

НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ВОДНОГО ГОСПОДАРСТВА ТА ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ

Навчально-науковий механічний інститут

(повна назва навчально-наукового інституту)

Кафедра розробки та видобування корисних копалин

(повна назва випускової кафедри)

Кваліфікаційна робота

бакалавр

(освітній ступінь)

на тему: Проект інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів
вугілля в умовах ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля"

Виконав: здобувач 4 курсу, групи ГР41
освітньої програми (спеціальності) 184
«Гірництво»

(код і повна назва спеціальності)

Вірмянський Василь Павлович

(прізвище та ініціали)

Керівник

доц. Васильчук Олександр Юрійович

(прізвище та ініціали)

Рецензент ст. викл. Семенюк В.В.

(прізвище та ініціали)

Рівне – 2026

НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ВОДНОГО ГОСПОДАРСТВА ТА
ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ

Навчально-науковий інститут механічний
Кафедра розробки та видобування корисних копалин
Освітній ступінь бакалавр
Спеціальність 184 «Гірництво»

З А В Д А Н Н Я
ДЛЯ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ ЗДОБУВАЧА

Вірмянського Василя Павловича

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи Проект інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні
запасів вугілля в умовах ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля"

керівник роботи к.т.н., доц. Васильчук Олександр Юрійович

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом університету від «24» 04. 2026 року С№ 465

2. Строк подання студентом роботи 10.06.2026 р.

3. Вихідні дані до роботи ТЕО ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" шахти
"Юбілейна"

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно
розробити) Вступ. 1. Характеристика підприємства. 2. Пропозиції з технічних
рішень і схем відпрацювання запасів. Висновки. Література.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових
креслень)

Мультимедійна презентація

ЗМІСТ

Вступ.....	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА.....	6
1.1 Географія підприємства	6
1.2 Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробництва	19
1.4. Висновки.....	21
1.5. Вихідні дані на проект.....	21
2 ПРОПОЗИЦІЇ ІЗ ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ТА СХЕМ ВІДПРАЦЮВАННЯ ЗАПАСІВ	24
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	24
2.2. Дослідження засобів і параметрів очисної виїмки.....	31
2.3 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля	32
2.4 Рекомендації із підтримки повторно використовуваних виробок.....	35
Висновки.....	42
Література.....	43

ВСТУП

Наразі вугільна промисловість є однією з найважливіших в Україні. Вугілля використовується на багатьох промислових підприємствах країни, насамперед в енергетичному та металургійному секторах. В Україні вугілля є єдиною енергетичною сировиною зі значними запасами. Зі зростанням попиту на електроенергію щорічно зростає і попит на вугілля.

На цьому етапі розвитку ринкової економіки України, оскільки закриваються нерентабельні шахти, необхідно знижувати витрати на видобуток вугілля, зберігаючи або навіть підвищуючи продуктивність праці.

У сучасних умовах шахти повинні самостійно управляти своїми потребами в обладнанні, матеріалах та електроенергії, що сприяє підвищенню їхньої ефективності та продуктивності. Тому стратегічним, технічним та економічним напрямком розвитку шахт є створення та впровадження передового обладнання та технологій для підземного видобутку вугілля. Це обладнання та технології повинні, незважаючи на конкуренцію, ринкові ціни та підвищені екологічні та ергономічні вимоги, покращувати продуктивність та ефективність шахт, а також умови праці шахтарів. Об'єктом цього дослідження є аналіз параметрів очисних робіт на шахті «Ювілейна», що експлуатується компанією ПСП «Шахтоуправління Першотравенське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Цей проект має на меті збільшити вантажопідйомність вибою шляхом заміни існуючого обладнання, продемонструвати доцільність повторного використання шахтних галерей та зменшити вартість тони вугілля шляхом зменшення кількості конвеєрів у транспортному ланцюзі від вибою до зони завантаження вугілля.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1. Географія підприємства

Шахта «Ювілейна» була побудована за планами інституту «Дніпрогірпрошахт» та введена у експлуатацію у 1970 році із номінальною потужністю 1 200 000 тонн вугілля на рік. Адміністративно вона знаходиться у віданні ДТЕК «Павлоградвугілля» та УСМ «Першотравенське».

Поруч, за 4 км на захід від шахти, розташовані діючі шахти «Першотравнева» та «Степова», а також Центральний гірничо-металургійний комбінат. Залізнична колія Красноармійськ-Павлоград проходить за 6 км від шахти.

Найближчі населені пункти: місто Першотравенськ, розташоване за 2 км на південь, село Миколаївка, розташоване за 6 км на захід, та центр села. Петропавлівка, розташована за 12 км на північ

Родовище корисних копалин Ювілейна розташоване на повністю експлуатованих ділянках Брагинівська 1 та 2 та Космін 1, у Павлоградсько-Петропавлівському вугільному районі Західного Донбасу, зокрема у Дніпропетровській області. Рельєф місцевості пологий, з низькими схилами та ярами, що простягаються на північний захід. Схил Космін, розташований у безпосередній близькості від шахти, служить резервуаром для зберігання підземних вод з шахт Першотравнева, Степова та Ювілейна.

Регіон має помірний клімат, що характеризується відносно безсніжною зимою та довгим, спекотним літом із середньорічною температурою +8,6 °С.

Переважні вітри дмуть зі сходу та північного сходу.

1.2. Гірничодобувна та геологічна характеристика

1.2.1 Геологічна характеристика родовища корисних копалин

Геологічна будова родовища корисних копалин складається з порід турнейського та візейського етапів нижнього кам'яновугілля, що перекривають палеогенові, неогенові та четвертинні відкладення.

Кам'яновугільні породи представлені шарами різного складу: пісковиком, аргілітом та алевритом, з прошарками вугілля та вапняку.

Потужність Самарської продуктивної формації коливається від 10 до 460 м. Загальний вміст вуглецю вологості становить 2,6%.

Палеогенові відклади поширені та представлені Буцацькою, Київською та Харківською формаціями, загальною потужністю до 115 м.

Обширні відклади Буцацької формації, розташовані на еродованій поверхні кам'яновугільного періоду, складені глауконітом та переважно глинистими кварцовими пісками, що перешаровуються з пісковиком. Буцацькі піски сильно насичені водою та мають властивості пливунів. Потужність буцацьких відкладень коливається від 5 до 28 метрів, досягаючи 23 метрів у районі шахтного ствола.

Поширена Київська формація лежить на Буцацьких пісках і досягає потужності 7 метрів. Її відкладення складені вапняними глинами та, рідше, мергелями.

Харківська формація, також поширена, сягає потужності 30 метрів і складається з глауконіту, дрібних та дуже глинистих пісків, вільнодренуючих пісковиків та піщаних алеврів. Харківські піски демонструють значну полігидричність.

Неогенова формація складена сарматськими відкладами та зустрічається переважно у високогірних районах. Вона складається з дрібних та дуже дрібних кварцових пісків.

Потужність цих відкладів коливається від 5 до 40 метрів.

Четвертинні відклади поширені та утворюють суцільний покрив над палеогеновими та неогеновими осадовими формаціями. На водозборах вони зустрічаються у вигляді лесових алеврів та червонувато-коричневих глин, а

в річкових долинах — у вигляді дрібних та грубих алювіальних пісків. Потужність відкладів сягає 18 метрів.

1.2.2. Гідрогеологія

Підземні водоносні горизонти приурочені до відкладень четвертинної, третинної та кам'яновугільної систем. Основними джерелами водопостачання для гірничих робіт є самі шахти під час експлуатації рудних жил C_6^1 й C_6 є:

- а) обводнені наноси, які залягають на поверхні відкладень вугілля;
- б) відпрацьовуються пласти вугілля C_6^1 й C_6 ;
- в) пісковики, що залягають у породах основної та безпосередньої покрівлі пласта C_6^1 ;
- г) пісковики, що залягають у породах ґрунту пласта C_6 .

Товщина гідратованих відкладень представлена гідратованими пісками бушацької, києво-харківської та сарматської світ, загальною потужністю від 50 до 60 м. Бушацькі піски залягають безпосередньо на поверхні вугільних пластів, їх потужність становить від 8 до 20 м, і демонструють високу оброблюваність. Тиск ґрунтових вод на поверхні кам'яновугілля становить приблизно 60 м. Рівень осадових ґрунтових вод поповнюється за рахунок опадів та часткової інфільтрації тимчасових паводкових вод вздовж русел та ярів, а також за рахунок водозбірною басейну, розташованого в Космінській протоці. Вплив гідратованих пісків на розвиток вугільних та пісковикових пластів полягає в постійному поповненні їхніх запасів ґрунтових вод за відсутності водопроникних порід між цими пластами та бушацькими пісками. Тому, враховуючи високий тиск ґрунтових вод на поверхні кам'яновугільних пластів, гірничі роботи необхідно проводити з особливою обережністю при наближенні до виходів пластів під Бушацькими пісками, а навколо стволів під ставом необхідно залишати опори.

1.2.3. Тектоніка

З геоструктурної точки зору, район видобутку розташований на північно-східному схилі Українського кристалічного масиву та

простягається вздовж південно-західного краю Дніпровсько-Донецької западини. Він характеризується переважно регулярним моноклінальним розташуванням кам'яновугільних товщ з падінням від 3 до 5° на північ та північний схід, яке збільшується до 7-10° в зонах тектонічних порушень. Пологий схил порід підкреслюється численними розрізненими порушеннями як великої, так і малої величини. Таким чином, на півночі та сході район видобутку обмежений низкою основних розломів: поздовжнім розломом, поздовжнім розломом № 1, Лозовим розломом та розломом Апофіс "А". Східчасті розломи № 1 та № 2 є продовженням поздовжнього розлому. На південному заході значна частина району видобутку обмежена розломами "Б" та Романівським, останній з яких є відгалуженням основного Брагинського розлому. Розломи орієнтовані на північний захід/південний схід. Їх падіння круте (від 60 до 80°). Амплітуда зміщення гірських порід у зонах розломів коливається від 1,5 до 3 м, аж до 125 м. Робочі галереї шахти демонструють численні розломи з амплітудою від 0,10 до 0,70 м, і дуже рідко до 6,5 м. Вони довгі, розташовані без будь-якої видимої закономірності та мають падіння від 70 до 75°.

1.2.4. Характеристика вугільних пластів та бічних порід

Промислові можливості видобутку вугілля родовища обмежені відкладами нижньокам'яновугільної Самарської формації. Цей пласт включає до 41 вугільного пласта та прошарку, з яких лише шість є експлуатаційними та мають промисловий інтерес: C_8^B , C_6^1 , C_6 , C_5^1 , C_2^1 та C_2 . За потужністю пласти тонкі та дуже тонкі. За витриманості - пласт C_6 відноситься до витриманих, решта - до невитриманих. Характерним для пластів C_8^B , C_6^1 , C_6 , C_5^1 є великі по площі розмиви, що представлені руслами річок. Пласти C_8^B , C_6^1 , C_5^1 , C_2^1 - розщеплюються.

1.2.5. Гірничотехнічна характеристика шахти

Межі й розміри шахтного поля

Технічні межі шахтного поля наступні:

- На захід: умовна лінія, що проходить через шахту № 6574 та точку за 200 м на схід від шахти № 6572, від ступінчастого відвалу № 1 до перетину з поздовжнім відвалом; від цього відвалу слідувати умовній лінії, що проходить через шахти № 6371, 2063, NZ-543, NZ-4733, 7086 та 12053; далі слідувати поздовжнім відвалом № 2 до перетину з відвалом Петропавловського рудника (спільним з шахтою Степова);
- На північ: Петропавлівський водозлив, далі, по умовній лінії, що проходить через точки за 220 м на південний схід від шахти № 3502 та за 170 м на південний схід від шахти № 13998, далі по умовній лінії, що проходить через шахти № 13998 та 14128, далі по умовній лінії, що проходить через точки за 120 м на південний схід від шахти № 3512 та за 80 м на південний схід від шахти № 3530, відносно водозливу № 3, по ступінчастому водозливу № 2, далі по Лозівському водозливу до перетину з водозливом Апофіс «А»;

- На схід: Апофіс «А», далі по умовній лінії, що проходить через точки, розташовані за 440 м на схід від шахти № 3557 у напрямку шахти № 3560 та за 440 м на схід від шахти № 3887 у напрямку шахти № 3559.

- На південь: вихід шару С2 під алювієм до відвалу Романівського, потім за цим відвалом до перетину з відвалом Б, вздовж контурної лінії, що проходить за 20 м від ділянки III-III' у напрямку відвалу Б до виходу шару С5 під алювієм, і далі вздовж цього виходу. У цих межах шахтне поле простягається від 2 до 7,5 км у глибину та 10,4 км у ширину. Гірничодобувна концесія охоплює площу 6034 гектари.

1.2.5. Технічні показники

Шахта «Ювілейна» була введена в експлуатацію в 1970 році з номінальною потужністю 1 200 000 тонн на рік. Пік видобутку був досягнутий у 1977 році на рівні 1 125 000 тонн. Згідно зі «Структурою Гірничодобувного фонду України», затвердженою Міністерством вугільної промисловості (3 січня 1999 року), виробнича потужність шахти «Ювілейна» становить 930 000 тонн на рік.

Згідно з проектом «Розкриття та підготовка пласта С₆ вздовж поздовжнього вибою родовища Ювілейна», підготовленим інститутом «Дніпрогіршахт» у 1986 році, номінальна потужність була встановлена на рівні 1 100 000 тонн на рік.

Шахта класифікується як II категорії за газом. Пласти є небезпечними через ризик вибухів вугільного пилу, але не схильні до самозаймання, раптових викидів або шахтних ударів.

Шахта «Ювілейна» класифікується як II категорії за метаном.

За вмістом діоксиду кремнію гірський пил вважається безпечним та кремнієвого походження. Температура породи на глибині 400 м становить 25–26 °С. Глибина найверхньої групи пластів не перевищує 350 м, тому геотермальні умови під час їх формування були нормальними.

1.2.6. Схема розкриття

Рудне родовище, максимальна глибина якого становить 7,5 км, умовно поділяється на дві зони: центральну зону та зону зворотного засипання. Наразі тривають очисні роботи на сусідніх пластах С₆¹ та С₆ в обох зонах. Доступ до родовища здійснювався через два вертикальні здвоєні центральні стволи – головний ствол та допоміжний ствол – кожен діаметром 6,0 м, з поперечними розрізами на рівнях 180 м та 210 м. Ці стволи були прокладені на глибину 210 м та закріплені у зволожених надкарбонітових відкладах металевими трубами та в корінній породі бетоном. Головний ствол (відкатка) використовується для видалення вугілля та породи, а також для відведення шахтних газів. Допоміжний ствол (кліть) використовується для спуску та підйому персоналу, матеріалів та обладнання, а також забезпечує подачу свіжого повітря в шахту. Від горизонту на 180 м до верхньої межі родовища Бремсберг, на рівні шарів С₆¹ та С₆, південні поперечні галереї були викопані за допомогою ущільнення та конвеєра. Для доступу до шарів С₆¹ та С₆ у центральній частині родовища на рівні 210 м було викопано поперечну конвеєрну галерею.

На нижній технічній межі родовища доступ до шарів С₆¹ та С₆ здійснювався через похилу поперечну галерею та віадук з поперечної галереї

ущільнення на рівні 180 м. Доступ до шару С₆ за поздовжнім відвалом був здійснений через поперечну галерею № 6 (на рівні 250 м), похилу поперечну галерею № 2 та віадук з головної поперечної галереї ущільнення на рівні 210 м. Периферійні складські приміщення, обладнані пристроями для завантаження породи, розташовані на рівнях 180 м та 210 м. Пристрій для завантаження вугілля розташований на рівні 180 м.

1.2.7. Вентиляція

Система вентиляції централізована та працює за допомогою всмоктування.

Витрата повітря, що надходить у шахту, становить 12 540 м³/хв. Середній перепад тиску в шахті становить 210 мм вод. ст.

Вентиляційна установка розташована на головному стволі. Для забезпечення заданого режиму вентиляції використовується двоступеневий осьовий вентилятор ВОД-30М (таблиця 1.1). Установка оснащена двома вентиляторами: основним та резервним. На вентиляційній шахті № 1 встановлено вентилятор ВЦ-25М. Для місцевої вентиляції використовуються вентилятори СВМ-8 та ВМ-6М.

Для контролю шахтної атмосфери використовуються такі технічні засоби. Для автоматичного регулювання використовується портативний прилад «Сигнал-2». Стаціонарні датчики метану ДМТ-4 встановлюються згідно з технологічним планом та забезпечують безперервне регулювання з передачею даних на пульт SPI. При перевищенні порогу концентрації метану живлення підземного обладнання відключається. У шахтах як стаціонарний пристрій для контролю швидкості та витрати повітря використовується ІСВН (інтегрований вимірювач швидкості та витрати). Він вказує напрямок потоку повітря та передає інформацію диспетчеру. Для вибіркового перевірок атмосфери використовуються портативні гірничі інтерферометри ШИ-10 та ШИ-11, які дозволяють визначати концентрації СН₄ та СО, коли вони одночасно присутні в атмосфері шахти.

Таблиця 1.1. – Технічна характеристика вентилятора типу ВОД-30М.

Найменування показників	Значення
Діаметр роб. колеса, мм	3000
Частота обертання, об / хв	500
Номінальна подача, м ³ /с	137
Номінальна статичний тиск установки, кПа	270
Подача в робочій зоні при статичному ККД $\geq 0,61$, м ³ /с	50-225
Максимальна статичний ККД установки	0,81
ККД установки в нормальній області режимів	0,766
Глибина регулювання щодо тиску	0,781
Споживання електроенергії у робочій зоні, Вт	140-720
Маса вентилятора (без електрообладнання), кг	34035
Динамічний момент інерції, кг · м ²	12850
Габаритні розміри, мм:	
довжина	15850
ширина	4350
висота	4350

1.2.8. Шахтний підйом

Характеристики шахтних підйомних машин всім відомі і є стандартизовані.

1.2.9. Транспорт

Наразі на шахті використовується повноцінна конвеєрна система, що з'єднує вибої з пристроєм завантаження головного ствола для забезпечення основного потоку руди. У цій системі використовуються конвеєри СП-202, 1ЛТ-80 та 1Л-100У. Для підйому по похилих галереях використовуються конвеєри Ц 2,5×2 та МДК.

Транспортування породи, обладнання та матеріалів забезпечується акумуляторними електровозами АМ-8Д, що тягнуть шахтні вагонетки ВГ-3,3 вантажопідйомністю 5300 кг, розташовані на спеціальних платформах. Транспортування персоналу забезпечується шахтними вагонетками ВСГ-18. Гірничодобувний комплекс: Порода, видобута підйомником з головного

ствола, потрапляє в головний бункер через пристрій завантаження, звідки конвеєрною стрічкою транспортується до місця завантаження транспортних засобів, а потім самоскидами до сховища.

1.2.10. Вимоги споживачів до якості корисних копалин

Шахта «Ювілейна» видобуває коксівне вугілля типу Г та відправляє його на збагачення, переважно на Павлоградську вугільну електростанцію. Продається збагачений концентрат типу G з розміром частинок 0-100 мм. Наразі шахта експлуатує вугільні пласти C_6^1 та C_6 , 55% яких збагачується на вугільній електростанції. Після збагачення концентрат та вугілля постачаються підприємствам Міністерства енергетики та муніципалітетам. Решта вугілля (45%) відвантажується для технічних та побутових потреб заводів та різних організацій.

Зольність товарного вугілля на шахті повинна становити 41,6%, вміст сірки – 2,0% та вологість – 9,0%. Вихід летких речовин у середньому становить 41%.

1.2.11 Спосіб та процедура підготовки рудних запасів родовища

Враховуючи аналіз гірничо-геологічних умов та розмір родовища, рекомендується горизонтальний метод підготовки. Цей метод має ряд переваг перед іншими:

- Забезпечуються оптимальні розміри виїмкових ділянок як на похилих ділянках, так і в зоні Бремсберга, з мінімальними обсягами виїмкових робіт; Гарантується оптимальна довжина вибою, яка залишається постійною по всій довжині виїмкової колони; можливе повне транспортування руди конвеєром; забезпечується достатня концентрація гірничих робіт на різних пластах; гарантується максимальний видобуток запасів.

Запаси зони Бремсберг, у центральній частині пластів C_6^1 та C_6 , розробляються з використанням існуючих вентиляційних шахт на східній стороні пласта C_6^1 . Для підготовки решти запасів у ділянці родовища Бремсберг необхідно використовувати східні дренажні, вентиляційні та транспортні галереї цієї зони. Для підготовки запасів на східному крилі

центральної зони пластів C_6^1 та C_6 необхідний доступ до головного повітропідвідного конвеєра та вентиляційних галерей, а також до головного повітропідвідного, нагнітальних, вентиляційних та транспортних галерей, а також до східної дренажної галереї. Запаси в пласті C_6 , розташованому за поздовжньою засипкою, розкриваються, готуються та розробляються з використанням існуючих нагнітальних та транспортних галерей. Виїмкові стовпи забиваються знизу вгору.

1.2.12. Система розробки

Система стовпів є ефективним методом видобутку корисних копалин. Її основна перевага в умовах гірничої справи полягає у відносно низькій вартості кріплення виїмкових галерей, а також у можливості досягнення вищих техніко-економічних показників. Невелика глибина залягання пласта дозволяє здійснювати його експлуатацію за допомогою довгих стовпів, паралельних схилам та підйомам. Через високий гірський тиск очищення здійснюється простими етапами довжиною від 150 до 200 м. Виїмкові стовпи відпрацьовуються безперервно, подовжуючи виїмкові галереї вглиб виробки. Їхня довжина коливається від 800 до 1600 м. Для кріплення галерей використовується шатроподібна система кріплення з видовженими опорами типу КШПУ-11.7, що забезпечують підвищену стійкість до деформацій та відстань між ними від 0,5 до 0,8 м. Випробування цієї системи показали розбухання 100 мм/день.

Через інтенсивний гірський тиск вугільні стовпи шириною від 150 до 200 м утримуються для захисту основних виробок.

1.2.13. Очисні роботи

Для розробки вугільних пластів використовується механізований гірничодобувний комплекс КД-80, оснащений комбайном КА-80. Нижній шахтний конвеєр СП-202 дозволяє розміщувати головки комбайна та систему подачі на галереях. Перед пластом, під металевими монтажними плитами шасі, з інтервалом 40-50 м встановлюються арматурні кронштейни від гідравлічних опор GSK. Видобуток вугілля комбайном КА-80 здійснюється за

допомогою човникової системи. Подрібнене вугілля транспортується на скребковий конвеєр СП-202. Далі вугілля транспортується по галереї стрічковими конвеєрами. Рух секцій навісного обладнання відбувається за рухом комбайна. Інтервал встановлення секцій становить 1,35 м, ширина захоплення комбайна — 0,8 м, інтервал переміщення навісного обладнання — 0,8 м. Дах повністю зруйнований. Матеріали та обладнання переміщуються вбік або вздовж монтажного маршруту за допомогою лебідок ЛВ-25. Перед початком видобутку вугілля оператор комбайна та його помічник оглядають машину, доливають масло в коробку передач, виконують дрібний ремонт та заміняють зубці. Інші члени підрозділу GROV оглядають підлогу та дах верстака, конвеєр та станцію змащення. Після підготовки комплексу оператор подає сигнал гудка, запускає конвеєр, комбайн та систему зрошення, а потім продовжує видобуток вугілля. Два GROV, що йдуть за комбайном, переміщують секції механізованого обладнання. Один з GROV, що йдуть за комбайном, очищає вугілля від землі. Конвеєр переміщується на відстань 8-10 метрів від комбайна. Проект передбачає заміну механізованого комплексу KD-80 на OSTROJ з комбайном MB 444P.

1.2.14. Виконання підготовчих та очисних земляних робіт

Відповідно до прийнятої методики підготовки, підготовчі, основні та видобувні земляні роботи виконуються вздовж пласта, прорізаючи навколишню породу, та є практично горизонтальними. У зв'язку з цим, відповідно до «Прогресивних технологічних схем розробки пластів у вугільних шахтах», ми надаємо перевагу використанню виїмкової техніки типу ГПКС для підготовчих робіт.

Використання гірничої техніки вибіркової дії, оснащеної стрілоподібною ріжучою головкою, дозволяє роздільно видобувати вугілля з породи та зменшує загальні витрати праці в 1,5-4 рази порівняно з буровибуховим методом.

Для видалення породи з вибоїв, а також для транспортування матеріалів та обладнання до цих вибоїв забезпечується залізничний транспорт.

Професійний огляд та ремонт машин і механізмів щодня здійснюються ремонтною бригадою. Організація робіт базується, перш за все, на щоденній комплексній бригаді, яка виконує всі основні та допоміжні завдання на вибої, включаючи контроль за роботою гірничої техніки під час земляних робіт, герметизацію, встановлення вентиляційних каналів та прокладання залізничних колій.

1.2.15. Енергопостачання

Шахта забезпечується електроенергією від постійної дволанцюгової лінії електропередач 35 кВ від підстанції «Петропавлівська». Встановлена потужність трансформаторів становить 32 060 кВт, електродвигунів – 24 616 кВт, а річне споживання електроенергії – 46 556 000 кВт·год, або 39 кВт·год на тону видобутого вугілля. Споживання електроенергії обладнанням працівників становить 19 182 кВт·год.

Для живлення шахти побудовано наземні електростанції. Вони безпосередньо живляться від несучих кабелів 6 кВ від підстанції «Петропавлівська». Високовольтні розподільчі пункти (РПП-6 кВ) живляться від цих електростанцій, а група пересувних трансформаторних підстанцій – від цих РПП-6 кВ. Низьковольтні навантаження шахти живляться напругою 660 В. Пневматична енергія використовується на поверхні для допоміжних операцій.

1.2.16 Організація праці на гірничодобувному підприємстві

У 2025 році шахта працювала 356 днів на видобутку вугілля та гірничих роботах, використовуючи систему ротації робітників, яка забезпечувала безперервний робочий тиждень. Операційні процедури:

- Кількість змін на транспортування вугілля з шахти: 3;
- Кількість змін на видобутку вугілля: 3;
- Кількість змін на гірничих роботах: 3;
- Кількість змін на ремонт та підготовку: 1;
- Тривалість зміни: 6 годин для шахтарів та 8 годин для гірників на відкритій видобувній ділянці.

1.2.17. Техніко-економічні показники компанії

Техніко-економічні показники роботи шахти у 2025 році наведено в таблиці 1.2.

Таблиця 1.2. - Техніко-економічні показники роботи шахти

Показник	Значення
Потужність шахти:	
- проектна, тис.т.	1550
- фактична на 1.01.2025 года, тис.т.	1250
Подтримувана лінія:	
- очисних робіт, м.	725
- гірничих виробок, км.	99,9
Штат працівників по групах працюючих, осіб:	
- всього	3758
- промислово-виробничий персонал	1218
- робочих на поверхні	530
- робітників з видобутку вугілля	2010
- підземних робітників	1788
Режим роботи шахти	4-х змінний; 1-а ремонтно-підготовча; 2, 3, 4-а добувна
Собівартість видобутку 1 т вугілля, грн / т.	700/1200
Відпускна ціна 1 т вугілля, грн / т	
Рівень рентабельності, %	3,51
Нормативна зольність вугілля по шахті, %	33,71
Витрата лісоматеріалів на 1000 т видобутку, м ³ .	6,32
Витрата на тонну видобутого вугілля:	
- електроенергії, кВт·ч / т.	42,42
- пневмоенергії, м ³ / т	-
Число діючих:	

- очисних вибоїв	4
- підготовчих вибоїв	6

1.2.18. Охорона праці

У шахті всі відкриті рухомі частини машин оснащені огорожами для усунення ризику травмування та потрапляння сторонніх предметів. У місцях завантаження та розвантаження підтримуються зазори та забезпечуються безперешкодні проходи відповідно до норм безпеки. Для забезпечення безпеки працівників під час роботи з електрообладнанням впроваджуються такі заходи: вибухобезпечне виконання всіх електричних пристроїв, негорючі обмотувальні кабелі, пристрої захисного відключення, інтегровані в пересувні підстанції, пускові установки та тягові випрямлячі, заземлення електрообладнання, звукові та візуальні попереджувальні сигнали перед дистанційним запуском машин. У прочисних ямах, які оснащені кількома огорожами та замками, встановлена система гучномовного зв'язку.

Для зменшення механічного шуму використовуються звукопоглинаючі матеріали, віброізоляційні ущільнення та гнучкі муфти.

Використовуються звукопоглинальні матеріали, такі як мінеральна вата, азбест, гума та пінополіуретан. Для зменшення шуму під час роботи осьових вентиляторів місцевої вентиляції використовуються глушники ГСМВ-5, що призводить до зниження рівня шуму на 10-15 дБ.

Для обмеження впливу локальних вібрацій використовуються спеціальні вібраційні ручки з еластичних матеріалів та вібраційні пружинні візки.

Для запобігання вибухам вугільного пилу шахти промиваються водою, що містить змочувальний агент DB. Для стримування вибуху та обмеження його поширення використовуються водяні завіси. Для боротьби з підземними пожежам встановлюється мережа підземних труб пожежогасіння.

1.2.19. Охорона навколишнього середовища

До основних елементів та технологічних процесів, що забруднюють навколишнє середовище, належать котельні, відвали, пункти завантаження та всмоктувальні скиди з промислового комплексу.

Котельня працює на вугіллі. У шахті встановлено мокрий вентиляторний пилозбірник ПМ-356А для уловлювання вугільного пилу. Також встановлено пилозбірник ЦН-11, що зменшує викиди пилу на 98-99%. Очищення шахтних вод складається з трьох основних етапів: очищення, дезінфекції та демінералізації. Для прискорення відстоювання та підвищення його ефективності використовуються методи хімічної обробки.

Шахтна вода з шахти СН скидається трубопроводами до відстійників, розташованих на поверхні резервуара об'ємом 700 м³. Після освітлення у ставку, дезінфекції хлором та фільтрації для технічних цілей вода очищується.

1.3. Аналіз виробництва

У таблиці 1.3 нижче наведено фактори, що перешкоджають розвитку гірничих робіт та перешкоджають безперебійній роботі, необхідній для збільшення виробничих потужностей, а також заходи, вжиті для їх усунення.

Таблиця 1.3 – Аналіз виробничої ситуації

Ефективні рішення й розробки	Комплекс використаний	Технічна чи економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових й інших ресурсів
1. Низхідний порядок відпрацювання вугільних пластів	Схема розкриття	Забезпечення розвантаження гірського масиву по виїмковій площі зі зниженням газообільності, підвищенням безпеки робіт.
2. Групування пластів	Схема підготовки	Концентрація гірничих робіт, спрощення схем транспорту й вентиляції, зменшення обсягів й протяжності одночасно підтримуваних виробок.
3. Обладнання очисних вибоїв комплексами нового технічного рівня Ostrój	Система розробки	Зниження трудомісткості й підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.

4. Застосування нових ефективних конструкцій кріплень КШС і КШПУ з спецпрофіля для кріплення гірничих виробок	Підготовчі роботи	Скорочення витрат на ремонтно-відновлювальні роботи на 1 м виробки.
5. Проведення підготовчих виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів типу 4ПП-2М	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити виробки по породах з міцністю до $f = 6$ й перерізом в проходці до 25 м^2 й забезпечує підвищення темпів проходки у 1,5 рази, а продуктивність праці у 2 – 2,2 рази
6. Заміна нагнітального способу провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктувальний	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60 – 85 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки й гігієни.
7. Вертикальні вугільні (породні) бункера великої місткості	Скорочення транспортних потоків на підземному транспорті	Забезпечення незалежної роботи транспорту й очисних вибоїв, підвищення надійності технологічних схем, збільшення коефіцієнта машинного часу очисного або прохідницького обладнання
8. Механізований бункер в ланцюзі конвеєрів дільничного і магістрального транспорту	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.
9. Збільшення довжини лави	Очисні роботи	Зниження часу кінцевих операцій

Для перевірки пропускної здатності конвеєрної системи шахти необхідно розрахувати продуктивність конвеєрів з урахуванням їх типу та умов експлуатації.

Пропускна здатність конвеєра визначається:

$$Q_K = Q_{K.э} \cdot T \cdot K_э \cdot K_{и}, \quad (1.1)$$

де $Q_{K.э}$ – експлуатаційна продуктивність, т / год;

T – тривалість роботи протягом доби по транспортуванню вугілля, год;

$K_э$ – коефіцієнт, який враховує експлуатаційні умови роботи транспорту;

$K_{и}$ – коефіцієнт регламентованого використання.

Результати розрахунку входять в транспортну ланку шахти і зведені у таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 - Результат розрахунків пропускної здатності конвеєрного транспорту.

Показник	Тип конвеєра			
	СП-202	1ЛТ-80	1Л100К	1ЛУ-120
$Q_{K.э}, \text{т/год}$	255	275	425	505
T	18	18	18	18
$K_э$	0,85	0,85	0,98	0,98
$K_{и}$	0,98	0,98	0,98	0,98
$Q_T, \text{т/доб}$	3635	3920	6850	8125

Згідно з розрахунками, мінімальна добова пропускна здатність конвеєрної системи становить 3630 т/добу. При поточному максимальному навантаженні 1500 т/добу на пласт шахти ця пропускна здатність не обмежує навантаження на вибій.

1.4. Висновки

Для вирішення виробничих проблем та забезпечення безперебійної роботи шахти та дотримання її номінальної потужності необхідно:

- частково замінити застаріле обладнання новим та більш ефективним;

- впровадити системи розвитку, що дозволяють повторно використовувати тунелі;
- збільшити навантаження на вибій;
- застосувати більш досконалі технології видобутку вугілля в тонких та неглибоких пластах, зменшуючи зольність видобутого вугілля;
- зменшити вартість підготовчих робіт шляхом засипання виробленої площі та повторного використання тунелів;
- впровадити прогресивні системи вентиляції гірничо-підготовчих ділянок.

1.5. Початкові дані проекту

Виробнича потужність шахти становить 1,2 млн тонн вугілля на рік.

Шахта класифікується як газоподібна шахта з високим рівнем ризику вибухів вугільного пилу. Спонтанних викидів метану чи раптових викидів газу чи вугілля не спостерігалось. Вугілля не схильне до самозаймання.

Система вентиляції шахти централізована та використовує відсмоктування.

Таблиця 1.5. – Вихідні дані на проект

Найменування показників	Значення
Фактична виробнича потужність шахти, тис. т	1055
Обсяг видобутку вугілля, тис. т/міс	88,5
Середньодобове навантаження на лаву, т/добу	1650
Зольність видобутого вугілля, %	33,5
Середньомісячне просування діючої лінії очисних вибоїв, м	84
Кількість робочих пластів, шт.	2
Глибина ведення робіт, м	375

Середньомісячне посування підготовчих забоїв, м	125
Спосіб транспортування вугілля	Конвеєр
Спосіб транспортування породи	ЛОКОМОТИВ
Схема провітрювання	всмоктувальна
Категорія шахти за газом метаном	II
Природна метаноносність пласта, м ³ /т	5,91
Небезпека по пилу	небезпечна
Абсолютна газообільність шахти, м ³ /хв	16,51
Відносна газообільність шахти, м ³ /т	8

2. ПРОПОЗИЦІЇ ІЗ ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ТА СХЕМ ВІДПРАЦЮВАННЯ ЗАПАСІВ

2.1. Обґрунтування технологічних та технічних рішень

2.1. Різноманітність гірничо-геологічних умов навколо вугільних пластів, а також технічних засобів видобутку, визначає різноманітність гірничих систем, кожна з яких має свої специфічні характеристики.

Окрім основної характеристики, кілька інших визначають різні типи гірничих систем, а не саму систему.

Першою характеристикою є довжина вироблюваного забою. На основі цієї характеристики гірничі системи поділяються на дві групи:

- системи з довгим вибоєм (уступи та смуги);
- системи з коротким вибоєм (кімнати, стволи та галереї).

Другою характеристикою є порядок проведення підготовчих виїмок у гірничій зоні відповідно до площини зміщення вибоєм.

Ми розрізняємо безперервні (суцільні), стовпчасті та змішані (комбінована) гірничі системи.

2.1 Вибір та обґрунтування системи розробки

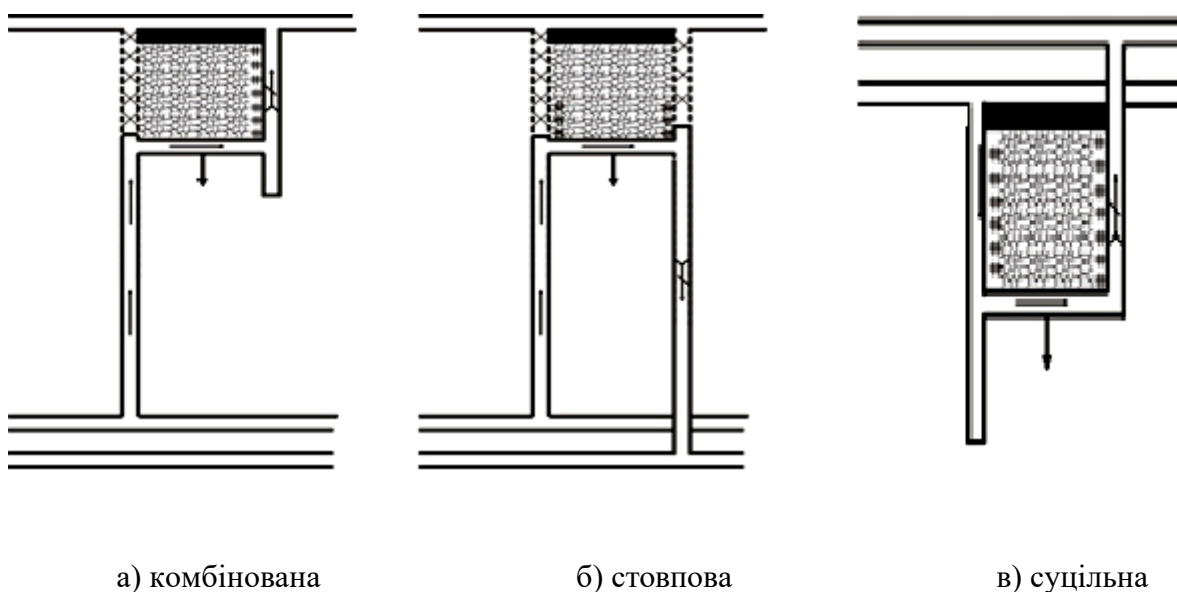


Рисунок 2.1 – Системи розробки

Під час підготовчих розкопок у зоні розкопок, стосовно плану переміщення вибоєм кар'єру, одночасно з очищенням проводяться підготовчі

розкопки, що прилягають до уступу. До цієї підгрупи належать усі варіанти безперервних та камерних систем розробки (рис. 2.1, в).

Під час підготовчих розкопок у зоні розкопок, стосовно плану переміщення вибою кар'єру, підготовчі розкопки проводяться перед початком очищення. До цієї підгрупи належать усі варіанти системи розробки: довгі цілики, щитові, майже всі варіанти "шарових" ціликів та короткі цілики (рис. 2.1, б).

Під час підготовчих розкопок, що проводяться одночасно та послідовно у зоні розкопок, стосовно плану переміщення вибою кар'єру, частина розкопок, що прилягають до уступу, виконується до початку очищення, а інша частина одночасно. Також можливо використовувати безперервні та колонні системи розробки, або їх варіанти, одночасно або послідовно. До цієї підгрупи належать усі варіанти комбінованих, камерно-колонних та стрічкових систем розробки (рис. 2.1, а).

Третя характеристика – це напрямок руху вибою в просторі, в межах виїмкової зони, відносно особливостей пласта.

Існують системи розробки, які дозволяють вибою рухатися вздовж напрямку, падіння, висоті, поперечному напрямку та по діагоналі.

Досвід показує, що використання дорогих механізованих вузлів та обладнання ефективно лише для досягнення високого навантаження на вибій.

Найсприятливіші умови отримуються при роботі з краю панелей або виїмкових зон та використанні систем розробки зі зворотним порядком руху вибою.

Системи розробки зі зміщенням вибою шляхом підйому (опускання) є більш ефективними, ніж системи з довгими стовпами шляхом розтягування, особливо на пластах з падінням до 10° , і особливо за наявності складної гіпсометрії через геологічні порушення. Їх використання на пластах зі складною гіпсометрією дозволяє підтримувати постійну довжину вибою протягом усього терміну служби установок. Це усуває трудомістку роботу, пов'язану з встановленням або демонтажем механізованих кріпильних секцій

та подовженням або скороченням свердловинного конвеєра. За наявності геологічних порушень ця система також дозволяє експлуатувати великі площі виробок (до 1000 м² і більше), забезпечуючи таким чином видобуток достатніх запасів без необхідності повторного встановлення механізованих систем.

Основними причинами підтримки системи безперервного видобутку є: затримки в деяких випадках, пов'язані з підготовчими роботами та недостатньою потужністю внутрішньошахтного транспорту, а також високе загазованість робочих місць, ризик раптових викидів та інші природні фактори. У найближчі роки, з впровадженням повної механізації очисних робіт, планується повна відмова від системи безперервного видобутку. Це пояснюється тим, що поточні техніко-економічні показники систем стовпового видобутку з реверсивним режимом значно перевершують показники системи безперервного видобутку. Крім того, порівняно з використанням системи безперервного видобутку, система реверсивного видобутку забезпечує підвищену надійність транспортних операцій та полегшує реверс електровозів, тим самим зменшуючи фізичне навантаження на підземні транспортні операції. Ця система має перевагу у прискоренні просування забоїв тунелю завдяки використанню високопродуктивних тунельно-прохідницьких машин. Попереднє дослідження ділянки та часткова дегазація пласта, що проводяться шляхом підготовчих земляних робіт перед початком очисних робіт, також є значною перевагою.

Системи довгих стовпів характеризуються незалежним виконанням очисних та підготовчих робіт у вибої. На початку очисних робіт усі підготовчі земляні роботи, що з'єднують вибій із системою видобутку та вентиляції шахти, повинні бути завершені по всій довжині уступу.

Системи стовпів використовуються в різних схемах підготовки шахт: кар'єрних, панельних та горизонтальних. Кожна схема має свої специфічні характеристики.

У стовпових системах видобутку транспортування подрібненого вугілля здійснюється у напрямку вибою, оскільки всі підготовчі роботи розташовані перед пластом.

Ці підготовчі роботи розташовані в межах непорушеного вугільного пласта. Ті ділянки, які потрапляють у вироблену зону після очисних операцій, зазвичай вилучаються. Лише деякі з них залишаються для вентиляції або повторного використання. Основним методом управління гірським тиском у стовпових системах видобутку є повне засипання; рідше використовується повне засипання виробленої зони.

Система видобутку довгими стовпами рекомендується для тонких і середньої товщини пластів, незалежно від їх орієнтації або міцності вугілля. Оскільки підготовчі роботи проводяться на руді, цю систему можна використовувати для порід будь-якої стійкості. Винятком є формації, небезпечні через удари гірських порід, а також тонкі формації, розташовані між стійкими породами на великій глибині.

2.1.2 Порівняльна оцінка колонних і стовпових систем видобутку

Колонна система видобутку є більш вигідною, ніж безперервна система, для ефективного використання сучасних виїмкових комплексів та гідравлічно-приводних агрегатів. Просторове розділення підготовчих та очисних робіт дозволяє швидко просувати вибої, детально досліджувати пласт у межах виїмкової зони та організовувати видобуток вугілля з лави без ніш. Це підвищує надійність підземного транспорту та забезпечує стабільну довжину лави у виїмковій колоні, особливо під час бурових робіт.

Умови кріплення сприятливіші при колонній системі, ніж при безперервній, що підвищує ефективність підземного транспорту.

Схема вентиляції стовпової системи, особливо коли поверх поділений на підповерхи, є складнішою, ніж у безперервної системи. Тому успіх стовпової розробки в газобогатих пластах залежить від ефективності відведення метану з пласта, суміжних пластів та породи, а також від

впровадження ефективних систем вентиляції виїмкових зон, включаючи окрему вентиляцію від джерел викидів метану.

Це дозволяє підвищити концентрацію гірничих робіт за рахунок збільшення робочого навантаження на вибій, перейти від складних систем стовпової розробки (залежно від плану операцій) до простіших систем, і, як наслідок, покращити ключові техніко-економічні показники. Саме тому довга стовпова розробка зараз стала домінуючим методом.

Однак, система стовпового видобутку має й недоліки: збільшення втрат корисних копалин (від 5 до 7%) порівняно з безперервним видобутком та більший обсяг підготовчих робіт.

Ці недоліки можна пом'якшити широким впровадженням несланцевих методів видобутку, зокрема повторним використанням відвідних шахт як вентиляційних систем. Досвід показав, що ця техніка зменшує втрати вугілля до рівнів, порівнянних з втратами безперервних систем видобутку. При переході на глибокий видобуток газовміст пластів збільшується, що ускладнює використання високопродуктивного обладнання. Під час експлуатації система видобутку повинна гарантувати:

- відсутність ризику підвищення концентрації метану на стиках між лавовими потоками та вентиляційними шахтами, а також локальних скупчень газу у виробках;
- подачу свіжого повітря на кожному виході з вибою;
- вентиляцію відвідних шахт окремими струменями;
- можливість попередньої дегазації видобутого та нижчого шарів через свердловини, пробурені з підземних або наземних виробок;
- стійкість до високих навантажень на лаву.

Виконання цих вимог можливе лише за допомогою систем стовпової видобувної робіт.

Системи стовпової видобувної робіт та системи безперервної видобувної робіт, з довгими стовпами в напрямку висування та в напрямку падіння (підйому), широко використовуються в шахтах. Розрахуємо

зміщення порід покрівлі та основи, використовуючи вибрані для пласта С6 системи видобутку, та на основі цього оберемо найбільш геомеханічно ефективну.

2.1.3 Застосування систем розробки

Середня міцність порід покрівлі й підосви визначаємо:

$$R_c = \frac{\sum_{i=1}^n R_{cti} \cdot h_{cti}}{\sum_{i=1}^n h_{cti}}, \text{ МПа} \quad (2.1)$$

де h_{cti} – нормальна потужність шару, м;

R_{cti} – міцність шару на одновісний стиск, МПа.

Таблиця 2.1 – Характеристика порід покрівлі та підосви

№ шару	покрівля		підосва	
	h_{cti} , м	R_{cti} , МПа	h_{cti} , м	R_{cti} , МПа
1	3,0	48,8	1,4	36,5
2	7,1	83	17,3	68

$$R_{скр} = \frac{48,8 \cdot 3 + 83 \cdot 7,1}{10,1} = 72,8, \text{ МПа}$$

$$R_{споч} = \frac{36,5 \cdot 1,4 + 68 \cdot 17,3}{18,7} = 65,6, \text{ МПа}$$

Визначаємо середню потужність порід:

$$R_c = \frac{R_{споч} \cdot \sum h_{пр.під} + R_{скр} \cdot \sum h_{п.під}}{\sum h_{пр.пок} + \sum h_{пр.під}}, \text{ МПа} \quad (2.2)$$

$$R_c = \frac{72,8 \cdot 10,1 + 65,6 \cdot 18,7}{10,1 + 18,7} = 68,1, \text{ МПа}$$

Ми визначаємо зміщення гірських порід вздовж периметра галереї у випадку одинарної уступки зі стовпчастою конструкцією. Це включає

зміщення гірських порід з покрівлі та основи в межах неушкодженого гірського масиву:

- для покрівлі: $U_{кр} = K_p \cdot K_m \cdot K_k \cdot V_1$; мм;

- для підшви: $U_{пoch} = K_p \cdot K_m \cdot (1 - K_k) \cdot V_1$, мм.

де: $K_{пр}$ – коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки. При БПР – $K_{пр} = 1,0$; при комбайновому способі – $K_{пр} = 0,8$; t – час, що минув із моменту проведення виробки до проведення початку ведення очисних робіт. Приймається у межах від 0 ... 12 місяців у залежності від розташування очисного вибою.

$$V_1 = 0,8 \cdot (80 + 2 \cdot 6) = 74 \text{ мм};$$

$$U_{кр} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 74 = 35 \text{ мм};$$

$$U_{пoch} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 74 = 57 \text{ мм}.$$

Зрушення порід у зоні тимчасового тиску

$$U_{кр2} = K_p \cdot K_m \cdot K_k \cdot U_2; \text{ мм} \quad (2.3)$$

$$U_{пoch2} = K_p \cdot K_m \cdot (1 - K_k) \cdot U_2, \text{ мм} \quad (2.4)$$

де: U_2 – зрушення порід у зоні тимчасового опорного тиску

$$U_{кр2} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 300 = 143 \text{ мм};$$

$$U_{пoch2} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 300 = 233 \text{ мм}$$

Загальне порушення порід при стовповій системі розробки:

- для покрівлі: $U_{кр} = U_{кр1} + U_{кр2}$; мм.
- для підшви: $U_{пoch} = U_{пoch1} + U_{пoch2}$; мм.
- на контурі штрека: $U_{общ} = U_{кр} + U_{пoch}$; мм.

$$U_{кр} = 35 + 143 = 178 \text{ мм};$$

$$U_{пoch} = 57 + 233 = 290 \text{ мм};$$

$$U_{пoch} = 178 + 290 = 468 \text{ мм.}$$

Ми визначаємо зміщення гірських порід вздовж контуру течії у випадку одиночного лавового потоку з безперервною системою розвитку. Це включає зміщення порід покрівлі та основи в незбуреній масі:

$$V_1 = K_{np} \cdot (U_{кр} + v_1 t), \text{ мм} \quad (2.5)$$

де: t – час, що минув із моменту проведення виробки до проведення початку очисних робіт. При суцільній системі розробки $t = 1 - 2$ міс.

$$V_1 = 0,8 \cdot (80 + 2 \cdot 2) = 67 \text{ мм};$$

$$U_{кр} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 67 = 32 \text{ мм};$$

$$U_{пoch} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 67 = 52 \text{ мм.}$$

Зрушення порід у штреку, що підтримується в виробленому просторі в забої діючої лави:

- для покрівлі: $U_{крз} = K_{Г} \cdot m$, мм
- для підосви: $U_{пoch.з} = (U_3 + V_3 \cdot t) \cdot K_{м}$, мм

де: $K_{м}$ – коефіцієнт, який враховує вплив податливості несучих елементів охоронних споруд (для органного ряду $K_{м} = 0,21 - 0,31$; для дерев'яних кострів і бутової смуги – $0,51$; для залізобетонних блоків – $0,31$);

U_3 – переміщення порід підосви у зоні стаціонарного залишкового опорного тиску у забої лави, мм;

t_3 – час, що минув із моменту закінчення очисних робіт до початку моменту проведення вимірювання зсуву, міс.

$$U_{крз} = 0,5 \cdot 1150 = 575 \text{ мм}$$

$$U_{пoch.з} = (150 + 20 \cdot 10) \cdot 1,0 = 350 \text{ мм}$$

Загальне порушення порід при суцільній системі розробки:

- для покрівлі: $U_{кр} = U_{кр1} + U_{кр2} + U_{кр3}$; мм.
- для підосви: $U_{поч} = U_{поч1} + U_{поч2} + U_{поч3}$; мм.
- на контурі штреку: $U_{общ} = U_{кр} + U_{поч}$; мм.

$$U_{кр} = 32 + 143 + 575 = 750 \text{ мм};$$

$$U_{поч} = 52 + 233 + 350 = 635 \text{ мм};$$

$$U_{общ} = 750 + 635 = 1385 \text{ мм}.$$

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку зсувів бічних порід

Система розробки	Зміщення покрівлі $U_{кр}$	Зміщення підосви $U_{поч}$	Загальні зміщення $U_{общ}$
Суцільна	755	636	1384
Стовпова	175	293	464

З таблиці видно, що з геомеханічної точки зору, тобто враховуючи зміщення коронки та корінної породи, цільова видобуток є найбільш раціональним рішенням.

Враховуючи гірничо-геологічні умови даного пласта та враховуючи всі вищезазначені елементи, у проєкті прийнято:

- система видобутку: цілики;
- метод підготовки: горизонтальний;
- підготовка ціликів до видобутку: індивідуальна та пошарова;
- метод захисту ділянки: відвалові смуги.

Ця система видобутку пропонує найсприятливіші умови, порівняно з безперервним видобуванням, для повної механізації виробничих процесів та концентрації виробництва. Дійсно, вона виключає взаємний вплив очисних та підготовчих робіт і гарантує незалежну вентиляцію вибою.

2.2. Вибір виїмкового обладнання та параметрів очищення

Механізована система KD-80 не відповідає всім робочим параметрам, необхідним в умовах пласта. Обладнання включає механізований копальний

комбайн КД-80, вузькоручковий комбайн КА-80 та скреперний конвеєр СП-202 зі знятими головками для доступу до ствола. Крок встановлення секцій становить 1,35 м; ширина ручки комбайна – 0,8 м; крок переміщення копального комбайна – 0,8 м. Контроль покрівлі досягається повним обваленням; схема робіт – човникова. Видобуток запасів з ціликів шахти здійснюється від меж шахтного поля до основних виробок.

Відповідно до «Керівництва з контролю покрівлі та закріплення шаруватих вибоїв з кутом нахилу до 35°» та враховуючи задані гірничо-геологічні умови, контроль покрівлі на вибої досягається повним руйнуванням.

Креплення лавових виїмкових стволів здійснюється за допомогою металевих кріплень КШПУ-11.7 та КШПУ-14.4. Привідні камери стрічкового конвеєра кріпляться металевими кріпленнями КШПУ-17.7. Для інтенсифікації гірничих робіт проект включає заміну застарілого обладнання (комплекс КД-80) на високопродуктивний комплекс OSTROJ, а також заміну існуючої конвеєрної лінії. Під час заміни конвеєрів ми прагнутимемо зменшити їх кількість і, як наслідок, вартість вугілля. Ми замінюємо видобувний комплекс КД-80, що складається з очисної машини КА-80 та скребкового конвеєра СП-202, на комплекс OSTROJ, що складається з машини МБ 444П та конвеєра СЗК 225/640. Продуктивність лави, при роботі комплексу КД-80 в умовах пласта С6, становить 1500 т/добу.

2.3. Розрахунок параметрів виїмки для очищення вугілля

2.3.1 Розрахунок продуктивності машини МБ 444П

Швидкість подачі комбайна по опірності вугілля різанню

$$V_n^k = \frac{P_{yct}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{cp}}, \text{ м / хв} \quad (2.6)$$

$P_{yct} = (0,7-0,9)P_{nacn}$ – потужність двигуна комбайну, кВт;

$P_{nacn} = 220$ кВт – потужність двигуна за паспортом;

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

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R); \quad (2.7)$$

A_p - опірність різанню, кН/см;

R – показник розрушеності пласта.

Для крихкого вугілля - $R=0,15A_p$;

m – виймальна потужність, м;

r - ширина комбайна, м;

γ_{cp} – середня густина вугілля, т/м³;

$$P_{уст} = 0,75 \cdot 220 = 165(\text{кВт});$$

$$R = 0,15 \cdot 380 = 57$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 380(0,77 + 0,008 \cdot 57) = 0,79(\text{кВт} / \text{м});$$

$$V_n^k = \frac{165}{60 \cdot 0,79 \cdot 1,05 \cdot 0,8 \cdot 1,34} = 3,09(\text{м} / \text{хв});$$

Швидкість подачі комбайна за газовим фактором

$$V_n^z = \frac{0,6 \cdot V \cdot d \cdot m_g \cdot \varphi \cdot b \cdot k_{B.П}}{q \cdot m_{геол} \cdot r \cdot \gamma_{cp} \cdot k_n}, \text{ м} / \text{ мин} \quad (2.8)$$

$V=4$ м/с – по ПБ допустима швидкість руху повітряного потоку у лаві;

$m_g=1,15$ м – виймальна потужність;

$d=1\%$ - по ПБ допустимий вміст метану у вихідному потоці;

$\varphi=0,7-0,9$ – коефіцієнт звуження повітряного потоку;

$b=5,785$ м – ширина лави;

$k_{B.П}=1,2-1,3$ – коефіцієнт, який враховує рух повітряного потоку по виробленому просторі;

$q=5,91$ м³/т.с.д. – відносна газоносність;

$r=0,8$ м – ширина захвату комбайна;

$m_{геол}=1$ м – геологічна потужність;

$k_n=1,4$ – коефіцієнт нерівномірності виділення метану у лаву.

$$V_n^z = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,15 \cdot 5,785 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1,25}{5,9 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 1,35 \cdot 1,4} = 1,79(\text{м} / \text{хв});$$

Швидкість кріплення лави

$$V_{кр} = \frac{b_{кр}}{\sum t_{кр}}, \text{ м / хв}$$

$b_{кр}=1,5$ м – крок встановлення секцій кріплення;

$\sum t_{кр}$ - тривалість циклу пересування, хв;

Для механізованих кріплень:

$$\sum t_{кр} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 \quad (2.9)$$

$t_1=0,07$ хв – тривалість на переміщення робочого від секції до секції, огляд покрівлі;

$t_2=0,45$ хв – тривалість на зачистку секції кріплення перед пересуванням;

$t_3=0,06$ хв – тривалість на розвантаження секції кріплення;

$t_4=0,06$ хв – тривалість на пересування секції кріплення;

$t_5=0,06$ хв – тривалість на розпір секції;

$$\sum t_{кр} = 0,07 + 0,45 + 0,06 + 0,06 + 0,06 = 0,7(\text{хв});$$

$$V_{кр} = \frac{1,79}{0,7} = 2,55(\text{м / хв});$$

Вибір швидкості подачі комбайна. З 3-ох отриманих величин - найменша швидкість подачі комбайна – 1,713 м / хв по газовому фактору. Приймаємо, коефіцієнт дегазації - 2. Швидкість подачі комбайна за газовим фактором:

$$2 \cdot 1,79 = 3,58(\text{м / хв})$$

До розрахунку приймаємо: швидкість подачі комбайна - $V_{п} = 3,5$ м/хв., визначену за газовим фактором.

Визначення годинної продуктивності комбайна

$$Q = 60 \cdot V \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{cp} = 60 \cdot 3,5 \cdot 1,15 \cdot 0,8 \cdot 1,35 = 260,82(m / год);$$

Визначення добової продуктивності комбайна:

Тривалість циклу виїмки вугілля:

$$t_u = (t_0 + t_g) \cdot \sum k + t_3 \cdot \sum k + t_k, \text{ хв}$$

t_0 – «чистий» час виймання вугілля, хв;

$$t_0 = \frac{l_l - \sum l_n}{V_n}, \text{ хв} \quad (2.10)$$

$l_l=250$ м – довжина лави;

$\sum l_n=0$ – сумарна довжина ніш;

$V_n=3,5$ – робоча швидкість подачі комбайна;

$$t_0 = \frac{250 + 0}{3} = 83,3(\text{хв});$$

t_g – тривалість виконання допоміжних операцій. Для вузькозахватних комбайнів

$$t_g = 0,087 \cdot (l_l - \sum l_n) = 0,087 \cdot (250 - 0) = 21,75(\text{хв}); \quad (2.11)$$

$\sum k$ – коефіцієнти для розрахунків часу циклу;

$$\sum k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \quad (2.12)$$

$k_1 = 1,05-1,15$ – коефіцієнт відпочинку;

k_2 – коефіцієнт, який враховує обводненість лави. При обводненій лаві - $k_2=1,1$.

k_3 – коефіцієнт, який враховує категорію покрівлі. При покрівлі категорій Б5 і Б4 - $k_3=1$.

k_4 – коефіцієнт, який враховує кут падіння пласта. При $\alpha=1-3^\circ$ $k_4=1,0$.

$$\sum k = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 1,0 = 1,21$$

t_3 – тривалість руху комбайна при зачистці лави. Прийнята човникова схема виймання вугілля то $t_3=0$.

t_k – тривалість для виконання кінцевих операцій. Прийнята фронтальна самозарубка комбайна у пласт то $t_k=25$ хв.

$$t_u = (83,3 + 21,75) \cdot 1,21 + 0 + 25 = 152(\text{хв});$$

Кількість циклів:

$$n_u = \frac{t_{\text{сум}} - t_{\text{рем}} - t_{\text{н.в}} - (t_{\text{н.з}} + t_{\text{м.н}}) \cdot n}{t_u}, \quad (2.13)$$

$t_{\text{сум}}=1440$ хв – тривалість в добах;

$t_{\text{рем}}=360$ – тривалість ремонтної зміни;

$t_{\text{н.в}}=0$ – тривалість робіт із попередження раптових викидів вугілля й газу;

$t_{\text{н.з}}=10-15$ хв – тривалість підготовчих й заключних операцій у зміні;

$t_{\text{м.н}}=0$ – тривалість технологічних перерв, що не перекриваються у зміні;

$n=3$ – число змін із видобутку;

$$n_u = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{152} = 6,8 \quad (2.13)$$

Приймаємо $n_u=7$.

Навантаження на очисний вибій:

$$Q_{\text{max}}^{\text{ком}} = m_{\text{вын}} \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma \cdot n_u = 1,15 \cdot 250 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 7 = 2174(\text{т} / \text{доб});$$

Річна планове навантаження на лаву:

$$A_{\text{зод}} = A_{\text{сум}} \cdot N_{\text{р.д}} \quad (2.14)$$

$$A_{\text{зод}} = 2174 \cdot 356 = 773944(m)$$

2.4. Рекомендації із підтримки повторно використовуваних виробок

Удосконалення системи анкерування вимагає аналізу роботи її основних компонентів та стану шахтної конструкції протягом тривалого періоду експлуатації вздовж трьох основних осей: поза зоною впливу очисних робіт, у зоні фронтального опорного тиску та в зоні стабілізації гірського тиску після проходження вибою. У цих зонах найбільш релевантна оцінка стану анкерних елементів може бути досягнута лише за допомогою числового моделювання, що дозволяє безпосередньо визначити коефіцієнт запасу міцності для кожного компонента за різних конфігурацій. Інші методи дослідження (експериментальні та лабораторні) пропонують лише непряму оцінку ефективності заданої конструкції анкерування. Тому було вирішено використати серію числових моделювань для вирішення задачі за допомогою методу скінченних елементів (МСЕ). Значна мінливість гірничо-геологічних та гірничо-інженерних умов Західного Донбасу, які характеризують шахтне опору, також вплинула на методологію дослідження. На початковому етапі обґрунтування параметрів системи анкерування для бічної галереї 592 було зроблено такі рекомендації: пропонується зосередити сталеполімерні анкери довжиною 2,4 м на стінках виїмки, у замках опалубки. Дослідження системи кріплення виїмкової камери (САК), проведені в різних гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу, послідовно показують знижене навантаження на сталеполімерні анкери, встановлені в центральній частині камери (зазвичай від 20 до 40% несучої здатності); одночасно верхня частина опалубки недовантажена відносно своїх опор. Тому ми вважаємо роботу сталеполімерних анкерів у центральній частині камери неефективною. І навпаки, в бічних частинах камери навантаження на анкер зростає через вплив утримуючого тиску на стінки виїмки. Для забезпечення максимальної

стійкості бічних анкерів до зміщення покрівлі їх поздовжня вісь повинна збігатися з вектором зміщення контурних порід. Попередні дослідження встановили, що напрямок зміщення контурного гірського масиву змінюється з вертикального біля склепіння тунелю на похилий біля п'яти склепіння. Більш конкретно, для виїмкових робіт визначено переважний напрямок зміщення прямих порід покрівлі:

- 35-40° відносно горизонталі – на рівні площини залягання з вугільним пластом;
- від 45 до 50° – на висоті від 0,6 до 0,8 м над площиною залягання.

Зазначені кути нахилу рекомендуються для встановлення нижнього та верхнього сталеполімерних бічних анкерів.

Рекомендовані відстані для встановлення бічних сталеполімерних анкерів від вугільного пласта базуються на таких міркуваннях: безпосередня покрівля пласта піддається найбільш значним деформаціям, особливо в зоні, що постраждала від очисних робіт, де вона розламана на окремі гірські блоки тріщинами, паралельними поздовжній осі виїмкових галерей. Це спричиняє кілька негативних явищ:

- Надмірне просідання покрівлі з боку вироблюваної ділянки, що призводить до значного зменшення поперечного перерізу виїмкових галерей;
- Утворення площин між проміжною та основною покрівлями, що може спричинити динамічний ефект у разі обвалення останньої;
- Дуже нерівномірний розподіл навантаження на елементи захисної конструкції, при цьому навантаження зосереджено на локалізованих ділянках проміжної покрівлі. Це збільшує ризик руйнування гірських порід на схилі галереї та, як наслідок, розвитку підвищеного бічного тиску на опори каркаса, більш інтенсивне здимання порід підпошки й опускання порід покрівлі.

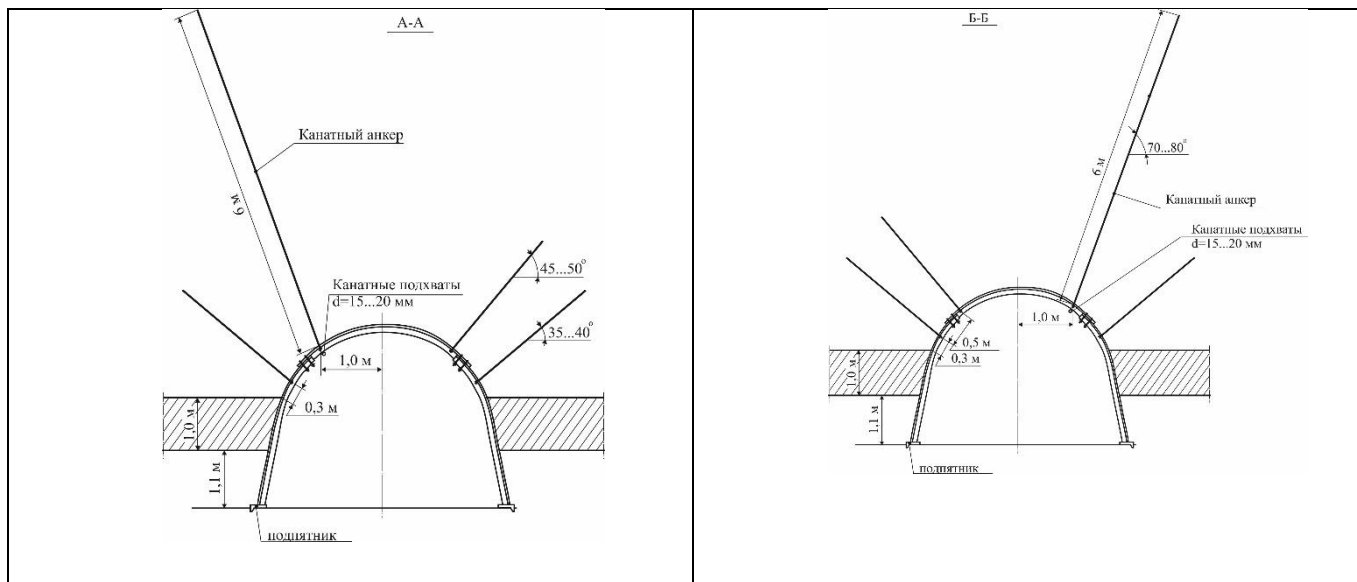


Рисунок 2.2. – Схема 1 розташування анкерного кріплення у виїмковому штреку

Вищезазначені негативні наслідки обмежуються, або навіть повністю усуваються, шляхом посилення прямого даху сталеполімерними анкерами. Висота їх встановлення (враховуючи кут нахилу та стандартну довжину 2,4 м) повинна забезпечувати, по-перше, покриття ширини несучого перерізу захисної конструкції, а по-друге, посилення прямого даху по товщині. Тому вважаємо, що запропоноване ПСП «ШУ Першотравенське» технічне та будівельне рішення, що полягає у встановленні двох бічних сталеполімерних анкерів за такими координатами, є цілком доцільним:

- нижній анкер на максимальній висоті 0,3 м над площиною залягання прямого даху, що містить вугільний пласт;
- верхній анкер розміщується на відстані 0,5 м від нижнього анкера.

Для підвищення стійкості виїмкових галерей протягом усього терміну їх експлуатації рекомендується використовувати тросові анкери з наступних причин. По-перше, завдяки своїй довжині (мінімум 6 м) та несучій здатності (мінімум 200 кН), тросові анкери значно обмежують розшарування основного даху та утворення порожнин на стику між основним та прямим дахами. Це забезпечує рівномірну деформацію шарів гірських порід на висоті понад 5 м у даху, що значно підвищує його стійкість. По-друге, заблокована частина тросових анкерів зазвичай виходить за межі природної рівноважної арки даху

(згідно з розрахунками стандарту СОУ 10.1.00185790.011: 2007), і тому їх реакція ефективно обмежує просідання даху. По-третє, завдяки глибокому армуванню породи даху, тросові анкери утворюють кам'яну плиту, розміри якої значно перевищують межі галереї. По-четверте, враховуючи несучу здатність тросових анкерів порівняно з рамними анкерами, можна забезпечити, щоб виїмкові галереї залишалися у відмінному стані після повторного використання.

Ефективність тросових анкерів також сприяє їхній багатофункціональності: вони зменшують фізичне навантаження на робітників під час завершальних операцій з'єднання уступу з галереєю, підвищують безпеку та стійкість робіт у зоні, що знаходиться під впливом очисних робіт, та покращують вентиляцію майданчика. Зокрема, тросові анкери слід встановлювати в галереї поблизу вибою. Це спочатку обмежить розшарування покрівлі та гарантуватиме її початкову структуру до досягнення вибою.

Рекомендується використовувати дві схеми встановлення тросових анкерів вздовж галереї. У більш сприятливих гірничогеологічних умовах, у необводнених, слаботріщинуватих та грубошарових породах покрівлі, поза зонами переривчастих порушень, доцільно використовувати схему І (див. рис. 2.2), де тросові анкери встановлюються зі зміщенням (відносно боків робочого майданчика) з кроком 3,2 м.

ВИСНОВКИ

Заміна видобувної комплексу лави і конвеєрної ланцюжка дозволить:

- забезпечити середньодобове навантаження на лаву еквівалентно 2174 т товарного вугілля;
- підвищити продуктивність праці робітників із видобутку вугілля;
- підвищити надійність роботи конвеєрної ланцюжка за рахунок зменшення кількості ланок;
- знизити собівартість вугілля за і збільшити прибуток на 62,5%;

Заміна видобувної комплексу й конвеєрів дозволить знизити собівартість вугілля на 1808 грн. та отримати економічний ефект понад 17 млн. грн на рік.

ЛІТЕРАТУРА

1. Правила безпеки у вугільних шахтах/НПАОП 10.0-1.01-10.-К.: Основа, 2010.-208с.
2. Маланчук З.Р. Наукові основи свердловинної гідротехнології. Рівне: Волинські обереги, 2002. – 372 с.
3. Гідровидобуток корисних копалин. Маланчук З.Р., Боблях С.Р., Маланчук Є.З. Рівне: Волинські обереги, 2002. - 280 с.
4. Закономірність кількісного розподілу мінералів у золото- та алмазоносних техногенних розсипах. Маланчук З.Р., Калько А.Д. и др. Рівне: Волинські обереги, 2005. - 343 с.
5. Багатоярусне руйнування масиву гірських порід.. Кравець С.В., Ткачук В.Ф., Маланчук З.Р. Рівне: Волинські обереги, 2007. - 272 с.
6. Технологія і керування гідровидобутком корисних копалин. Маланчук З.Р., Калько А.Д., Маланчук Є.З., Жомирук Р.В., Стець С.Є., Боблях С.Р., Рачковський В.П., Прокопюк О.М. – Рівне: НУВГП, 2009. - 480 с.
7. Гнеушев В.О. Вентиляція і пневматичний транспорт. Навч. посібник. — Рівне: НУВХП, 2010. — 138 с.
8. Технології відкритої розробки корисних копалин. Маланчук З.Р., Гавриш В.С., Стріха В.А., Киричик І.М.. Рівне: НУВГП, 2013. - 285 с.
9. Маланчук З.Р., Боблях С.Р. Геотехнології гірництва. Рівне: НУВГП, 2013. - 200 с.
10. Захист від забруднення ландшафтів побутовими відходами та промисловими відходами на основі використання природних сорбентів. / В.А. Сташук, З.Р. Маланчук, А.М. Рокочинський, М.О. Клименко, Р.В. Жомирук, С.Ю. Громаченко. / За редакцією В.А. Сташука, З.Р. Маланчука та А.М. Рокочинського. Монографія: – Херсон: 2014. – 420 с.
11. Механіка гірських порід. Лабораторний практикум. Навчальний посібник. З.Р. Маланчук, В.О. Козяр, А.М.Поліщук. - Рівне: НУВГП, 2016. 188 с.

12. Спеціальні технології видобутку корисних копалин. Маланчук З.Р. Маланчук Є.З. Корнієнко В.Я. Навчальний посібник – Рівне: НУВГП, 2017, С. 290.
13. Транспортні системи гірничих підприємств. З.Р.Маланчук В.Я.Корнієнко В.С.Сорока, О.Ю.Васильчук. Навчальний посібник – Рівне: НУВГП, 2018, С. 190
14. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 1.-К.: Основа, 2005.-425с.
15. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 2.-К.: Основа, 2005.-410с.
16. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник/под ред. В.И. Хорина.-М.: Недра, 1987.-424с.
17. Бондаренко В.И., Кузьменко А.М., Грядущий Ю.Б. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых, НГУ, 2005.- 708с
18. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
19. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ, - К.: «Вища школа», 1992.-334с.
20. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.
21. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
22. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
23. В.И.Голинько Основы охраны труда/– НГУ 2008.-324с.
24. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
25. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.

26. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979.-319с.
27. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987.-60с.
28. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 1991.-221с.
29. Экология горного производства. Учебник для вузов. – М.: Недра. 1991.-320с.
30. Рахутин В.С., Овчинников Н.П., Сулаев В.И., Дичковский Р.Е. Методические указания к проведению практических занятий по дисциплине “Процессы подземных горных работ ” Днепропетровск: НГУ, 2004. - 54 с
31. Технологія підземної розробки корисних копалин : навч. посіб.[Електронне видання] / А. І. Новак, О. В. Калініченко, В. В. Заєць, О. Ю. Васильчук, В. В. Семенюк. – Рівне : НУВГП, 2019. – 315 с.
32. Topical scientific researches into resource-saving technologies of mineral mining and processing. Multi-authored monograph /Edited by Professor Z.R. Malanchuk. – Sofia: Publishing House “St.Ivan Rilski”, 2020. - 446 p. ISBN 978-954-353-408-1. UDC 622.002. <http://ep3.nuwm.edu.ua/17471>