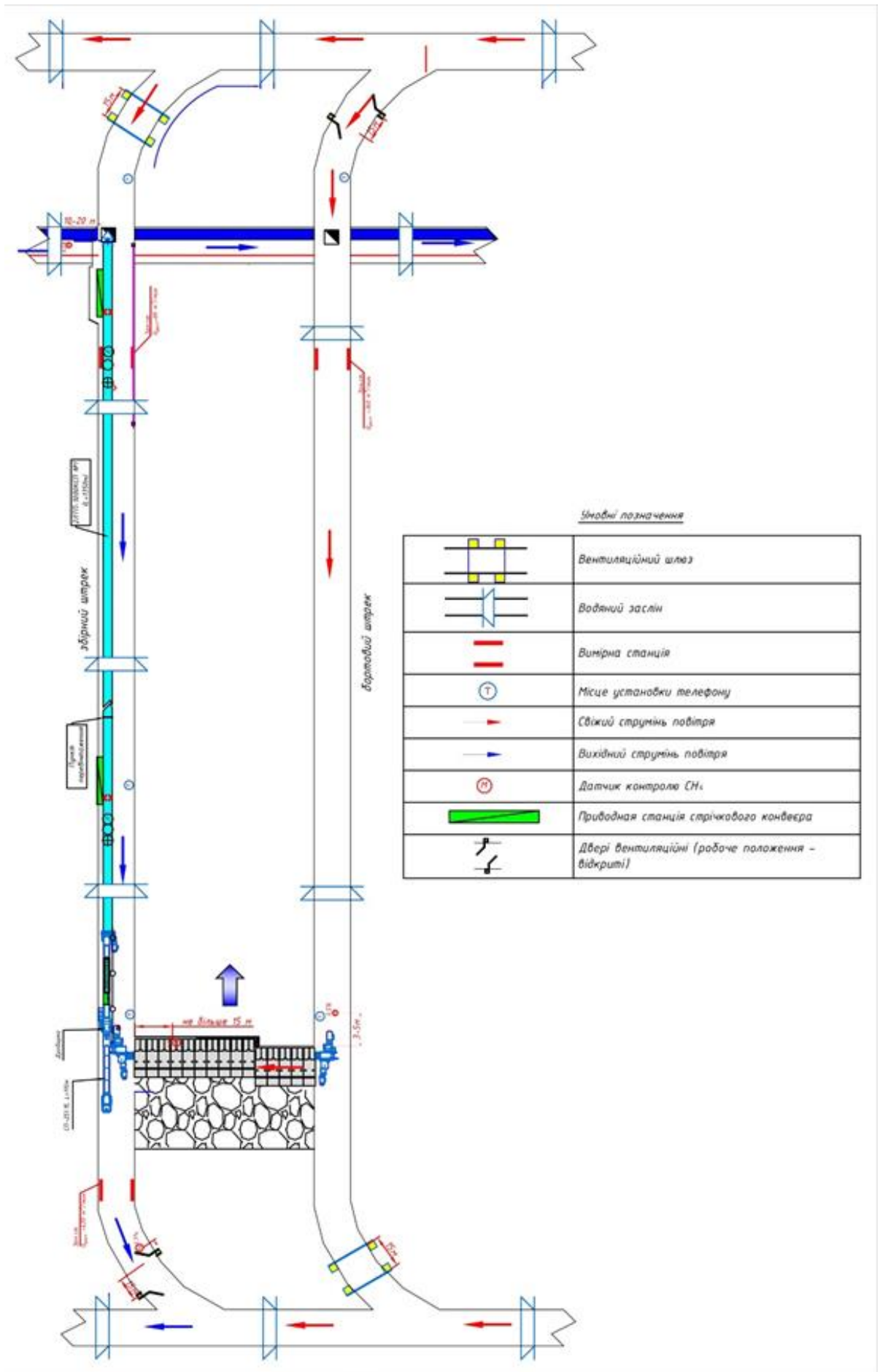


Рисунок 2.9 – Схема провтрювання виїмкової ділянки

$$\bar{I}_{уч.м}''' = 0,01 \cdot \frac{880 + 505}{2} \cdot \frac{3,0}{31} = 0,75 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Розрахунок очікуваного середнього метановиділення в очисній виробці і на виїмковій ділянці здійснюємо за формулами:

$$\bar{I}_{оч} = \bar{I}_{оч.ф} \cdot \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч.ф}}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{A_p}{A_ф}\right)^{0,6} \cdot k_{с.р} \cdot k_{г.р}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.41)$$

$$\bar{I}_{уч} = \bar{I}_{уч.ф} \cdot \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч.ф}}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{A_p}{A_ф}\right)^{0,6} \cdot k_{с.р} \cdot k_{г.р}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.42)$$

де $l_{оч.р}$ – довжина очисної виробки, для якої розраховується очікуване метановиділення, $L = 250\text{м}$;

$l_{оч.}$ – довжина очисної виробки (145 лава), для якої визначено фактичне метановиділення, $L = 230\text{м}$;

A_p – плановий видобуток вугілля $A_p = 3667 \text{ т/сут}$;

$A_ф$ – середній видобуток вугілля, при якій визначалося фактичне метановиділення (для 145 лави $A_ф = 1292 \text{ т/сут}$).

Коефіцієнт, що враховує зміну системи розробки; розраховується за формулами, наведеними в табл.3.10 [12]:

$k_{с.р} = 1$ (система розробки лав аналогічна);

$k_{г.р}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метанообільності виробок з глибиною
 $k_{г.р} = 1,0$

$$\bar{I}'_{оч} = 0,53 \cdot \left(\frac{230}{250}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{2430}{1292}\right)^{0,6} \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,51 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$\bar{I}'_{уч} = 0,75 \cdot \left(\frac{230}{250}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{2430}{1292}\right)^{0,6} \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,72 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$k_{ноч} = 1,94 \cdot (0,51)^{-0,14} = 2,13$$

$$k_{нуч} = 1,94 \cdot (0,72)^{-0,14} = 2,03$$

$$Q_{очр} = \frac{100 \cdot 0,51 \cdot 2,13}{1,0 - 0,0} = 109 \text{ м}^3/\text{мин};$$

2. Розрахунок по газам, що утворюється при вибухових роботах:

$$Q_{оч} = \frac{34}{T} \cdot \sqrt{B_{y2} \cdot V_{оч}} \cdot k_{о.з}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.43)$$

де T – час провітрювання лави $T = 30$ хв, согласно ПБ;

$B_{уг}$ – маса ВР, що одночасно підриваються по вугіллю, $B_{уг} = 2,8$ кг;

$V_{оч}$ – провітрюваний обсяг лави, m^3 ;

$$V_{оч} = m_{в.пр} \cdot b_{max}, m^3; \quad (2.44)$$

$m_{в.пр}$ – виймаємо потужність пласта $m_{в.пр} = 1,05$ м;

b_{max} максимальна ширина призабойного простору;

Коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору лави, приймається по таблиці 6.4 [12], $k_{о.з} = 1,20$;

$$V_{оч} = 1,0 \cdot 2,9 \cdot 250 = 725 m^3;$$

$$Q_{оч} = \frac{34}{30} \cdot \sqrt{2,8 \cdot 725} \cdot 1,20 = 61 m^3/хв;$$

3. Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чел} \cdot k_{о.з} m^3/хв; \quad (2.45)$$

де $n_{чел}$ – найбільше число людей, які одночасно працюють на ділянці.

$$Q_{оч} = 6 \cdot 30 \cdot 1,20 = 216 m^3/хв;$$

4. Розрахунок витрати повітря з умови оптимальної швидкості за пиловим чинником:

$$Q_{оч} = 60 \cdot S \cdot v_{опт} \cdot k_{о.з}, m^3/хв; \quad (2.46)$$

де $v_{опт}$ – оптимальна швидкість повітря в призабойном просторі лави, приймається 1,6 м/с;

$$Q_{оч} = 60 \cdot 2,1 \cdot 1,6 \cdot 1,20 = 242 m^3/хв;$$

5. Перевірка витрати повітря по мінімальній швидкості в очисній виробці:

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч.max} \cdot v_{min} \cdot k_{о.з}, m^3/хв; \quad (2.47)$$

де $S_{оч.max}$ – максимальна площа поперечного перерізу призабойного простору у світлі, m^2 , приймається відповідно до табл. 6.5 [12];

де v_{min} – мінімально допустима швидкість повітря в очисному вибої згідно ПБ, м/с;

$$Q_{оч} = 60 \cdot 2,4 \cdot 0,25 \cdot 1,20 = 43 m^3/хв$$

6. Перевірка по максимальній швидкості повітря в очисній виробці:

$$Q_{оч} = 60 \cdot S \cdot v_{max} \cdot k_{о.з}, m^3/хв \quad (2.48)$$

де v_{max} – максимально допустима швидкість повітря в очисному вибої згідно ПБ, м/с;

$$Q_{оч} = 60 \cdot 2,1 \cdot 4 \cdot 1,20 = 605 \text{ м}^3/\text{мин};$$

7. Перевірка по метановиділенню при раптовому руйнуванні надрабативаємого масиву:

$$Q_{оч} \geq 4 \cdot (I_m + \bar{I}_{оч} \cdot k_n) \quad (2.49)$$

де I_m – очікувана максимальна витрата метану з надрабативаємого масиву при раптовому його руйнуванні, м³/хв;

$\bar{I}_{оч}$ – витрата метану у вихідному струмені вироблення до газодинамічного явища, м³/хв;

$Q_{оч}$ – витрати повітря відповідно до п. 1.11 [12], м³/хв.

Згідно розрахунку для провітрювання очисного вибою потрібно **242 м³/хв** повітря.

8. Перевірка по небезпеці місцевих скупчень метану на сполученні лави з вентиляційною виробкою здійснюємо за формулою:

$$k_0 = \frac{113,2 \bar{I}_{в.п} k_{в.п}}{(Q_{уч} - Q_{дон}) \left(\frac{k_{ум.в} - 1}{k_{ум.в}} \right) k_{ум.л}} \leq 1 \quad (2.50)$$

де $k_{в.п}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійний, частки од.;

$k_{ум.в}$ – коефіцієнт, що враховує надходження повітря з виробленого простору в привибійний, частки од.;

$Q_{дон}$ – витрата повітря, яка необхідна для підсвіження вентиляційного струменя, що виходить з виїмкової ділянки, м³/хв.

згідно розділу 3.3. та 1.4 [12] $k_{в.п} = 0$, тому $k_0 = 0 < 1$.

Обрана схема провітрювання очисного вибою виключає скупчення метану на сполученні лави зі збірним штреком.

9. Розрахунок повітря для провітрювання ділянки:

$$Q_{уч} = \frac{100 \bar{I}_{уч} k_n}{c - c_0}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.51)$$

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot 0,72 \cdot 2,03}{1,0 - 0,0} = 146 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Витрата повітря на підсвіження

$$Q_{\text{доп}} = Q_{\text{уч}} - Q_{\text{оч}} \cdot \frac{k_{\text{ум.в}}}{k_{\text{о.з}}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.52)$$

де $Q_{\text{доп}}$ – витрата повітря, яка необхідна для підсвіженням вентиляційного струменя, що виходить із виїмкової ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$k_{\text{ум.в}}$ – коефіцієнт, що враховує виток повітря через вироблений простір в межах виїмкової ділянки.

$$k_{\text{ум.в}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24\bar{f} - 0,35S_{\text{очmin}}) \quad (2.53)$$

де \bar{f} – середньозважений коефіцієнт міцності порід покрівлі на відстані від покрівлі виїмкового пласта рівному $8m_{\text{в.пр}}$;

$$\bar{f} = \frac{\bar{f}_{\text{п.и}} \Sigma m_{\text{п.и}} + \bar{f}_{\text{п.с}} \Sigma m_{\text{п.с}} + \bar{f}_{\text{г.с}} \Sigma m_{\text{г.с}}}{\Sigma m_{\text{п.и}} + \Sigma m_{\text{п.с}} + \Sigma m_{\text{г.с}}} \quad (2.54)$$

де $\bar{f}_{\text{п.и}}$, $\bar{f}_{\text{п.с}}$, $\bar{f}_{\text{г.с}}$ – коефіцієнти міцності відповідно пісковиків і вапняків, піщаних сланців, глинистих сланців за шкалою проф. Протод'яконова;

$\Sigma m_{\text{п.и}}$, $\Sigma m_{\text{п.с}}$, $\Sigma m_{\text{г.с}}$ – сумарна потужність відповідно пісковиків і вапняків, піщаних сланців, глинистих сланців, м

$$\bar{f} = \frac{2,2 \cdot (5,7 + 1) + 3,7 \cdot 1 + 1,5 \cdot (6 + 1,6 + 2 + 1,4) + 2 \cdot 6,3 + 1,6 \cdot 0,45 + 2 \cdot (3,2 + 2) + 5 \cdot (0,3 + 0,2)}{5,7\text{м} + 1,0\text{м} + 1,0\text{м} + 6,0\text{м} + 1,6\text{м} + 2,0\text{м} + 1,4\text{м} + 6,3\text{м} + 0,45\text{м} + 3,2\text{м} + 2,0\text{м} + 0,3\text{м} + 0,2\text{м}} = 1,96$$

$$k_{\text{ум.в}} = 1 + 0,5 \cdot 1,0 \exp(0,24 \cdot 1,96 - 0,35 \cdot 2,1) = 1,40$$

$$Q_{\text{доп}} = 146 - 109 \cdot \frac{1,40}{1,20} = 19 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Витрата повітря повинна відповідати умові

$$Q_{\text{доп}} \geq 60Sv_{\text{мин}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.55)$$

$$19 \text{ м}^3/\text{хв} < (60 \cdot 9,0 \cdot 0,15) = 81 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Приймаємо витрату повітря підсвіжаючого струменя

$$Q_{\text{доп}} = 81 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Разом для провітрювання ділянки потрібно:

$$Q_{\text{уч}} = Q_{\text{оч}} \cdot \frac{k_{\text{ум.в}}}{k_{\text{о.з}}} + 60Sv_{\text{допmin}} + Q_{\text{доп}}, \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{уч}} = 242 \cdot \frac{1,40}{1,20} + 60 \cdot 8,6 \cdot 0,15 + 81 = 441 \text{ м}^3/\text{хв};$$

10. Розрахунок максимально допустимого навантаження на очисний вибій за газовим фактором згідно п.7.2 [12]:

Вихідні дані для розрахунку:

$$Q_{max} = 504 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$\bar{I}_{оч} = 0,51 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$A = 2430 \text{ т/добу};$$

$$l_{оч} = 250 \text{ м}$$

$$l_{оч,р} = 230 \text{ м}$$

$$A_{max} = A \cdot \bar{I}_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p(C-C_0)}{194} \right] \left(\frac{l_{оч,р}}{l_{оч}} \right)^{-0,67}, \text{ т} \quad (2.56)$$

Значення \bar{I}_p, Q_p – визначаються згідно табл. 7.2 [12]:

$$\bar{I}_p = 0,51 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_p = Q_{max} \cdot k_{0,3}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.57)$$

$$Q_p = 504 \cdot 1,20 = 605 \text{ м}^3/\text{мин}$$

При визначенні A_{max} поправка на довжину виробки не враховується, так як вона врахована при розрахунку очікуваного метановиділення

$$A_{max} = 2430 \cdot 0,51^{-1,67} \left[\frac{605 \cdot (1,0 - 0,0)}{194} \right] \left(\frac{230}{250} \right)^{-0,67} = 2670 \text{ т};$$

На підставі розрахунку слідє, що газовий фактор для роботи очисного вибою не є стримуючим.

2.7 Охорона праці

Шкідливі виробничі фактори

Кліматичні умови – температура повітря в шахті коливається від 20 до 23°C, вологість повітря від 50% до 80%, швидкість руху повітря не перевищує ПБ і досягає максимуму в дільничних виробках 6 м/с, в магістральних – 8 м/с.

Шкідливі і отруйні гази, що надходять з гірського масиву представлені CH_4 , H_2 , CO , CO_2 , H_2S . Концентрація газу метану CH_4 проявляється у всіх виробках шахти, CO і CO_2 надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття

вугілля, дерева найбільша концентрація H_2 спостерігається в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Запиленість повітря. Вугільні пласти, що розробляються небезпечні за пилом. Вугільний пил вибухонебезпечний, бічні породи породи сілікозоносні. Питоме пиловиділення 30 г/т. Пил виділяється при веденні гірничих робіт механізмами, БПР і ін.

Виробничий шум. Джерелами шуму є електродвигуни, працююче обладнання (конвеєр, комбайни, ВМП та ін.).

Вібрація. Найбільша вібрація досягає при веденні бурових робіт перфораторами, відбійними молотками – локальна вібрація передається через руки.

Небезпечні виробничі фактори

Газовий режим шахти. Шахта III категорії за газом метан. Пласти безпечні за раптовими викидами вугілля і породи, а також газу і гірничих ударів. Потенційні місця скупчення CH_4 – тупикові виробки, що погашаються ділянки, завали.

Пиловий режим шахти. Вугільний пил вибухонебезпечний, вихід летючих коливається від 32 до 44%.

Обвалення гірських порід. Безпосередня покрівля в очисних вибоях характеризується як малостійка, управління покрівлею – повне обвалення. Завісаємость покрівлі при обваленні 2-6 м. Потенційно небезпечні місця обвалення гірських порід – незакріплений простір, сполучення лави зі штреком.

Вибухові роботи. Здійснюються в основному на видобувних дільницях при посадці секцій кріплення на жорстку, при отбуріванні водозбірних колодязів.

Застосування електроенергії. Поразка струмом людини, замикання електромережі та виникненні пожеж і вибухів. Для живлення електроприймачів використовують напругу 127, 380, 660 В.

Високий тиск. До обладнання, що працює під високим тиском, відносять механізоване кріплення, відбійні молотки.

Розрахунок параметрів водяного заслону для збірного штреку.

Розрахунок витрати води на водяній заслін:

$$Q = 1,1 \cdot q_o \cdot S = 1,1 \cdot 400 \cdot 9,5 = 4664 \text{ л}; \quad (2.58)$$

де S - площа перерізу виробки, м^2 ;

q_o - питома витрата води на 1 м^2 площі поперечного перерізу виробки, $\text{л}/\text{м}^2$.

Необхідна кількість судин для заслону:

$$N = \frac{Q}{Q_c} = \frac{4664}{40} = 117 \text{ од}; \quad (2.59)$$

де Q_c - місткість судини, л.

Кількість полиць з судинами в заслін:

$$M = \frac{N}{n} = \frac{117}{3} = 39 \text{ од}; \quad (2.60)$$

де n - число судин в одному ряду, од.

Довжина заслону:

$$L = (a + b) \cdot m - b = (0,37 + 0,8) \cdot 39 - 0,8 = 33,13 \text{ м}; \quad (2.61)$$

де a - ширина судини, м;

b - відстань між рядами, м.

Необхідна кількість води в заслоні:

$$Q = M \cdot n \cdot Q_c = 39 \cdot 3 \cdot 40 = 468 \text{ л} \quad (2.62)$$

На рис. 2.10 приведена схема установки водяного заслону в збірному штреці.

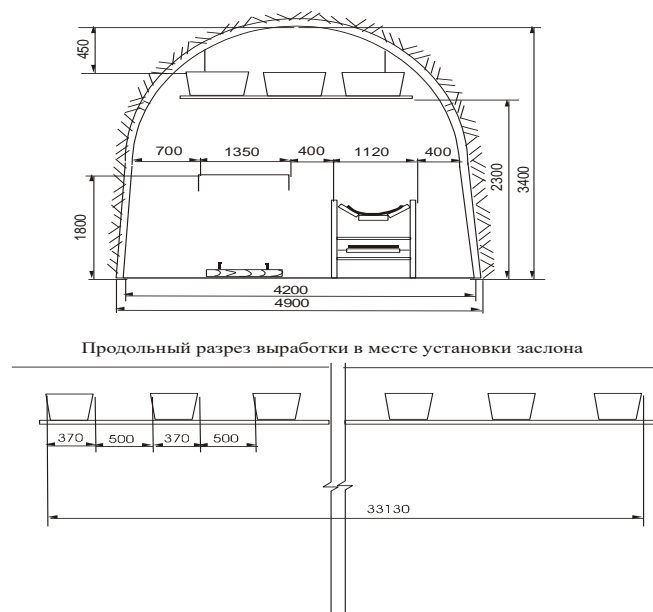


Рисунок. 2.10 – Схема установки водяного заслону в збірному штреці

Пожежна безпека. Виробництво віднесено до категорії А по вибуховий і пожежної небезпеці. Застосовувані в шахті матеріали по займистості поділяються на важкогорючі та горючі. Пожежа в шахті може виникнути при порушенні зварних робіт, БПР, курінні, вибуху вугільного пилу і CH_4 . За ендогенної пожежонебезпеці шахта віднесена до І категорії.

Знепилення зрошенням в очисному забої. Визначення витрати води на зрошення і необхідного числа форсунок для комбайна CLS400V.

Добова витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{\text{сум}} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 978 \cdot 26,4 = 28,4 \text{ м}^3/\text{доб}; \quad (2.63)$$

де k – коефіцієнт на невраховані витрати води і витоки;

V – добовий обсяг робіт по окремим виробничим процесам, т/добу;

q – питома витрата води по окремим виробничим процесам, л/т.

Необхідна кількість форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{\text{сум}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{28,4}{3,13 \cdot 5 \cdot \sqrt{2}} = 1,3 \text{ од.}; \quad (2.64)$$

де q - витрата води на зрошення, л/хв;

a - коефіцієнт витрати води у форсунках;

p - тиск води в форсунки, МПа.

Остаточно на комбайні встановлюємо 2 форсунки КФ 5,0-15.

Заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу. Для локалізації вибуху вугільного пилу на збірному штреці проектом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї виробки через 250м.

Розрахунок параметрів водяних заслонів для збірного штреку.

Довжина виробки $l = 1600\text{м}$, площа поперечного перерізу виробки $S_{\text{св}} = 11,7 \text{ м}^2$,

1) Витрата води на водяній заслін визначається за формулою:

$$Q = 1,1 \cdot q_0 \cdot S, \text{ кг}; \quad (2.65)$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, в місці встановлення заслону, м^2 ;

q_0 - питома витрата води на 1 м^2 площі поперечного перерізу виробки, $\text{кг}/\text{м}^2$; застосовується рівним $400\text{ кг}/\text{м}^2$.

$$Q = 1,1 \cdot 400 \cdot 11,7 = 3520\text{ кг};$$

2) Необхідна кількість судин для заслону:

$$N = \frac{Q}{Q_c}, \text{ од}; \quad (2.66)$$

де Q_c - місткість судини, кг . Приймається не більше 80 кг (для стандартних пластмасових судин), для судин розміром $640 \times 370 \times 253\text{ мм}$ - 40 кг .

$$N = \frac{3520}{40} = 88\text{ од};$$

3) Кількість полиць з судинами в заслін:

$$m = \frac{N}{n}, \text{ од}; \quad (2.67)$$

де n - кількість судин в одному ряді. Приймається з розрахунку установки однієї стандартної судини на кожен метр ширини виробки на рівні рухомого складу.

$$m = \frac{88}{3} = 29,3\text{ од};$$

Приймаємо кількість рядів в заслін $m = 29$.

4) Остаточну необхідну кількість води в заслоні визначається за формулою:

$$Q = m \cdot n \cdot Q_c, \text{ кг}; \quad (2.68)$$

$$Q = 29 \cdot 3 \cdot 40 = 3480\text{ кг};$$

5) Довжина заслону визначається за формулою:

$$L_s = (a+b) \cdot m - b, \text{ м}; \quad (2.69)$$

де a - ширина судини, м . Для стандартної судини дорівнює $0,37\text{ м}$;

b - відстань між рядами, м . За ПБ повинно бути не менше $0,5\text{ м}$;

$$L = (a+b) \cdot m - b = (0,37+0,8) \cdot 29 - 0,8 = 33,13\text{ м}; \quad (2.70)$$

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150 мм під покрівлю виробки. Відстань між покрівлю (кріпленням) і верхньою кромкою посудини має бути не менше 100 мм і не більше 600 мм . Крім того, необхідно

забезпечити висоту для вільного проходу людей не менше 1800мм від підшви до найбільш виступаючої частини заслону.

Судини заповнюються водою від протипожежно-зрошувального трубопроводу, обладнаного пунктами водозабору, і в міру її випаровування періодично доливаються. Періодичність доливання приймається в залежності від відносної вологості і швидкості руху повітря і становить 10 діб.

Визначаємо кількість заслонів на конвеєрному штреку:

$$n_{засл} = \frac{\ell}{\ell' + \ell_3}, \text{ од}; \quad (2.71)$$

де ℓ - довжина виробки, м;

ℓ' — відстань між водяними заслонами на конвеєрних виробках по ПБ приймається 250м;

ℓ_3 — довжина водяного заслону, м;

$$n_{засл} = \frac{1600}{250+33,13} = 5,6 \text{ од};$$

Приймається кількість заслонів $n_{засл} = 6$.

7) Загальна кількість води, яка необхідна для всіх заслонів, розташованих на збірному штрєці:

$$Q_{обц} = n_{засл} \cdot Q, \text{ кг}; \quad (2.72)$$

$$Q_{обц} = 4 \cdot 3480 = 13920 \text{ кг};$$

Для зниження інтенсивності випаровування води, судини водяного заслону допускається вкривати пластмасовими кришками. Конструкція кришки повинна дозволити без її видалення контролювати рівень води в судині і доливати її.

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150мм під покрівлю впоперек виробки. При розміщенні трьох судин на полиці, товщина її повинна становити 50мм.

Полиці і прогони підтримуються регульованими по висоті підвісками, конструкція яких забезпечує установку судин в горизонтальному положенні.

Заходи щодо протипожежного захисту. Даний захист включає розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежно-зрошувальний трубопровід,

застосування негорючого кріплення (рис. 2.11). З метою пожежної безпеки по виробці прокладається пожежно-зрошувальний трубопровід діаметром 150 мм.

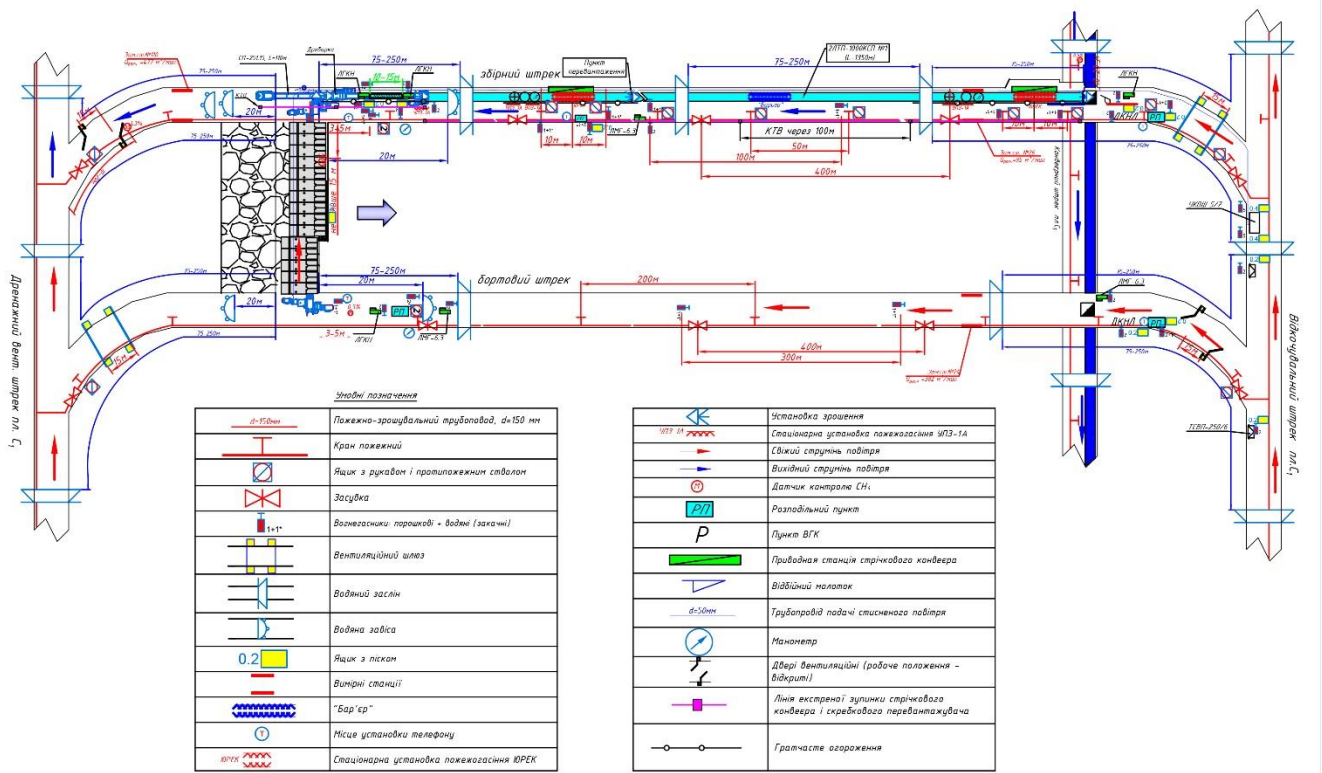


Рисунок 2.11 – Розстановка технічних засобів охорони праці

Трубопровід по збірному штреку розрахований на витрату води, необхідний на пожежогасіння, пристрій знепилення і УВПК. Витрата води не менше $100\text{м}^3/\text{год}$. Трубопровід по бортовому штреку розрахований на витрату води не менше $50\text{м}^3/\text{год}$.

Трубопровід збірного штреку через кожні 50м по довжині виробки обладнується пожежними гайками, через кожні 100 м - двома вогнегасниками (ОПШ-10 і ОХП-10).

Трубопровід бортового штреку обладнується пожежними гайками через кожні 200м; двома вогнегасниками через кожні 300м (ОПШ-10 і ОХП-10).

РП обладнується двома вогнегасниками і ящиком з піском. По обидва боки приводів стрічкових конвеєрів (по 10м) виробка обладнується пожежними гайками, пожежними рукавами зі стволом, двома вогнегасниками, ящиком з піском, телефоном.

Виробка в районі установки приводних головок стрічкових конвеєрів і 5м в обидві сторони повинна бути закріплена негорючим кріпленням.

Для безпечної експлуатації та запобігання займанню стрічки на приводний і кінцевий станціях конвеєрів і для виявлення та ліквідації пожеж в початковій стадії встановлюються пристрої УПЗ-1А, приводні головки обладнуються установками пожежогасіння УВПК. Наявність води в протипожежному трубопроводі під тиском не менше 6 атм. Для контролю за зниженням тиску в ПЗТ (менше 6 атм), недопущення води при роботі конвеєрів на ПЗТ встановлюються ЕКМ. Наявність і справність всіх видів захисту конвеєрів апаратури АУК-1; КТВ-2, ДС, ДВ. Наявність і справність телефонів на голівках конвеєрів.

2.8 Розрахунок собівартості 1т відобутку корисної копалини

Організація праці і виробничих процесів на ділянці. Перелік процесів, що входять в укрупнену норму виробітку:

1. Виїмка вугілля комбайном.
2. Викладка кострів.
3. Встановлення органного кріплення.
4. Зняття - встановлення ніжок рамного кріплення.
5. Скорочення конвеєра на конвеєрному штреці.
6. Технічне обслуговування комплексу в ремонтну зміну.

Вихідні дані для розрахунків наведені в таблиці 2.6.

Визначення обсягів робіт

1. Виїмка вугілля комбайном за цикл.

$$D_u = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.73)$$

$$D_u = 250 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,35 = 270 \text{ т}$$

2. Викладка кострів.

$$Q_k = \frac{n_p^k \cdot r}{l_k + l_{m.k}}, \text{ ед;} \quad (2.74)$$

де l_k - довжина стійки для костра, м

$l_{м.к.}$ - відстань між багаттями, м

n_p^k - кількість рядів.

$$Q_k = \frac{0,8 \cdot 1,2}{1,3 + 0,7} = 0,5 \text{ од}$$

3. Зведення органного кріплення.

$$Q_{орг} = \frac{r \cdot n_p^{орг}}{d_{орг}}, \text{ од}; \quad (2.75)$$

де $n_p^{орг}$ - кількість рядів.

$d_{орг}$ - діаметр стійок, м

$$Q_{орг} = \frac{0,8 \cdot 2}{0,12} = 13,3 \text{ од}$$

4. Зняття і встановлення ніжок аркового кріплення.

$$Q_{ар} = \frac{r \cdot n_p^{ар}}{r_{мн}}, \text{ од}; \quad (2.76)$$

де $r_{мн}$ - відстань між ніжками кріплення, м

$n_p^{ар}$ - кількість рядів ніжок, які витягуються і встановлюються.

$$Q_{ар} = \frac{0,8 \cdot 2}{0,8} = 2 \text{ ніжки}$$

5. Скорочення конвеєра на конвеєрному штреку.

$$Q_{конв.} = r, \text{ м}; \quad (2.77)$$

$$Q_{конв.} = 0,8 \text{ м}$$

Трудомісткість робіт на цикл

- для МГВГ,

$$T_{рем.см.}^{МГВМ} = \frac{1 \cdot N_{рем.см.}^{МГВМ} \cdot D_{ц}}{D_{сут}^{пл}}, \text{ чол/зм}; \quad (2.78)$$

де $N_{рем.см.}^{МГВМ}$ - чисельність МГВМ в ремонтну зміну, чол.

$D_{сут.}^{пл.}$ - добове навантаження на очисний вибій, т

$$T_{рем.см.}^{МГВМ} = \frac{1 \cdot 1 \cdot 270}{2430} = 0,11, \text{ чол/зм}$$

- для ГРОЗ:

$$T_{рем.см.}^{ГРОЗ} = 1 \cdot N_{рем.см.}^{ГРОЗ} \cdot D_{ц} / D_{сут.}^{пл.}, \text{ чол/зм} \quad (2.79)$$

$$T_{рем.см.}^{ГРОЗ} = 12 \cdot 270 / 2430 = 1,33 \text{ чол/зм}$$

Таблиця 2.6 – Вихідні дані для розрахунків

Параметры	Од.вим.	Показник
1. Довжина лави.	м.	250
2. Потужність пласта.	м.	1,0
3. Кут падіння пласта.	град.	10
4. Наявність твердих включень у пласті.		є
5. Плотность вугілля.	т/м	1,26
6. Опасность пласта по викидах вугілля і газу.		Нет
7. Категорія вугілля за буримістю.		XI
8. Гіпсометрія підшви пласта.		витримана
9. Наявність помилкової покрівлі.		є
10. Наявність води в підшві і капежа з покрівлі.		немає
11. Тип механічного комплексу.		МКД-80
12. Умови роботи.		в респираторах
13. Група середніх робочих швидкостей подачі комбайна.		IX
14. Шіріна захвату виконавчого органу.	м.	0,7
15. Схема роботи комбайна.		човникова
16. Спосіб: - навантаження відбитого вугілля - транспортування вугілля		за допомогою лемехів без зупинки конвеєра
17. Костри: - довжина стійок - кількість рядів	м м	1,3 1
18. Діаметр стійки органного кріплення Кількість рядів	м од	0,12 2
20. Навантаження на очисний вибій	т	3667

Розрахунок комплексної норми виробітку і розцінки по очисним роботам зведені в таблицю 2.7.

Таблиця 2.7 – Вибір поправочних коефіцієнтів до норм виробітку

№ п/п	Фактори	Значение коэффициент	Основание принятия
1.	Виймка вугілля комбайном.	1,07	
1.1	Умови роботи в респірааторах	0,95	УКНВ: об. пол.п.10 .
1.2	Корисна ширина захвату виконавчим органом,	1,27	УКНВ, т.2 п.1
1.3	Наявність в пласті великих включень колчедану	0,9	УКНВ, т 2 п.12
1.4	Спосіб навантаження відбитого вугілля	1,15	УКНВ, т 2 п. 6
1.5	довжина лави	1,0	УКНВ, т 2 п. 8
2..	спорудження багать	0,95	
3.	Зведення органної кріплення	0,95	
4	Витяг і установка ніжок кріплення	0,95	
5	скорочення конвеєра	1,0925	
5.1	Наявність робіт по скороченню конвеєра,	1,15	Дополнение к УКНВ, п. т. 75

Розрахунок комплексної норми виробітку

Коефіцієнт циклічності.

$$K_{\text{цикл.}} = H^{\text{таб.}}_{\text{в}} \cdot K_{\text{обш.}} / D_{\text{ц.}} \quad (2.80)$$

де $H^{\text{таб.}}_{\text{в}}$ - табличная норма виймки вугілля на бригаду, т;

$K_{\text{обш.}}$ - загальний поправочний коефіцієнт по виймці вугілля комбайном.

$$K_{\text{цикл}} = 238 \cdot 1,07 / 270 = 1,45;$$

Трудомісткість робіт на цикл.

$$T_{\text{цикл.р.}} = D_{\text{ц.}} / (H^{\text{таб.}}_{\text{в}} \cdot K_{\text{обш.}}), \text{ чол/зм}; \quad (2.81)$$

де $H^{\text{таб.}}_{\text{в}}$ - табличная норма виймки вугілля на одну людину, т;

$$T_{\text{цикл.р.}} = 270,4 / (45,12 \cdot 1,07) = 3,63 \text{ чол зм.};$$

В тому числі:

- МГВМ $T^{\text{МГВМ}}_{\text{р.}} = N^{\text{МГВМ}} / K_{\text{цикл.}}, \text{ чол/зм}; \quad (2.82)$

$$T^{\text{МГВМ}}_{\text{р.}} = 1 / 1,45 = 0,68 \text{ (чол)};$$

- ГРОЗ $T^{\text{ГРОЗ}}_{\text{р.}} = T_{\text{цикл.р.}} \cdot T^{\text{МГВМ}}_{\text{р.}}, \text{ чол/зм}; \quad (2.83)$

$$T^{\text{ГРОЗ}}_{\text{р.}} = 3,63 - 0,68 = 2,95 \text{ чол зм};$$

Розрахунок комплексної розцінки

$$P_{\kappa} = \sum 3_n^i / D_{\psi}, \text{ грн/т;} \quad (2.84)$$

де 3_n^i – сума витрат на цикл по i - тому виду робіт, грн.

$$P_{\kappa} = 1633,7/270=6,1 \text{ грн.}$$

Розрахунок комплексного навантаження

$$H_{\psi}^{\kappa} = D_{\psi} / \sum T_{p.}, \text{ т/чол.зм;} \quad (2.85)$$

где $\sum T_{p.}$ – необхідну кількість чел.см.

$$H_{\psi}^{\kappa} = 270/8,27=32,66 \text{ т/чол.зм.}$$

Явочний склад робітників протягом доби.

$$N_{\text{я.с.}} = Q_{\text{сут.}} / (H_{\psi}^{\kappa} \cdot K_{\text{в.н.}}), \text{ чол;} \quad (2.86)$$

де $K_{\text{в.н.}}$ – коефіцієнт виконання норми, 0,85 – 1,2

$$N_{\text{я.с.}} = 3667 / (32,66 \cdot 1,2) = 62 \text{ чол.};$$

Обліковий склад робітників протягом доби.

$$N_{\text{с.с.}} = N_{\text{я.с.}} \cdot K_{\text{с.с.}}, \text{ чол;} \quad (2.87)$$

$$N_{\text{с.с.}} = 62 \cdot 1,35 = 84 \text{чол.}$$

де $K_{\text{с.с.}}$ – середньорічний коефіцієнт облікового складу.

$$K_{\text{с.с.}} = (T_{\kappa} - T_{\text{пр.}} - T_{\text{вих}}) / (T_{\kappa} - T_{\text{пр.}} - T'_{\text{вих.}} - T_{\text{отп.}}), \quad (2.88)$$

де T_{κ} – річний календарний фонд часу, днів;

$T_{\text{пр.}}$ - кількість святкових днів у році, днів;

$T_{\text{вих}}$ - кількість вихідних у підприємства (ділянки), днів;

$T'_{\text{вих}}$ - кількість вихідних у трудящих, днів;

$T_{\text{отп.}}$ - тривалість відпусток у трудящих, днів;

$$K_{\text{с.с.}} = (365-12-104)/(365-12-104-65)=1,35$$

$$N_{\text{с.с.}} = 50 \cdot 1,35 = 68 \text{ чел.}$$

План по праці і заробітної плати. План формується з урахуванням виконаних розрахунків (обсягів видобутку, розцінки, і т.п.).

Місячний фонд прямої заробітної плати робітників - відрядників:

$$\Phi^{\text{сд.}}_{\text{зн.}} = Q_{\text{мес.}} \cdot P_{\kappa}, \text{ грн;} \quad (2.89)$$

$$\Phi^{\text{сд.}}_{\text{зн.}} = 3667 \cdot 30 \cdot 6,1 = 444690 \text{ грн}$$

Місячний фонд прямої заробітної плати робітників – погодинників:

$$\Phi^{нор.}_{зн.} = \sum C_{т.с.} \cdot n_{вых.} \cdot N_{н.с.}, \text{ грн} \quad (2.90)$$

$$\Phi^{нор.}_{зн.} = 30 \cdot (413 \cdot 7 + 486 \cdot 3 + 465 \cdot 13 + 550 \cdot 3) = 68499 \text{ (грн);}$$

Заробітна плата за місяць інженерно – технічних працівників нараховується на підставі посадових окладів, встановлених чинним положенням з оплати праці на шахті і розміру доплат.

Доплати бригадирам за керівництво бригадами становлять 10 – 15% від місячної тарифної ставки, ланковим 50% від доплат бригадирам.

Доплати за роботу в нічний час здійснюються за встановленою нормою доплат до годинної тарифної ставки пропорційно відпрацьованому часу з 22.00 до 6.00 ранку.

Ходові оплачуються по годинних тарифних ставок пропорційно часу, що витрачається робітниками на шлях до робочого місця і назад.

Розміри премій встановлюються відповідно до прийнятих положень на шахті про оплату праці.

План дільничної собівартості видобутку вугілля. Собівартість включає наступні елементи витрат:

- 1) Заробітна плата (основна і додаткова).
- 2) Нарахування на заробітну плату.
- 3) Допоміжні матеріали.
- 4) Електроенергія.
- 5) Амортизаційні відрахування.

Розрахунок витрат на допоміжні матеріали зводимо в таблицю 2.8.

Таблиця 2.8 – Витрати на допоміжні матеріали

Від матеріалу	Од. вим.	К-ть	Цена за од., грн.	Сума витрат, грн.
Лісоматеріали	м ³	127	251,5	31940,5
Зубки	шт.	860	49,28	42380,8
Емульсія	м ³	45	210	9450
Разом				83771

Витрати на електроенергію визначаються по двоставковому тарифу, що враховує заявлену потужність, яка бере участь в максимумі навантаження енергосистеми Z_3^1 , і місячний витрата електроенергії Z_3^2 .

$$\sum Z_3 = Z_3^1 + Z_3^2, \text{ грн}, \quad (2.91)$$

$$Z_3^1 = S_{mp} \cdot c_{mp}, \text{ грн}, \quad (2.92)$$

Де S_{mp} – обрана потужність дільничного трансформатора, кВА; $S_{тр}=630$ кВА;

c_{mp} – тариф оплати за заявлену потужність, грн/кВт на місяць. $c_{тр}=145,8$ грн/кВт в місяц;

$$Z_3^1 = 630 \cdot 145,8 = 91854 \text{ грн};$$

Витрати на безпосередньо споживану електроенергію обладнанням зводимо в таблицю 2.9.

Таблиця 2.9 - Розрахунок витрат на споживану електроенергію

Споживачі	Кількість встановлена потужність двигуна, кВт	Число двигунів	Вст. потужність двигунів	коefficient навантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи в добу	Кількість робочих днів	Витрата електроенергії, кВт-год		ККД мережі	Всього з урахуванням втраг, кВт-год	Тариф оплати за 1 кВт-год, грн	Вартість ел.енергії за місяць, грн	
								За добу	За місяць					
Комбайн CLS400V	1	180	2	360	0,895	402	13	27	5229,0	141184	0,97	145550	1,68	39298,74
Скребокний конвеєр СП251.13	1	200	2	400	0,925	432	15	27	6486,5	175135,1	0,97	180552	1,68	48748,96
Перевантажувач	1	100	2	200	0,87	230	15	27	3448,3	93103,5	0,97	95983	1,68	25915,39
Стрічковий конвеєр ІЛТ-80	1	300	1	300	0,87	344,8	15	27	5172,4	139655,2	0,97	143974,4	1,68	38873,09
Маслостанція	2	32,5	1	65	0,789	82,4	18	27	1482,9	40038,0	0,97	41276,3	1,68	11144,60
Станція зрошення НУМС	1	20	1	20	0,78	25,6	13	27	333,3	9000,0	0,97	9278,4	1,68	2505,15
Лебідка ЛВД-12	2	12	1	24	0,852	28,2	10	27	281,7	7605,6	0,97	7840,9	1,68	2117,03
ДКНЛ	2	40	1	80	0,89	89,9	10	27	898,9	24269,7	0,97	25020,3	1,68	6755,47
Разом				1449		1634,9			2333,0	629991,1		649475,3	1,68	175358,43
Невраховані витрати	—												21043,01	
Всього	—												196401,44	

$$\sum Z_3^{\phi} = 91854 + 196401 = 288255 \text{ грн.};$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань виконуємо за встановленими нормами в процентах від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.10.

Таблиця 2.10 – Розрахунок амортизаційних відрахувань

Найменування робочих місць, машин, обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Ціна одиниці, тис. грн.	Вартість машин і устаткування, тис. Грн	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, тис.грн	
						За рік	За місяць
Комбайн CLS400V	1	1	12011,5	12011,5	40	4804,6	400,4
Секції кріплення МКД80	155	155	499,4	77407	40	30962,8	2580,2
Кріплення сполучення	2	2	700	1400	40	560	46,7
Конвеєр СП251.13	1	1	7459,8	7459,8	40	2983,9	248,7
Перевантажувач	1	1	8232,5	8232,5	40	3293	274,4
ІЛТ-80У	1	1	1160	1160	40	464	38,7
Маслостанція	2	2	243,5	487	40	194,8	16,2
ДКНЛ	2	2	948,7	1897,4	40	758,9	63,2
Разом						44213,2	3745,0
Комплектуючі						13264,0	1123,5
Разом з комплектуючими та обладнанням						57477,2	4868,5
Запасні частини						8621,6	730,3
Разом з запасними частинами						66098,7	5598,8
Транспортні витрати						1326,4	112,4
Складські витрати						4421,3	374,5
Монтаж						71846,5	6085,6
Всього						442132,2	37450,0

Собівартість 1т вугілля по ділянці розраховуємо на підставі визначених раніше видатків по заробітній платі, матеріалами, електроенергії, амортизаційних відрахувань. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.11.

Таблиця 2.11 – Калькуляція і структура дільничної собівартості видобутку 1 т вугілля

Елемент собівартості	Місячні витрати, тис. грн.	Витрати на 1т, грн.	Структура, %
Заробітня плата	513,1	211,15	54,5
Нарахування на заробітну плату	112,9	46,46	11,9
Матеріали	83,8	34,48	8,9
Електроенергія	196,4	80,82	20,8
Амортизаційні відрахування	37,5	15,43	3,9
РАЗОМ	943,7	388,35	100,0

2.9 Висновки

У розділі шляхом інженерного аналізу і техніко-економічних розрахунків проведено обґрунтування технологічних і технічних рішень відпрацювання виїмкового стовпа в умовах пласта С₁ шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Представлена технічна характеристика застосовуваного в проекті обладнання, а також технологія його використання. Наведено гірничо-технічні показники виїмкової ділянки. Обрані засоби основного і допоміжного транспорту. Розглянуто питання щодо вибору ефективних заходів щодо забезпечення високопродуктивної роботи очисного вибою.

Для очисних робіт було вибрано наступне обладнання – комплекс МКД-80, з комбайном CLS400V та конвером СП-251.13. Добове навантаження і собівартість 1 т вугілля по очисному вибою склали відповідно 3667 т/добу і 388,35 грн/т відповідно.

Висновки

Кваліфікаційна робота бакалавра присвячена питанням інтенсифікації виробництва за рахунок застосування видобувного обладнання нового технічного рівня.

У першому розділі викладено місце розташування підприємства, описана його географія та адміністративне підпорядкування, гірничо-геологічна характеристика, що включає опис будови масиву і його тектоніку, розкриття шахтного поля, його підготовку і систему розробки, приведено обладнання, що застосовується на підприємстві. Зроблено аналіз виробничої ситуації на підприємстві.

Другий розділ присвячений питанням пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання, в цій частині описується сама задача і можливі способи її вирішення. Проведено обґрунтування технологічних і технічних рішень. Представлена технічна характеристика застосовуваного в проекті обладнання, а також технологія його використання. У табличній формі наведено гірничотехнічні показники виїмкової ділянки. Робота ділянки організовується в чотири зміни тривалістю по 6 годин кожна: три зміни по видобутку вугілля і одна ремонтно-підготовча. У пункті «Технологічна схема транспорту» проводяться розрахунки конвеєрного транспорту, що перевозить відбитий вугілля. У розділі «Вентиляція шахти» наведені розрахунки за прогнозом метанообільності, вибір схеми провітрювання, витрати повітря. В розділі «Охорона праці» виконаний аналіз шкідливих і небезпечних факторів, інженерно-технічні заходи і протипожежна безпека на шахті.

Кваліфікаційна робота присвячена дослідженню застосування очисного обладнання нового технічного рівня, яке дозволить підвищити рівень видобувику вугілля з очисного вибою до 2430 т/добу з розрахунковою собівартістю 388,35грн/т.

Перелік посилань

1. Правила безпеки у вугільних шахтах/НПАОП 10.0-1.01-10.-К.: «Редакція журналу «Охорона праці», 2010.-430 с.
2. Голінько В.І. Основи охорони праці. Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 265с.
3. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть I. Технологические схем. ИГД им. А.А. Скочинского. 1979. – 333с.
4. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник/под ред. В.И. Хорина.-М.: Недра, 1987.-424с.
5. Бондаренко В. И. и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. Днепропетровск, 2002. - 643 с.
6. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985.-565с.
7. Гелескул М.И., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. - М.: Недра, 1982.-479с.
8. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. — М.: Недра, 1982.-450с.
9. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ, - К.: «Вища школа», 1992.-334С.
10. Бондаренко В.І. Руських В.В. Почепов В.М. Мамайкін О.Р. Лапко В.В. Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин. Програма і методичні рекомендації до виконання курсового проекту з дисципліни студентами-бакалаврами спеціальності 184 Гірництво. М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т “Дніпровська політехніка”. - Дніпро: НТУ “ДП”, 2019. - 40с.
11. НПАОП 10.0-5.28-87. Инструкция по прогнозу и предупреждению внезапных прорывов метана из почвы горных выработок [Электронный ресурс]. – Режим доступа https://pdf.sop.zp.ua/npaop_10_0-5_28-87.pdf.
12. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - Макеевка -Донбасе: МакНИИ, 1989.-319с.

13. Рудничная вентиляция. Справочник. - М.: Недра, 1988.-440с.
14. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. - М.: Недра, 1986.-624с.
15. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспылевания горных предприятий. Справочник. - М.: Недра, 1991.-253с.