

УДК 622.272.001.57
№ госрегистрации 0107U000383
Инв.№

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

49000, м. Дніпропетровськ, пр. К.Маркса, 19
тел/факс. (0562) 47-32-0, телекс: 14-34-57 AGAT-SU
E-mail: homenkoO@nmu.org.ua

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи
д-р техн. наук, професор
_____ О.С. Бешта
« ___ » _____ 2008 р.

**ЗВІТ
ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ**

**НАУКОВІ ПРИНЦИПИ ІМІТАЦІЙНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ІНТЕГРОВАНИХ
СИСТЕМ ТЕХНІЧНОГО ПЛАНУВАННЯ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ**

по темі ГП-406

(заключний)

Начальник НДЧ
канд. техн. наук, доц.

О.Є.Хоменко

Завідуючий кафедрою ПРР,
д-р техн. наук, професор

В.І.Бондаренко

Керівник теми,
д-р техн. наук, професор

І.А.Ковалевська

2008

Рукопис закінчено
Результати роботи розглянуто Вченою радою НГУ, протокол від

2008р.
№

СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник,
гол. наук. співр.,
д-р техн. наук, проф.

І.А. Ковалевська
(розділи 1,2,3, висновки)

С.н.с., канд. техн. наук, доц.

Р.О. Дичковський
(розділи 1,2,3,4)

С.н.с., канд. техн. наук, доц.

В.В.Руських
(розділи 1,2,3,4)

С.н.с., канд. техн. наук, доц.

О.Є. Хоменко
(розділи 1, 4)

С.н.с., канд. техн. наук, доц.

А.Б. Владико
(розділи 1)

Старший лаборант

О.А.Бермес
(вступ, розділ 1)

В роботі приймали участь студенти: Янченко Олександр Анатолійович, Хоменко Сергій Олександрович, Конивец Ольга Олександрівна, Дронов Александр Павлович, Козлов Сергій Александрович, Сорбат Юрий Викторович, Агаев Руслан Агачулуевич

Нормоконтроль

Л.О. Савостенко

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 148 с., 36 рис., 21 табл., 30 джерела, 4 додатка.

Об'єкт досліджень: напружно-деформований стан масиву гірських порід при відробці вугільних пластів комплексами нового рівня.

Мета роботи: розробка наукових основ визначення параметрів геометричних інтегрованих систем планування інтенсифікації гірничих робіт при відробці вугільних пластів високо механізованими комплексами.

Предметом дослідження є зміна параметрів геометричних інтегрованих систем планування інтенсифікації гірничих робіт при відробці вугільних пластів високо механізованими комплексами.

Методи досліджень: теорія імовірності, математична статистика, теорія середовища випадкових величин та ін.

На основі виконаних досліджень отримані наступні результати роботи:

- визначені основи формування інтегрованих систем планування розвитку гірничих робіт на шахтах України;

- розроблена методика застосування алгоритму функціонування інтегрованої системи інтенсифікації гірничих робіт для визначення геометричних параметрів системи розробки й ефективної технології відпрацьовування запасів вугілля за допомогою високо механізованих очисних комплексів стосовно до гірничо-геологічних умов залягання вугільних пластів.

Очікувані результати наукових досліджень відповідають світовому рівню розробки інтегрованих систем планування інтенсифікації гірничих робіт при відпрацьовуванні вугільних пластів на шахтах.

У НДР були проведені наступні дослідження:

- визначені геомеханічна модель і алгоритм керування станом гірського масиву та область їхнього застосування;
- визначено модель діагностики стану гірничих машин й устаткування і алгоритм дії підсистеми «гірниче обладнання - геологічне середовище»;
- визначено модель матеріально-технічного забезпечення й інвестування впровадження високопродуктивних технологій;
- визначено модель використання людських ресурсів і форма інтегрованої системи інтенсифікації гірничих робіт при відробці вугільного пласту.

ІНТЕГРОВАНА СИСТЕМА, ГІРНИЧА ВИРОБКА, ГІРСЬКИЙ МАСИВ, ПЛАНУВАННЯ, ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ, ТЕХНОГЕННЕ Й ГЕОЛОГІЧНЕ СЕРЕДОВИЩЕ.

ЗМІСТ

Вступ.....	6
1 Аналітичні дослідження проектування гірничих робіт і їхній аналіз	10
1.1 Сучасний підхід до проектування гірничих робіт і імітаційного подання технологічних процесів	10
1.2 Геомеханічна модель імітаційного проектування геометричних систем планування гірничих робіт	17
1.3 Комп'ютерні технології для підвищення ефективності роботи вугільних шахт	28
1.4 Вихідні параметри алгоритму для створення імітаційних моделей гірничого виробництва і керування станом гірського масиву	34
2 Обґрунтування гірничо-геологічних умов шахт для формування імітаційних моделей гірничого виробництва ...	37
2.1 Загальні відомості.....	37
2.2 Гірничо-геологічна і структурна будова шахтних полів ДП «Львіввугілля».....	54
2.3 Аналіз стану технології ведення гірничих робіт на шахтах ВАТ «Павлоградвугілля».....	57
2.4 Основні напрямки формування імітаційних моделей гірничого виробництва.....	60
Висновки.....	65
3 Ранжирування факторів у процесі інтенсифікації гірничого виробництва і розробка вимог до систем автоматизованого проектування та моделювання підземних гірничих робіт	67
3.1 Модель пріоритетності факторів у процесі інтенсифікації гірничого виробництва.....	67
3.2 Модель послідовної системи	71
3.3 Алгоритм визначення коефіцієнта готовності виймально-транспортної системи.....	72
3.4 Розрахунок необхідної кількості запасних частин.....	74
Висновки.....	77

4	Формування критеріїв оцінки та їх візуального відображення при проектуванні гірничих робіт.....	78
4.1	Загальна оцінка перспективності і прогресивності технологічних рішень	78
4.2	Визначення оптимальних параметрів очисного вибою.....	85
4.3	Економічна оцінка підвищення надійності виймально-транспортної системи.....	95
5	Створення способів обміну інформацією між системами автоматизованого проектування гірничого підприємства.....	97
6	Визначення підпорядкованості систем гірничого виробництва та розробка схеми руху запасів по шахті.....	101
7	Розробка і тестування системи автоматизованого проектування.....	115
7.1	Вимоги до системи автоматизованого проектування і моделювання підземних гірничих робіт.....	115
7.2	Загальні відомості про систему автоматизованого проектування.....	116
7.3	Опис системи автоматизованого проектування.....	117
7.4	Методика введення геологічної і маркшейдерської документації в САПР.....	121
	Висновки.....	128
8	Розробка алгоритму і методики програмного забезпечення імітаційного моделювання.....	129
	Загальні висновки	145
	Перелік посилань.....	146
Додаток А	Витяг із протоколу засідання кафедри підземної розробки родовищ	
Додаток Б	Витяг із протоколу засідання ради з наукового напрямку «Гірничі справи» НГУ	
Додаток В	Рецензія доктора технічних наук	
Додаток Г	Рецензія доктора технічних наук	

ВСТУП

Залучення у виробництво механізованих комплексів нового технічного рівня приводить до істотної зміни напружено-деформованого стану навколишніх порід у зоні впливу очисних вибоїв. Динамічний розвиток гірничих робіт, наявність різноманітних геодинамічних полів напружень в анізотропному середовищі, варіація геологічної й структурної будови масиву на шляху просування очисного вибою приводить до необхідності внесення адекватних змін у технології видобутку вугілля і способи керування гірським тиском. Ефективність роботи механізованих комплексів залежить від своєчасної прогнозованої корекції технологічних параметрів і технічного состава, адекватної зміни геомеханічної ситуації на видобувній дільниці.

Розвиток підземного способу видобутку вугілля спрямований на інтенсифікацію гірничих робіт при ефективному інвестуванні у високопродуктивні механізовані комплекси. Це обумовлено зменшенням кількості очисних вибоїв на шахтах і збільшенням їхньої продуктивності та надійності роботи.

Великого значення приймає робота допоміжних ланок технологічної системи і їхня готовність до забезпечення ефективного функціонування загального видобутку вугілля. Збільшення параметрів виймального стовпа до 2500 м довжиною лави 300 м, значно поліпшує ефективність інвестування вугільної промисловості. При цьому, скорочується обсяг підготовчих робіт підтримка виробок по площі запасів, час їх підготовки та інші експлуатаційні витрати. Негативним моментом такого підходу є висока ймовірність зміни технологічної ситуації за час існування окремого очисного вибою. До них відноситься зміна розвитку сітки геологічних порушень, геоактивних полів, зон інтенсивної тектонічної тріщинуватості, газовиділення і водоприплива в гірничі виробки, заміщення вугілля порожніми породами та ін.

Енергонасиченість механізованих комплексів, надійність їхньої роботи дозволяє збільшити довжину лави до ефективних параметрів з погляду

економічної доцільності. Цей потенціал може бути не використаним, якщо гірничо-геологічні умови будуть незадовільними для впроваджуваного механізованого комплексу. Такий же результат буде при незадовільній роботі транспорту. Така ситуація можлива при неможливості задовольнити продуктивність очисного вибою. Важливим є також матеріально-технічне забезпечення роботи вибою.

На шляху просування очисного вибою геомеханічна ситуація може мінятися. Гірничі роботи розвиваються динамічно в глиб гірського масиву, у тім же напрямку нашаровуються техногенні поля напружень. Наявність різноманітних геодинамічних полів напружень в анізотропному геологічному середовищі впливає на напрямок результуючого вектора напруги, що має різне значення залежно від його орієнтації в масиві. Розвиток гірничих робіт може співвідноситися по різному до найбільших значень вектора напруженості і це відбивається на стійкості гірничих виробок.

При цих обставинах, робота механізованого очисного комплексу залежить від своєчасної прогнозованої корекції технологічних параметрів відповідно до змін геомеханічної ситуації.

Прогноз стану гірського масиву здійснюється шляхом аналізу геолого-маркшейдерської документації і моніторингу за проявом гірського тиску в гірничих виробках. Вона є вихідними даними для визначення технологічних параметрів очисного вибою, але не враховує стан гірничих машин і встаткування.

Технічні характеристики механізованих очисних комплексів орієнтовані на середні показники поведження гірського масиву й недостатньо враховують часті зміни гірничо-геологічних умов. Технічна система механізованого очисного вибою працює самостійно і тільки частково оцінюється її стан при виконанні профілактичних або ремонтних робіт. Згодом механізми зношуються й мають потребу в плановій або аварійній заміні, що приводить до зупинки роботи вибою та втрати продуктивності.

Своєчасна заміна складеної технічної або технологічної системи залежить від передбачення матеріально-технічною службою наявності того або іншого

елемента. Її дії мають дискретний характер, що мало збігається із плановими показниками розвитку гірничих робіт. Відносини між окремими службами шахти іноді мають не погоджені дії, які становлять проблему при плануванні інтенсивного розвитку гірничих робіт. Відсутність алгоритму взаємодії окремих підсистем (геолого-маркшейдерської, моніторингу геомеханіки, транспортних і гірничих машин, матеріально-технічного забезпечення), що визначає форму і геометричні параметри технологічної системи та дозволяє оперативно втручатися й корегувати роботу при інтенсивному відпрацьовуванні вугільного пласту.

Виходячи зі стану добувної галузі України і необхідності її стабільного подальшого розвитку обґрунтування наукових принципів формування імітаційних моделей у гірничому виробництві є досить актуальним завданням.

Характеристика науково-технічної продукції.

У результаті виконання роботи передбачається розробити алгоритм та методику програмного забезпечення імітаційного моделювання виробничих процесів шахти з урахуванням зміни гірничо-геологічних, технологічних і гірничотехнічних факторів.

Результати роботи будуть використані на підприємствах гірничодобувної промисловості. Переважно це вугільні шахти, які розробляють малопотужні пласти.

Сьогодні аналогічні розробки по створенню імітаційних моделей гірничого виробництва з обліком гірничо-геологічних, гірничо-технологічних, геомеханічних факторів і технічного забезпечення виробничих процесів фактично відсутні.

Виконання роботи пов'язане з темами докторських і кандидатських дисертацій кафедри підземної розробки родовищ.

Результатом роботи будуть алгоритм і програмне забезпечення по створенню імітаційних моделей гірничого виробництва з урахуванням обмежуючих факторів для ефективного виконання гірничих робіт при підземному видобутку вугілля.

Спрямованість проекту:

- поліпшення якості продукції (послуг), що випускається;
- збільшення обсягів виробництва;
- поліпшення умов праці;
- поліпшення стану навколишнього середовища;
- економія енергоресурсів;
- економія матеріалів (сировини);
- зменшення зносу оснащення;
- збільшення продуктивності праці;
- використання результатів НДР для поглиблення курсів лекцій.

Робота виконується вперше. Її виконання базується на наукових положеннях праць авторів запропонованої роботи з урахуванням світового досвіду розробки вугільних пластів.

Для її виконання потрібна гірничо-геологічна документація шахт, технічні характеристики гірничих машин і очисних механізованих комплексів, економічні показники роботи шахт та кошторисна документація, передове програмне забезпечення і сучасні електронно-обчислювальні машини. Орієнтиром будуть служити технологічні й технічні параметри технології виїмки вугілля в довгих очисних вибоях, які отримані на світовому рівні.

Виходячи з досвіду наукових досліджень можна прогнозувати ефект від впровадження результатів на рівні 15-20% від собівартості добутої корисної копалини, збільшення безпеки виконання виробничих процесів на 25-30%, що є досить ефективним рішенням, з огляду на відсутність значних капітальних внесків.

1 АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЕКТУВАННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА ЇХ АНАЛІЗ

1.1 Сучасний підхід до проектування гірничих робіт і імітаційного подання технологічних процесів

Сучасна шахта як технологічний об'єкт являє собою більшу і складну виробничу систему. Вона є сукупністю багатьох взаємозалежних технологічних ланок і виробничо-адміністративних ділянок і відділів: очисні й підготовчі виробки, ВШТ, ділянки підйому, вентиляції, енергопостачання, водовідливу, техкомплексу поверхні, підтримки й ремонту виробок, адміністративну й виробничо-технологічну служби, і т.д.

Робота всіх ланок шахти взаємозалежна. Однак порушення режиму хоча б в одній ланці поширюється потім і на інші.

По моделюємії структурі шахта ставиться до типу складних систем, оскільки в її складі існує:

- наявність підсистем-посередників і щодо самостійних субсистем: очисний вибій - транспорт-підйом; вентиляція; підтримка і ремонт виробок і т.д.
- тісний взаємозв'язок підсистем і субсистем, наявність зв'язків (прямих і зворотних) між окремими ланками й елементами кожній підсистемі;
- впливу комплексу змінюючих у часі й просторі факторів (природних, гірничотехнічних і соціально-економічних);
- наявність явно вираженої ієрархії в структурі шахти.

При цьому на кожному рівні ієрархії шахти є підсистеми з явно вираженими властивостями. Ці підсистеми є самокерованими системами зі своїми критеріями оптимальності - собівартості по вибою, надійність транспорту й т.д.

Таким чином, при створенні імітаційних моделей всієї шахти і її окремих елементів необхідно виходити з їх математичних принципів складних систем - сукупності взаємозалежних керованих елементів (підсистем), поєднаних технологічними, матеріальними, енергетичними й інформаційними зв'язками, елементів, що мають поряд із власними приватними цілями загальну мету роботи.

Також варто враховувати екологічні аспекти, пов'язані з гірничим виробництвом. При застосуванні сучасних механізованих комплексів очисні роботи ведуться із присіканням порід підшви або покрівлі. На поверхню видається гірська маса, що містить до 40...60% породи. Ця маса до відправлення споживачеві вимагає, як правило, мокрому збагачення. При цьому виникають значні труднощі з розміщенням породи, що містить сірчисті з'єднання. У районі збагачувальних фабрик, у зв'язку із цим, істотно погіршується екологічна обстановка.

Підготовчі виробки по тонких пластах із застосуванням комбайнів проходяться суцільним вибоєм і порода видається разом з вугіллям на поверхню й розміщується в породних відвалах.

Для задоволення вимог споживача і успішної конкуренції, що диктується ринковою економікою, необхідно застосовувати технологію, що забезпечує видобуток вугілля з мінімальним змістом породи, високою продуктивністю праці й невисокими грошовими витратами.

Загальна характеристика сучасної шахти виходячи з її якісних і кількісних параметрів (характеристик) наведена на рис. 1.1.

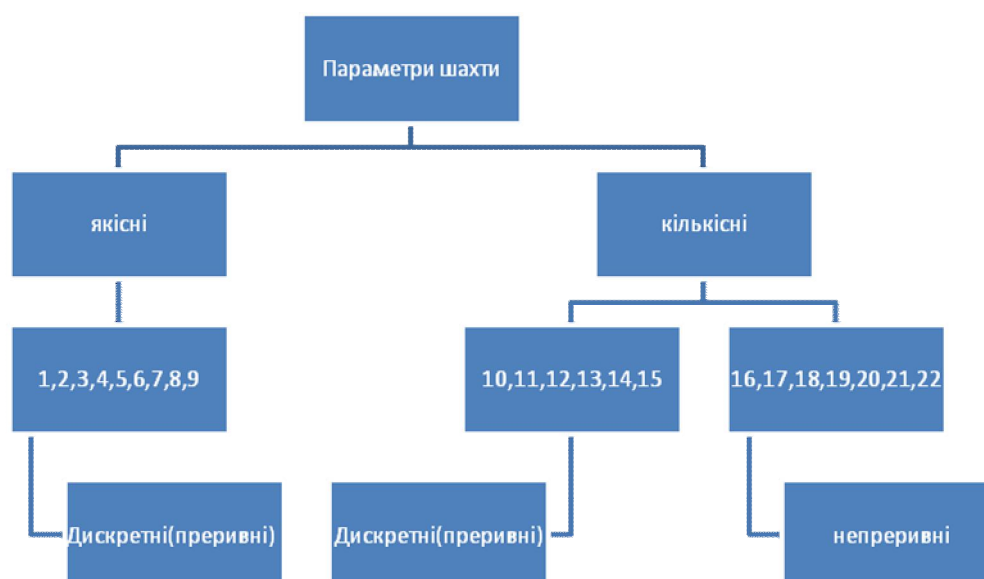


Рисунок 1.1 - Загальна характеристика шахти

На рис.1.1. характеристика шахти розглянута на підставу її кількісних і якісних показників:

- 1 - тип і структура шахти;
- 2 - технологія видобутку;
- 3 - схема розкриття шахтного поля;
- 4 - схема підготовки шахти або її крил;
- 5 - система розробки;
- 6 - послідовність відпрацьовування пластів;
- 7 - календарний план виїмки запасів;
- 8 - вид підземного транспорту;
- 9 - схема й спосіб провітрювання шахти;
- 10 - число блоків шахтного поля в одночасній роботі;
- 11 - число горизонтів, поверхів, панелей у ш.п. в одночасній роботі;
- 12 - число виймальних полів у поверсі, на горизонті в одночасній роботі;
- 13 - число одночасно розроблювальних пластів;
- 14 - число одночасно розроблювальних працюючих вибоїв;
- 15 - число робочих днів у році, видобувних змін на добу, число годин роботи в зміну;
- 16 - розміри шахтних полів і блоків;
- 17 - розміри горизонтів, поверхів, панелей, виймальних полів;
- 18 - довжина лави й виймального стовпа;
- 19 - швидкість посування очисних вибоїв;
- 20 - навантаження на очисний вибій, поверх, панель, блок;
- 21 - потужність шахти;
- 22 - площі перетинів виробок.

Шахта являє собою технологічний комплекс поверхні, комплекс підземних споруджень і гірничих виробок.

Залежно від структури гірничої частини і розташування технологічного комплексу поверхні шахти діляться на три типи:

1. Індивідуальна шахта.
2. Об'єднана шахта.
3. Шахта-Рудник.

Індивідуальна шахта - шахта найпростішого типу, що складає з підземної частини і технологічного комплексу поверхні.

Об'єднана шахта - шахта підземна частина, якої складається з декількох однотипних структурних одиниць (блоків), з'єднаних між собою транспортними виробками. Така шахта має єдиний ТКП.

Шахта-Рудник - об'єднана на поверхні шахти, що складає з декількох індивідуальних шахт або блоків не з'єднаних між собою гірничими виробками. Ці шахти мають єдиний ТКП.

Загальний підхід до вибору параметрів і елементів шахт полягає в тім, що на початку попередньо визначаються значення й характеристики параметрів шахти, а потім ці значення і характеристики послідовно уточнюються на основі розрахунків і взаємного зв'язування.

Деякі параметри, схеми і рішення можуть бути однозначно визначені природними або гірничотехнічними умовами. Такі параметри, схеми й рішення встановлюються в першу чергу.

Якщо можливі різні значення параметрів і різні рішення, то обґрунтовуються варіанти, які оцінюються за прийнятими критеріями ефективності й зрівняти обрані на основі техніко-економічного аналізу параметри шахти уточнюються шляхом взаємного зв'язування.

До появи ЕОМ параметри шахти встановлювалися послідовно. У наш час при використанні ЕОМ є можливість одночасного вибору багатьох параметрів на основі спільної їхньої оптимізації. Для цього складається ЕММ шахти, що досліджується на ЕОМ.

У результаті визначаються самі вигідні параметри шахти.

Загальний підхід до вибору параметрів і елементів шахт полягає в тім, що спочатку попередньо визначаються значення й характеристики параметрів шахт.

Потім ці значення послідовно уточнюються на основі розрахунків і взаємного зв'язування.

Далі складається (при необхідності) економіко-математична модель (ЕММ) оптимізації основних якісних технологічних рішень по шахті і їх параметрів на основі методу операційних досліджень. Метод операційних досліджень припускає розчленовування технологічних об'єктів на окремі ланки, математичний опис кожної ланки (на базі обраного критерію), синтез усього процесу на ЕОМ, а потім вивчення впливу окремих факторів один одного та на зміну цільової функції при різних значеннях досліджуваних параметрів.

У процесі проектування шахти перебуває таке сполучення технологічних рішень, які, при відповідних гірничо-геологічних умовах забезпечують оптимум цільової функції.

Спочатку аналізуються комплекс вихідних даних - гірничо-геологічна характеристика родовища (кількість робочих пластів, їхня потужність, кут падіння, якість вугілля, газоносність кожного шару і супутника. Виявляються об'єктивно діючі обмежуючі фактори: розміри (границі шахтних полів, наявність і геометричні розміри тектонічних і плікативних геологічних порушень, особливості рельєфу місцевості, тощо).

Далі складається перелік технологічних рішень майбутнього проекту (розкриття й підготовка шахтних полів, система розробки, механізація очисних і підготовчих робіт, підземний транспорт, розташування стовбурів і т.д.), які необхідно досліджувати з метою встановлення найбільш доцільного проектного рішення. Встановлюється діапазон зміни параметрів окремих елементів технологічного ланцюга (розмір і кількість панелей або виймальних полів, кількість відкотних горизонтів у шахтному полі, довжина лав, швидкість посування очисних і підготовчих вибоїв).

Складається схема розрахунку варіантів («древо» або технологічний графік), що представляє собою графічне зображення взаємозв'язку вихідних даних і змінних величин (у вигляді певних символів), функціями яких надалі виражаються всі складові елементи ЕММ шахти. Встановлюється сумісність

окремих технологічних рішень, вводяться необхідні обмеження (довжина та посування лави, розміри панелі й виймального стовпа, розмір шахтного поля по падінню й т.д.), визначаються логічні, функціональні й економічні залежності.

Потім виробляється ескізне пророблення основних розрахункових варіантів, що дозволяє уточнити прийняті значення варюємих параметрів і елементів гірничого виробництва, здійснюється геометризація технологічних схем, тобто виводяться математичні залежності для визначення геометричних співвідношень між природними факторами (кутом падіння пластів, глибиною розробки, відстанню між пластами та ін.), варіація вихідними даними й параметрами схем розкриття, підготовки й систем розробки та інше. Важливим етапом є вибір математичного механізму й складання аналітичних виражень для визначення основних параметрів родовища гірничого підприємства. Відповідно до прийнятих варіантів розкрийки, схемами розкриття й підготовки шахтних полів, а також функціонально заданими значеннями навантаження на очисний вибій, виймальну ділянку, пласта розробляються варіанти календарного графіка відпрацьовування моделюємого шахтного поля. Для кожного варіанта уточнюється обсяг гірничих робіт (довжини виробок, обсяги камер, довжини робочих пристовбурних майданчиків), виконуваних у різні періоди існування підприємств (будівництво до здачі шахти в експлуатацію, нарізні роботи в період експлуатації). Аналогічним є процес при проектуванні введення в експлуатацію нових горизонтів і складання імітаційних моделей діючих шахт. При цьому розробляється ЕММ тільки моделюємих процесів на шахті, тобто системи співвідношень (рівнянь, нерівностей, логічних залежностей та ін.), що описує взаємозв'язку між окремими технологічними процесами, об'єктами виробництва і характер функціонування підприємства, підлеглого єдиної мети - одержання найбільшого економічного ефекту капіталовкладень при мінімальних витратах праці та мінімальних капітальних вкладеннях або доцільній собівартості кінцевої продукції.

На основі прийнятого економічного критерію (цільової функції) здійснюється математичний опис (формалізація) окремих видів робіт (процесів, елементів) технологічного ланцюга та їх вартості, виражених як функції змінних

величин і вв'язаних системою логічних залежностей з комплексом вихідних параметрів і технічних обмежень.

Необхідно підходити до ідеї дезагрегування великої системи з виділенням окремих підсистем, які допускають детальний розрахунок точної оптимальної програми своєї діяльності за допомогою ЕОМ. Кожну таку підсистему необхідно характеризувати своїм критерієм оптимальності. Таким чином, глобальна мета трансформується в локальні підцілі.

Остаточний вибір деякого сполучення якісних і кількісних характеристик гірничого підприємства здійснюється після реалізації ЕММ проекту та порівняння варіантів зі значеннями цільової функції, що перебувають у зоні оптимуму, шляхом ведення додаткових критеріїв. Поряд з основним критерієм, врахованим у вираженні цільової функції, ці додаткові критерії дозволяють більш точно оцінити «якість» оптимального рішення, що дозволяє робити сам вибір оптимального рішення більше об'єктивним.

Таким чином, застосування ЕММ і ЕОМ дозволяє з нових позицій вирішувати різного класу завдання конкретного проектування шахт і імітаційного подання окремих технологічних процесів гірничого виробництва, значно збільшивши швидкість і точність рішень у проектних розробках. Це дає можливість комплексно враховувати взаємодію що впливають і обмежують фактори, сполучивши виконання розрахунків по найбільш точним залежностям з багаторазовим їхнім повторенням.

Основним достоїнством методу комплексної оптимізації параметрів шахти при проектуванні є можливість при цьому набирати, з одного боку, лише технічно, організаційно, технологічно можливі сполучення проектних рішень і їхніх параметрів і, з іншого боку, вибирати за допомогою ЕММ лише економічно найкращі сполучення із всіх можливих варіантів.

При цьому формується блок-схема розрахункових варіантів технологічної процесів шахти.

Для задоволення вимог споживача і успішної конкуренції, що диктується ринковою економікою, необхідно застосовувати технологію, що забезпечує

видобуток вугілля з мінімальним змістом породи, високою продуктивністю праці і невисокими грошовими витратами. Це можна досягати такими шляхами:

1. створенням механізованих комплексів, що дозволяють відпрацьовувати пласти без присікання порід, що вміщують;
2. зниженням обсягу підготовчих виробок на 1000 т підготовлених запасів;
3. підвищенням навантаження на очисної вибій і зменшення кількості їх у межах шахтного поля;
4. зниженням витрат на підтримку виробок за рахунок раціонального планування виробок і застосування ефективних способів їх охорони;
5. повторного використання виймальних штреків.

1.2 Геомеханічна модель імітаційного проектування геометричних систем планування гірничих робіт

Технологічні системи шахти являє собою впорядковану сукупність об'єктів, функціонування яких у часі й просторі реалізує повний технологічний цикл підземного способу видобутку вугілля. Однією з основних частин технологічної системи є мережа підземних виробок, що забезпечують підготовку запасів до відпрацьовування, транспортування вугілля, провітрювання й доставку людей і матеріалів. Взаємне розташування виробок (їх геометрія) прийнято називати плануванням їх у часі й просторі [1, 2].

Забезпечення необхідного рівня ефективності вугільних шахт, що розробляють тонкі пласти в складних гірничо-геологічних умовах, вимагає пошуку й оптимізації технічних рішень. Ці рішення насамперед повинні забезпечувати безпеку робіт і їх високу ефективність. Рішення цієї науково-технічної проблеми повинне бути засноване на системному аналізі економічних аспектів і фізичних закономірностей взаємодії елементів технологічних систем з масивом гірських порід.

При розробці вугільних родовищ шахтне поле розділяється виробками, як правило, на прямокутники, витягнуті по простяганню або падінню. При кутах падіння до 10° ... 12° найчастіше приймається погоризонтний спосіб підготовки і у

цьому випадку підготовлені прямокутники (стовпи) витягнуті в напрямку падіння або повстання. При панельному або поверховому способах підготовки стовпи розташовуються по простяганню. Розміри стовпів з однієї сторони назад пропорційно визначають витрати на підготовку запасів до відпрацьовування. З іншої сторони при значній їх довжині й ширині виникають труднощі при веденні очисних робіт, транспортуванням вугілля, доставкою матеріалів, провітрюванням виробок при проведенні тупиковим вибоєм. При використанні конвеєрного транспорту виробки повинні проходитися по напрямку й бути прямолінійними, що при протяжних виробок це не завжди можливо реалізувати. У багатьох випадках розміри виймальних стовпів визначаються умовами залягання розроблювального стовпа.

При розробці світи вугільних пластів геометрична система планування виробок значно ускладнюється. У цих умовах при плануванні мережі гірничих виробок необхідно враховувати взаємний вплив їх один на одного, послідовність відпрацьовування пластів у світі, наявність зон опорного тиску й зон розвантаження, які формуються по границях очисних робіт. Як правило, при плануванні гірничих виробок у процесі підготовки запасів до відпрацьовування в зближених пластах здійснюється групування, що передбачає проведення групових виробок, які обслуговують декілька пластів. При цьому групові підготовчі виробки розташовують під виробленим простором поблизу границь очисних робіт суміжних пластів.

Відомо, що гірничо-геологічні умови залягання вугільних пластів досить різноманітні й відрізняються між собою не тільки в межах панелі, але й у межах виймального стовпа. На порівняно невеликій довжині по простяганню й падінню потужності окремих пластів порід може мінятися в межах 40.....0 м. (має місце вклинення даної літологічної різниці або заміщення іншою літологічною різницею). У межах шахтного поля або панелі ізогіпси криволінійні і не дозволяють проходити виробку по напрямку, що обмежує можливу довжину виймального стовпа й, природно, розміри панелі по простяганню. Наявність різного роду диз'юктивних порушень вносить значні труднощі в процесі видобутку вугілля, проведення і підтримку гірничих виробок. В окремих випадках ці порушення неможливо переходити очисними виробками й останні

змушують скорочувати геометричні параметри підготовки запасів до відпрацьовування.

Істотну роль при плануванні виробок грає механізація проведення гірничих виробок, ведення очисних робіт і транспортування вугілля й породи. При значній довжині виробки виникає необхідність установлювати послідовно кілька конвеєрів, що помітно знижує надійність їхньої роботи. Маючи у своєму розпорядженні високо продуктивні механізовані комплекси, можна мати довгі очисні виробки з необхідною швидкістю посування вибою лави, що забезпечує нормальні умови підтримки виробок і можливість їхнього повторного використання.

При розробці пластів з більшим виділенням метану геометричні системи повинні забезпечувати незалежну прямоточну схему провітрювання очисної виробки. Це вимагає підтримки проведення додаткових виробок і нерідко підтримки їх у виробленому просторі.

Як відомо, при підземній розробці вугільних родовищ основною виробничою одиницею шахти є виймальна ділянка, геометрична система якого включає мережа підготовчих виробок, що обслуговує очисний вибій. Параметри, що характеризують взаємне розташування виробок у межах виймальної ділянки і їх елементи називають технологічними параметрами. Тому технологічні параметри одних виробок незмінно впливають на стан інших виробок. При цьому нерідко в межах однієї ділянки можуть відпрацьовуватися два й більше пласта. У цьому випадку технологічні параметри виймальних ділянок необхідно погоджувати між собою. У зв'язку із цим розглянемо технологічні параметри при відпрацьовуванні одиночного пласту й одночасному відпрацьовуванню двох пологих пластів.

Виймальна ділянка включає не тільки комплекс підземних виробок, але й виробничі процеси, що забезпечують видобуток вугілля, транспортування його, доставку людей і матеріалів, вентиляцію виробок одного або декількох пластів, що відпрацьовуються. В останньому випадку мережа гірничих виробок більше складна, чим при відпрацьовуванні одиночного пласту, тому технологічні параметри нижче розглядаються роздільно.

Найпоширенішими варіантами систем розробки є: стовпова, суцільна і комбінована, що відрізняються друг від друга умовами підтримки відкотного (конвеєрного) і вентиляційного штреків, схемою провітрювання й порядком ведення підготовчих і очисних робіт. Одними з основних елементів системи розробки є довжина очисного вибою (довжина лави) і довжина стовпа, що відпрацьовується.

На рис. 1.2 показаний варіант стовпвої (або комбінованої) системи розробки, на якому наведені всі технологічні параметри, що визначають стан гірського масиву.

Довжина лави з метою зручності використання надалі цього параметра позначена $2l_n$, вибій її розташований по падінню під кутом 90° до поздовжньої осі штреку (рис.1.2 позиція 1). Як можливі на рис. 1.2 пунктиром показані варіанти із прямолінійною, розташованої під кутом $\alpha_{шт}$ до поздовжньої осі штреку (рис.1.2 позиція 2), і криволінійною формою вибою (рис.1.2 позиція 3). В умовах високого водоприпливу порід або пласту вибій лави може розташовуватися по простяганню й переміщатися в напрямку повстання.

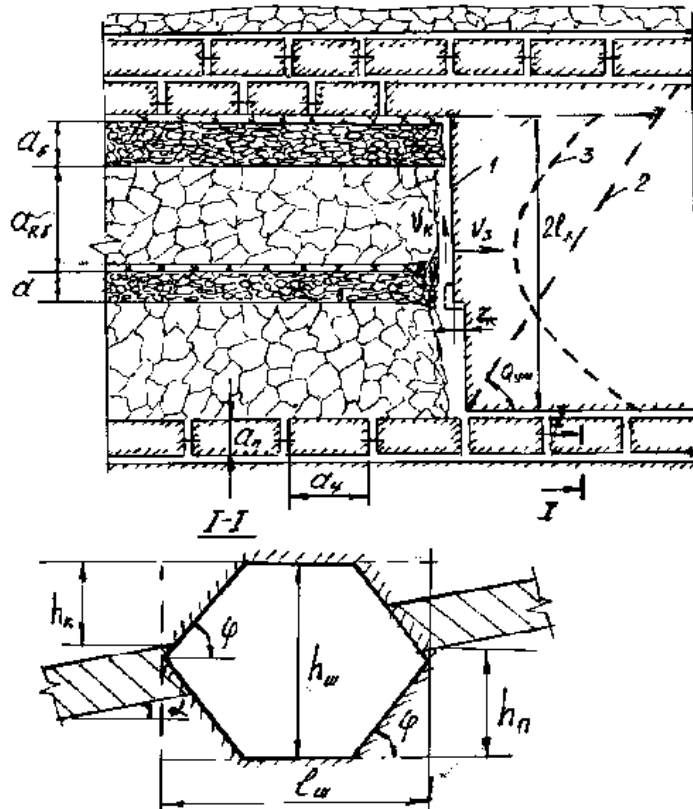


Рисунок 1.2 - Технологічні параметри виймального ділянки при відпрацьовуванні пласта одиночною лавою

До технологічних параметрів підготовчих виробок ставляться: форма й розміри поперечного перерізу, розміри охоронних споруджень, розташування їх стосовно границь очисних робіт і очисного вибою. До них так само ставляться (рис.1.2): ширина l_{uu} і висота h_{uu} виробки; кути нахилу стінок її стосовно горизонтально площини φ ; висота h_k і глибина h_n підривки порід.

У пластах потужністю 1,5 м і більше, якщо міцність порід не відповідає границі глибини закладення, зазначеної в [4], рекомендується в процесі проведення штреків бурити розвантажувальні свердловини діаметром 200...300 мм, довжиною 6...8 м, розташовані на відстані 200...300 мм друг від друга. Такі свердловини збільшують піддатливість пласту, забезпечують переміщення максимальних опорних навантажень углиб масиву й усувають порушення суцільності порід покрівлі в площині стінок виробок. Крім того, вони зменшують інтенсивність піддування підосви. Ефективність цього заходу тим вище, ніж ближче від вибою буряться свердловини. На момент буріння свердловин застосовують тимчасове кріплення з наступною заміною її на постійну в тім місці, де свердловини вже пробурені.

Охорона підготовчих виробок у границі очисних робіт може здійснюватися ціликами. У цьому випадку до технологічних параметрів, що визначають стан гірського масиву, ставляться ширина цілика (a_n) і відстань між печами (a_m).

Досвід роботи показав, що із часом параметри опорного тиску змінюються, максимум зміщується убік масиву. При недостатній ширині цілика (до 20 м) згодом максимум опорного тиску буде перебувати над штреком, що викличе збільшення деформації порід і необхідність його перекріплення. Особливо це проявляється при наявності в надвугільній товщі порід-мостів, а також порід підосви, схильних до піддування. Зі збільшенням глибини розробки труднощі підтримки штреків при охороні їх ціликами зростають.

Виробку, пройдену в масиві на відстані п'ятикратної їх ширини, впливають один на одного. За даними ВНІМІ, такі виробки повинні проходитися на відстані друг від друга 15 м на глибині до 300 м, 20 м - на глибині 300...900, 30 м - на глибині більше 900 м.

Останнім часом з метою зменшення втрат вугілля й поліпшення умов підтримки виробок переходять на їх безцелікову охорону. Це здійснюється шляхом повторного використання виробок за допомогою штучних огорожень, проведення їх «вприсічку» або по виробленому просторі Умови підтримки цих виробок залежать від будови надвугільної товщі, міцності порід підошви, потужності розроблювального пласту, способу керування покрівлею, довжини лави, твердості штучних споруджень і в малому ступені від кріплення виробки.

По будові надвугільну товщу можна розділити на три групи [5]: 1 - надвугільна товща представлена рівно жорсткими тонкошаровими породами; 2 - у надвугільній товщі на відстані 8..15 м від пласту залягає порода-міст; 3 - поблизу пласту на відстані менш 8 м залягає порода-міст. В умовах першої групи основна частина ваги порід надвугільної товщі передається на підошву пласту. Стан повторно використовуємої виробки визначається опусканням порід покрівлі, що залежить від потужності пласту. У пластах потужністю до 0,8 м і при наявності огороження у вигляді кострів, органних рядів, залізобетонних плит або бутових смуг для порід, що обдимаються у підошві, ці опускання перебувають у межах піддатливості кріплення й піддування порід підошви не зробить істотного впливу на умови підтримки виробки.

Зі збільшенням потужності пласту підвищуються навантаження в опорній зоні, зростають опускання порід покрівлі й горизонтальні переміщення порід у стінах виробки. При породах, що обдимають, підошви підвищується інтенсивність їхнього піддування. У цьому випадку може виявитися доцільніше проходити нову виробку «вприсічку» або по виробленому просторі. Зі збільшенням глибини розробки доцільність повторного використання штреків знижується.

Проведення виробки «вприсічку» може здійснюватися [2] безпосередньо до виробленого простору із залишенням між виробкою і заваленими породами смуги вугілля шириною не більш, ніж в 3 рази перевищуюча потужність пласту, що виймається. В обох випадках варто враховувати, що згодом параметри опорної зони змінюються. Максимум зміщується у бік масиву, опускання порід над

виробленим простором збільшується. Тому виробку «вприсічку» повинно проходити за очисним вибоєм діючої лави через певний час після закінчення очисних робіт, необхідне для стабілізації процесу зрушення. В умовах рівножорсткостних порівняно тонкошарових порід (ВАТ "Павлоградвугілля", ВАТ "Красноармійсквугілля") цей час перебуває в межах 5...12 мес, в умовах шахт Підмосковного й Придніпровського басейнів - 2...3 мес. При наявності слабких порід, що вміщують вугільний пласт, на границі виробленого простору суцільність порід порушується й розташування виробки безпосередньо у зоні обвалених порід викличе труднощі при проходці ніш в очисну виробку. У цих умовах доцільним є в непожежонебезпечних пластах у границі старих робіт залишати смугу вугілля шириною 1,5...3 м.

В умовах другої групи порід в опорній зоні створюються високі навантаження, які залежать від потужності пласту, способу керування покрівлею, глибини залягання, довжини лави. Тут з підвищенням потужності пласту поряд зі збільшенням опускання порід покрівлі й піддування порід підосви зростають горизонтальні переміщення порід у стінках виробки. Із часом параметри опорного тиску також змінюються. Однак внаслідок зависання породи-мосту опорна зона зберігається на тривалий час. Тому необхідний розрив у часі між відпрацюванням лави й проведенням виробки, якщо відбувається розшарування породи-мосту, збільшується до 1,5...2 років. Якщо порода-міст залягає в безпосередній близькості від пласту, також виникають високі навантаження в опорній зоні й у цьому випадку підвищується ймовірність порушення суцільності порід покрівлі в масиві в границі старих робіт. При наявності сильно, що обдимають порід, спостерігається інтенсивне піддування порід підосви. У цих умовах опорний тиск у границь очисних робіт зберігається на тривалий час. Крім того, при розшаруванні породи-мосту спостерігається різке збільшення опускання порід пачки, що відшарувалася, розташованої над штреком. Тому виробки повинні проходити в тій частині виробленого простору, де вже розшарування породи-мосту відбулося. Якщо розшарування не виникає,

прибігають до штучного порушення суцільності порід основної покрівлі підривними роботами.

В окремих випадках при суцільній системі розробки вентиляційні штреки охороняються ціликами по обидва боки. Для надійної підтримки їх на глибинах до 500 м необхідно залишати цілини розміром більше 30 м. При ціликах менших розмірів цей штрек вимагає багаторазового перекріплення, тому застосування даного способу охорони штреків варто уникати.

Таким чином, при проведенні штреку вприсічку до виробленого простору до технологічних параметрів ставляться: відстань від границі очисних робіт до стінки штреку і від вибою, що рухається, лави до вибою знову проведеного штреку, розміри поперечного перерізу останнього.

У пластах потужністю до 1,2 м при суцільній системі розробки, іноді й стовповий, для повторного використання відкотні штреки з боку повстання охороняються бутовою смугою, що викладається в міру відпрацьовування лави. У даних умовах опорний тиск за очисним вибоєм проявляється з боку падіння. Це приводить до нерівномірного видавлювання порід підосви по перетину виробки. Крім того, наявність бутової смуги з боку повстання викликає нерівномірне опускання порід покрівлі по ширині штреку, що несприятливо позначається на роботі кріплення виробки. Ці обставини, особливо на глибинах більше 500...600 м, дуже утрудняють і здорожують підтримку штреків. У процесі експлуатації штреку виникає необхідність багаторазового його перекріплення. У міру ущільнення бутової смуги навантаження по обидва боки штреку вирівнюється й при наявності порід, що обдимають, піддування їх відбувається рівномірно по всій ширині штреку.

У пластах потужністю до 1,3 м, кутом падіння до 12° викидонебезпечних і що обдимаються і сильно пучать, застосовується суцільна система розробки, штреки проходяться за вибоєм лави й охороняються одинарними або подвійними бутовими смугами [6]. Порода від проходки штреків використовується для викладання бутових смуг і тому здійснюється верхня підривка.

Проходка слідом за лавою передбачає відставання вибою штреку від вибою лави на 4...5 м, і до моменту зведення кріплення в цьому штреку породи покрівлі опускаються на 10-20% максимально можливих опускань, що досягають близько 30% потужності пласту.

До технологічних параметрів, що характеризують конструкції, які споруджують для охорони підготовчих виробок, ставляться: площа контакту цих конструкцій з породами, що вміщують пласт, a_k ; несуча здатність P_k і піддатливість її ΔU . У багатьох випадках конструктивна піддатливість охоронних споруджень не відповідає можливим опусканням порід і це є основною причиною незадовільного стану виробок, що охороняються.

При поверховій підготовці, значних розмірах шахтного поля по простяганню і при наявності обдимаючих порід, а також у пожежонебезпечних пластах поверхові штреки проходяться польовими. Штрек розташовують під виробленим простором діючої лави в міцних породах. Мінімальна відстань від польового штреку до пласту по нормалі H (див. рис. 1.4) повинне бути не менш 5...7 м. При менших відстанях цей штрек буде перебувати в зоні стиску шару породи, викликаного його вигином усередину виробки. Відстань між штреком і нормаллю до пласту, проведеної через границі очисних робіт K , варто приймати виходячи з розподілу нормальних напруг на рівні цього штреку. Часто ця відстань визначається виходячи з кута нахилу виробки, що з'єднує польовий штрек із пластовим, котра повинна забезпечувати доставку вугілля під власною масою й зручність переміщення людей.

При проведенні польового штреку поперед вибою лави він підпадає під вплив тимчасового опорного тиску. Максимальний опорний тиск на рівні польового штреку залежить від розташування його стосовно границь очисних робіт і швидкості посування очисного вибою підроблюваної лави.

Останнім часом на глибинах більше 1000 м штреки проходять по завалених породах у виробленому просторі діючих лав або здійснюють розвантаження за рахунок відпрацьовування пласту й розміщаючи виробки під виробленим простором розвантажувальної лави. В обох випадках виробки розташовуються

там, де нормальні навантаження значно менше навантажень у недоторканому масиві [5].

При проведенні виробок за вибоєм лави по обвалених породах необхідно враховувати, що із часом нормальні навантаження над виробленим простором відновлюються. Тому основними параметрами закладення цих виробок є відстані від границі очисних робіт і відстань до вибою, що рухається, лави.

До числа технологічних параметрів ставляться: швидкість посування очисного вибою v_z , ширина захвата комбайна r_k і швидкість подачі його v_k . Зазначені параметри визначають стан вугільного пласту і його порід, що вміщують, у зоні виробленого простору. Певний вплив на НДС порід робить також і опір кріплення r_1 і r_2 .

Як правило, що відпрацьовуються стовпи не є одиночними, а примикають із однієї або із двох сторін до виробленого простору (рис.1.3), що істотно змінює умови ведення гірничих робіт.

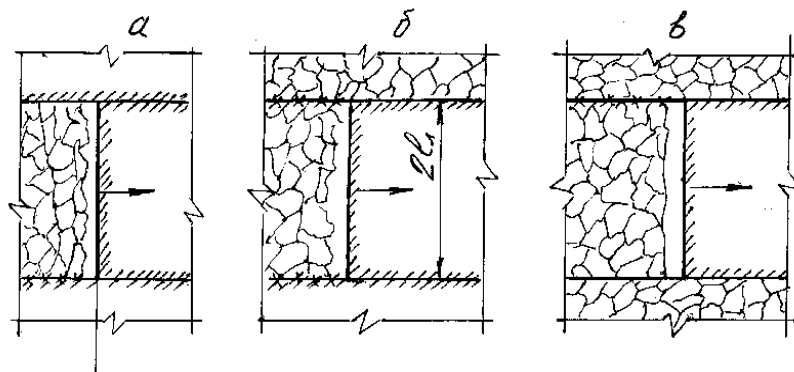


Рисунок 1.3 - Варіанти розташування стовпів, що відпрацьовуються, по відношенню до виробленого простору

Як правило, вугільні пласти залягають свитами й відпрацьовуються одночасно або послідовно в спадному або у висхідному порядку. Нерідко виробки нижнього пласту використовуються для обслуговування декількох пластів і їх називають груповими. При відпрацьовуванні світи пластів розташування підготовчих і очисних виробок у просторі й часі погоджується між собою й стосовно границь очисних робіт.

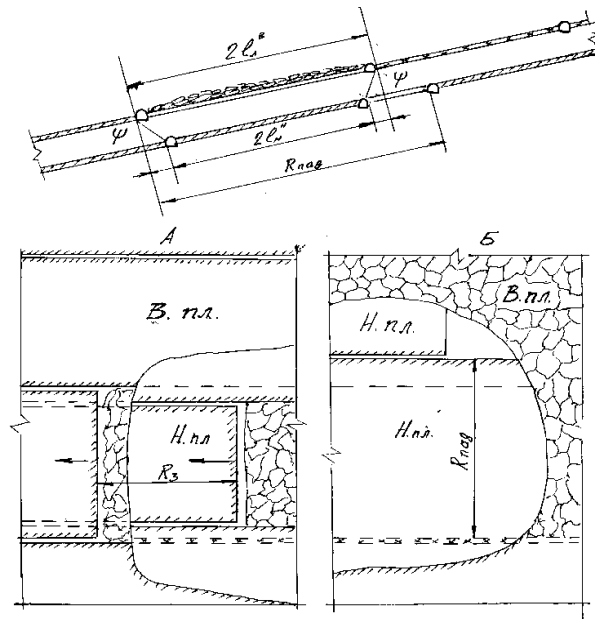


Рисунок 1.4 - Технологічні параметри відпрацьовування двох пластів

На рис.1.4 показане планування гірничих виробок при відпрацьовуванні двох пологих пластів у вертикальному розрізі по падінню й у площині пласту. У площині пласту зображене взаємне розташування виробок при спадному порядку і одночасному відпрацьовуванні пластів у межах виймального поля (рис.1.4, а). З аналізу цього малюнка треба, що розташування виробок по нижньому шару в'язано із границями очисних робіт верхнього й тут до вже раніше названих технологічних параметрів варто віднести: кут між нормаллю, проведеної до пласта в границі очисних робіт, і лінією, що з'єднує виймальні штреки ψ ; відстань від нормалі до нижнього штреку $a_{пл}$; відстань між вибоями в шарах по простяганню (падінню) $R_з$.

Досвід роботи шахт показав, що одночасне відпрацьовування пластів у межах виймального поля викликає ряд труднощів при веденні очисних робіт, пов'язаних з необхідністю жорстко витримувати відстань між вибоями очисних виробок. При зупинці одного з очисних вибоїв необхідно зупинити другий.

1.3 Комп'ютерні технології для підвищення ефективності роботи вугільних шахт

Застосування комп'ютерних систем і розробка програмного забезпечення дають можливість якісного нового рішення складних проблем гірничого виробництва й оформлення документації всіх технічних служб гірничих підприємств. Для одержання кінцевої продукції необхідна розробка паспортів на ведення очисних і підготовчих робіт, планів ліквідації аварій, розрахунків схеми провітрювання шахти, складання схеми вентиляції й ведення іншої технічної документації.

У зв'язку із цим, у структурі кожного добувного підприємства (маркшейдерія, геологія, технічна служба, вентиляція й ін.) зайнята велика кількість висококваліфікованих інженерів, які займаються рутинною роботою з обробки загально-шахтної інформації й складанням документації технологічних процесів. На сучасному етапі комп'ютерних технологій їх робота може бути досить спрощена і якісно поліпшена при переведенні розрахункової та обробної частини на обчислювальні машини.

Для ефективної роботи кожна шахта повинна мати затверджену проектно-кошторисну, геолого-маркшейдерську, виробничо-технічну, санітарно-гігієнічну й обліково-контрольну документацію, а також ситуаційний план поверхні з вказівкою всіх об'єктів і споруджень у межах шахтного відводу. Дані матеріали повинні виконуватися відповідно до нормативних інструкцій і визначати єдиними для галузі строками зберігання з обов'язковою вказівкою дати на титульному аркуші.

Виконаний аналіз всієї технічної документації гірничих підприємств дозволив скласти її класифікацію по видах робіт:

- геологічна документація – характер залягання корисної копалини, характеристики порід, що вміщують, види геологічних порушень, плани гірничих робіт;

- маркшейдерська документація – характер розташування гірничих виробок щодо залягання корисної копалини, плани гірничих робіт;

- паспорта ведення очисних робіт – технологія ведення очисних робіт, розрахунок їх параметрів;

- паспорта ведення підготовчих робіт – технологія ведення підготовчих робіт, розрахунок їхніх параметрів;

- допоміжна гірничотехнічна документація – схема транспорту і розрахунок вантажопотоків, схема розміщення електроустаткування й електромереж, схема розміщення засобів зв'язку, розрахунок розподілу повітря по гірничим виробкам, схеми розміщення засобів пожежогасіння, план ліквідації аварії.

Автори пропонують зовсім нову систему впровадження комп'ютерних технологій у гірниче виробництво, коли шахта відтворюється як імітаційна модель всіх процесів, що відображають гірничо-геологічну й гірничотехнічну ситуацію підприємства. Роль інженера висувається на перший план тільки при прийнятті рішень на конкретному етапі виконання окремого технологічного процесу. Системи мають зворотний зв'язок і дають можливість змінювати системи керування й контролю і приймати нестандартні рішення.

Моделювання широко поширене у всіх інженерних дисциплінах, у значній мірі тому, що воно реалізує принципи декомпозиції, абстракції й ієрархії [7]. Кожна модель описує певну частину розглянутої системи, у свою чергу, побудову нової моделі відбувається на базі декількох старих, які морально застаріли або не дають достовірні результати в припустимих межах. Фактично, процес створення моделей нескінченний і залежить тільки від нових розробок у математичному механізмі їхнього опису й розвитку програмного забезпечення. Ефективність кожної моделі визначається отриманими результатами в стандартних і нестандартних умовах. Порівняння результатів моделювання з натурними даними дає можливість проводити відповідні доробки й коректування програмного забезпечення.

Для складного гірничо-геологічного середовища вугільних шахт, по-суті, не існує універсального методу, [8], який би дав однозначний єдино вірну відповідь у системі «вихідні дані - програмне забезпечення - кінцевий результат». Проектування і розробка складної програмної системи не зводиться до одержання

деякого набору рецептів від усіх нестандартних ситуацій, що виникають при веденні гірничих робіт. Це поступовий і ітеративний процес. Використання методології проектування вносить у процес розробки певну організованість і не заміняє рішень, прийнятих людиною, а спрощує механізм їх одержання. Інженери-програмісти розробили десятки різних методів, які ми можемо класифікувати по трьох категоріях:

- умовні позначки - мова для опису кожної моделі;
- процес - правила проектування моделі;
- інструменти - засоби, які прискорюють процес створення моделей, і в які вже втілені закони функціонування моделей. Інструменти допомагають виявляти помилки в процесі розробки.

Всі методи проектування базуються на міцній теоретичній основі і при цьому дають програмістові відомий ступінь волі самовираження.

Побудова об'єкто-орієнтованих моделей надто важливо при проектуванні складних систем; об'єкто-орієнтоване проектування пропонує великий вибір моделей, які представлені на рис. 1.5. Об'єкто-орієнтовані моделі проектування відбивають ієрархію класів і об'єктів системи. Ці моделі покривають весь спектр найважливіших конструкторських рішень, які необхідно розглядати при розробці програмного забезпечення, і спрямовані на створення проектів, що володіють всіма п'ятьма атрибутами добре організованих складних систем.

За рахунок використання чітко побудованих алгоритмів істотно спрощуються методи структурного проектування складних систем. Аналогічно, методи об'єкто-орієнтованого проектування створені, щоб допомогти розроблювачам застосовувати потужні засоби об'єктного і об'єкто-орієнтованого програмування, що використовує як слагаючих елементів прості блоки окремих класів і об'єктів.

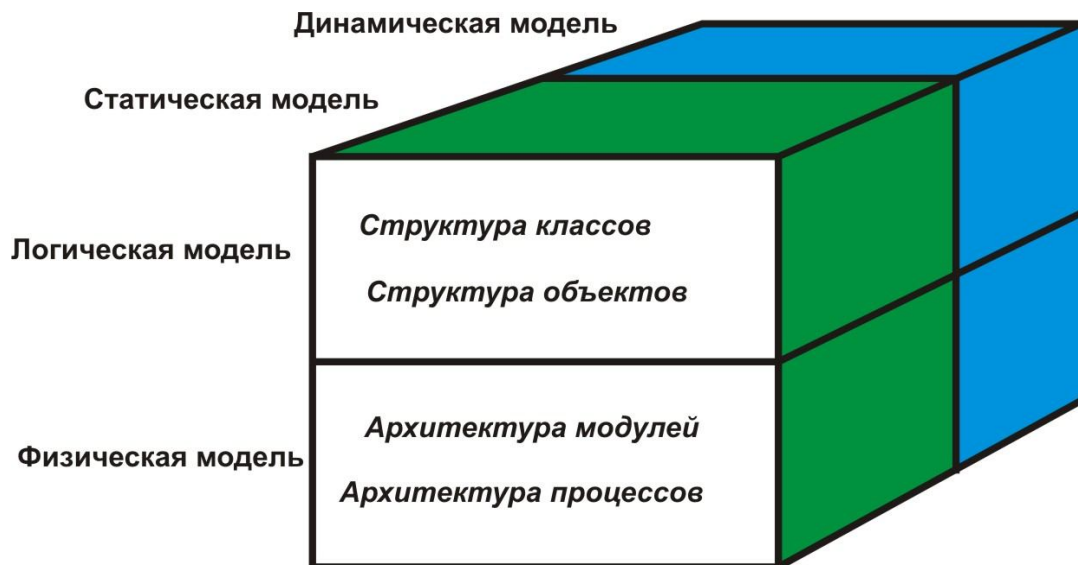


Рисунок 1.5 - Об'єкто-орієнтовані моделі

В об'єктній моделі відбивається і безліч інших факторів. Об'єктний підхід зарекомендував себе як підхід, що уніфікує ідею, всієї комп'ютерної науки, застосовану не тільки в програмуванні, а і також у проектуванні інтерфейсу користувача, баз даних і цілих мереж комп'ютерів. Орієнтація на окремі об'єкти дозволяє справлятися зі складністю систем вслякої природи й диференційовано з'єднувати їх в одну систему.

Об'єкто-орієнтований аналіз і проектування відбивають еволюційний розвиток проектування процесів гірничого виробництва. Наведена методологія не суперечить існуючим методам - вона будується на базі визнаних математичних механізмів з урахуванням попереднього досвіду.

Особливістю промислових програм є істотний рівень складності виконання. Основне завдання розроблювачів полягає в створенні ілюзії простоти, у захисті користувачів від складності описуваного предмета або процесу. Розмір вихідних текстів програмної системи аж ніяк не входить до числа її головних достоїнств, тому необхідно створювати вихідні дані більше компактними, а також використовуючи розробки вже існуючих проектів і програм. Однак нові вимоги для кожної нової системи неминучі, що приводить до необхідності істотно переробляти або по-новому інтерпретувати програмний апарат.

Програмування має граничну гнучкість, і розроблювач може сам забезпечити себе всіма необхідними елементами, що ставляться до будь-якого рівня абстракції. Така гнучкість має багато переваг. Вона змушує розроблювача створювати самотужки всі базові будівельні блоки майбутньої конструкції, з яких складаються елементи більше високих рівнів. На відміну від будівельної індустрії, де існують єдині стандарти на багато конструктивних елементів і якість матеріалів, у програмному забезпеченні гірничих підприємств такі стандарти фактично відсутні. Тому при проектуванні й моделюванні процесів гірничого виробництва розробка програмного забезпечення залишається дуже трудомістким процесом.

У середині великої прикладної програми можуть існувати сотні й навіть тисячі змінних і кілька потоків керування. Повний набір цих змінних, їх поточних значень, адреси й стікання виклику для кожного процесу описує стан прикладної програми в кожний момент часу, тому що виконання програми здійснюється на комп'ютері, то система даних має дискретний вигляд. Такі системи по самій своїй природі мають кінцеве число можливих станів. У складних системах це число відповідно до правил комбінаторики дуже велико. При проектуванні системи відбувається поділ програми на складові частини так, щоб елементи мінімально впливали один на одного. Переходи між дискретними станами не можуть моделюватися безперервними функціями. Кожна подія, зовнішнє стосовно програмної системи, може змінювати її. Перехід з одного стану в інше не завжди детерміноване. При несприятливих умовах зовнішня подія може порушити саму систему.

У безперервних системах таке поведження було б неможливим, але при дискретній передачі інформації будь-яка зовнішня подія може вплинути на будь-яку частину внутрішнього стану системи. Це є головною причиною обов'язкового тестування системи. Всеосяжну перевірку й коректування програм провести фактично неможливо. Поки немає достатніх математичних інструментів і інтелектуальних можливостей для повного моделювання поведження більших

дискретних систем, ми повинні виходити з розумного рівня впевненості в їхній правильності.

"Чим складніше система, тим легше її повністю розвалити" [9]. Тому що проблема виникає в результаті роботи із програмними продуктами, необхідно розглянути способи роботи зі складними структурами в інших областях. Можна привести безліч прикладів успішно функціонуючих складних систем у різних областях діяльності людини. Гірниче виробництво є однією із самих складних моделей, яку можна відтворити тільки при відповідному сполученні складених елементів. Створення імітаційних моделей всього технологічного ланцюжка при видобутку, транспортуванні й переробці вугілля на базі комп'ютерного забезпечення дає можливість ефективно прогнозувати гірничо-технологічні процеси і вносити необхідні зміни у випадку виникнення нестандартних ситуацій.

Підвищення ефективності роботи шахт вимагає послідовного і економічно обґрунтованої комплексної зміни технологій виїмки вугілля, адекватного можливостям очисних механізованих комплексів нового технічного рівня. Важливим напрямком збільшення економічних показників є пошук внутрішніх резервів, від яких залежить кількість і якість добутого вугілля. Нарощування обсягів видобутку – першочергове завдання вугільної промисловості України. Практика роботи шахт показує, що іде планомірне зниження кількості очисних вибоїв при збільшенні їх продуктивності й надійності функціонування. Розвиток підземного способу видобутку вугілля спрямовано на інтенсифікацію гірничих робіт при ефективному вкладенні інвестицій у високопродуктивні механізовані комплекси.

Інтенсивний шлях розвитку [10] передбачає впровадження очисних механізованих комплексів нового технічного рівня і удосконалювання технології виїмки. Найбільш істотні технологічні параметри, що впливають на видобуток вугілля: швидкість руху вибою, виймальна потужність пласту, довжина лави й виймального стовпа. Зміна цих параметрів впливає на гірничотехнічну ситуацію шахти, тому прийняття рішень повинне бути засноване на аналізі конкретних гірничо-геологічних умов діючих шахт. З огляду на складність структурної

будови масиву гірських порід, обмеженість розмірів шахтних полів і виймальних ділянок, необхідно підходити диференційовано до рекомендованих параметрів виймального стовпа. Такий підхід гарантує адекватна зміна технологій виїмки вугілля на конкретну гірничо-геологічну ситуацію. В остаточному підсумку, інтенсивний шлях розвитку приводить до зниження собівартості вугілля, строку окупності встаткування й збільшенню рентабельності підприємств. Його впровадження неможливо без залучення нових наукових розробок, гірничої техніки нового рівня, коректування деяких технологічних ланок шахти й створення відповідної системи моніторингу.

Відсутність достатнього наукового обґрунтування при прогнозуванні гірничотехнічної ситуації на шахті сприяє неефективності використання гірничодобувного встаткування, зниженню безпеки гірничих робіт, перевитраті матеріалів і енергії й, як наслідок - підвищенню собівартості видобутку вугілля. Тому розробка комп'ютерних імітаційних моделей, що дає можливість завчасно оцінювати можливі ризики й ефективно запобігати їх наслідки, є, безумовно, актуальним напрямком розвитку гірничої науки.

1.4 Вихідні параметри алгоритму для створення імітаційних моделей гірничого виробництва і керування станом гірського масиву

Вхідні параметри, що не змінюються в процесі моделювання:

- кількість заданих пластів порід - n ;
- нормальна потужність пластів порід h_{cl} , М;
- нормальна потужність додаткового навантаження на розглянутий пласт з боку тонких незв'язних між собою порід - a_s , М;
- літологічна різниця порід - n_c ;
- кут падіння порід і пласту - α , град;
- нумерація твердих пластів;
- параметри опорного тиску в границі старих гірничих робіт або над зоною ПГТ;

- параметри опорного тиску над вибоєм лави, що рухається, при швидкості посування вибою 1м/добу;
- відстань по вертикалі від денної поверхні до покрівлі розглянутого пласту породи H , м;
- відстань по вертикалі від денної поверхні до підшви розглянутого пласту породи H_1 , м.

Технологічні параметри очисної виробки, що змінюються в процесі моделювання НДС порід при розробці:

- довжина очисного виробки l , м;
- швидкість посування очисного вибою v , м/доб;
- тривала міцність пласту і міцні шари порід, що вміщують пласт, тс/м²,
- виймальна потужність пласта m , м;
- кут сполучення очисного вибою з поздовжньою віссю виймального штреку, град;
- спосіб керування покрівлею (повне обвалення, часткова закладка, пневматична або гідравлічна закладка);
- розташування діючої лави стосовно суміжних пластів (у масиві, у зоні ПГТ, у зоні розвантаження, надроблена або підроблена);
- розташування розглянутого перетину стосовно відкотного штрека (над серединою лави, на сполученні зі штреком);
- розташування діючої лави стосовно границь старих гірничих робіт (у масиві, лава примикає до виробленого простору з одного боку, лава примикає до виробленого простору із двох сторін).

Технологічні параметри виймального штреку, що змінюються в процесі моделювання:

- ширина виробки l , м;
- висота виробки h , м;

- глибина закладення виробки (відстань від денної поверхні до покрівлі виробки), м
- відстань по вертикалі від середини зони ПГТ до покрівлі штреку, м;
- відстань по напластуванню від середини зони ПГТ до поздовжньої осі штреку, м;
- опір кріплення виробки, МПа;
- ширина цілика, залишеного для охорони штреку, м;
- кількість анкерів на 1 п.м. штреку, шт/п.м;
- кут сполучення вибою лави з поздовжньою віссю штреку, град;
- кут сполучення двох виробок між собою, град;
- час підтримки виробки з моменту її проходки, діб;
- швидкість посування очисного вибою, м/добу;
- розташування виробки (у масиві, у зоні ПГТ, у зоні розвантаження);
- наявність сполучень (з виробкою, з піччю);
- наявність анкерів (у покрівлі, у підшви)
- вологість порід (покрівлі, підшви) w , %;
- тріщинуватість порід.

До вихідних даних також ставляться кут падіння порід і виймальна потужність пласта (m , м). Для очисних виробок передбачено розрахунок виконувати по перетинах, розташованим перпендикулярно і паралельно очисному вибою в трьох характерних зонах: у зоні опорного тиску, у зоні виробленого простору та поза зоною опорного гірського тиску поперед очисного вибою.

Для підготовчих виробок розрахунки виконуються по наступним перетинам: у масиві в процесі їх проведення і через заданий час, на сполученні з вибоєм лави, залежно від відстані розглянутого перетину стосовно вибою. При цьому враховується швидкість посування вибою лави, його розташування стосовно поздовжньої осі виробки, наявність зон ПГТ, розташування виробки стосовно пласта, тип застосовуваного кріплення, засобів охорони й підтримки виробок і т.д.

2 ОБГРУНТУВАННЯ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ШАХТ ДЛЯ ФОРМУВАННЯ ІМІТАЦІЙНИХ МОДЕЛЕЙ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА

2.1 Загальні відомості

Виймально-транспортна система в загальному випадку включає підсистеми: виймальний комплекс, дільничний транспорт, магістральний транспорт. Підсистема "виймальний комплекс" складається з наступних елементів: механізоване кріплення, комбайн, скребковий конвеєр, кріплення сполучень штрекова. У випадку застосування засобів безперервного транспорту, як найбільш продуктивних, підсистема "дільничний транспорт" включає наступні елементи: перевантажувач або бункер, послідовний ланцюг стрічкових конвеєрів. Підсистема магістральний транспорт складається з двох елементів: послідовний ланцюг стрічкових конвеєрів і бункера корисної копалини в пристовбурному дворі. Як критерій кількісної оцінки ефективності функціонування різноманітної системи прийняте навантаження на вибій.

Навантаження на очисні вибої залежать від експлуатаційної продуктивності і режиму використання комбайна в часі. У свою чергу експлуатаційна продуктивність визначається гірничо-геологічними й гірничотехнічними факторами, конструктивними і режимними параметрами підсистем, досконалістю їхнього конструктивного виконання, схеми роботи та взаємодії елементів, рівня надійності, ступеня використання технічної можливості системи. Рівень надійності системи є одним з визначальних факторів необхідного навантаження на очисні вибої.

Гірничо-геологічними і гірничотехнічними фактори

Основними факторами, що впливають на вибір складових виймально-транспортного комплексу є:

- система розробки;
- механічні властивості корисної копалини;
- потужність і кут падіння пласту;
- властивості безпосередньої і основної покрівлі;

- міцнісні характеристики підшви;
- водоносність очисного вибою;
- метановість пласту;
- наявність тектонічних порушень пласту;
- можливість раптових викидів вугілля і газу.

Прийнята на основі практики експлуатації або техніко-економічного розрахунку система розробки визначає добове навантаження на очисні вибої, довжину лави й виймального стовпа, розташування виймальних і підготовчих вибоїв, способи охорони виробок.

Основною механічною властивістю корисної копалини, по якому вибирають виймальну машину, є опір вугілля різанню. Діапазон його виміру становить 150 - 350 кН/м.

По потужності розроблювального пласту вибирають складові виймально-транспортної системи і їхні параметри:

- мінімальна висота;
- величина розсунення кріплення.

Комбайн:

- мінімальна конструктивна висота;
- межа регулювання ріжучої частини.

Конвеєр:

- висота рештачного става;
- ширина рештачного става;
- висота привода.

Кут падіння пласту визначає граничну довжину скребкового конвеєра при задані потужності привода й продуктивності, у випадку відпрацьовування по простяганню. Крім того, по його величині судять про необхідність пристрою втримання комбайна від сповзання з рами конвеєра і утримання самого конвеєра.

В обводнених вибоях комбайн потрібно втримувати від сповзання по ставу конвеєра вугілля при кутах більше 8° , а сам конвеєр – при кутах більше 12° . Це пояснюється тим, що в очисному вибої істотно знижує коефіцієнти тертя сталі по сталі і сталі по лаві.

Спосіб керування покрівлею, тип механізованого кріплення і її несучу здатність вибирають у відповідності із властивостями безпосередньої й основної покрівлі і їх міцностними характеристиками. Питомий опір на 1 м^2 підтримуваній площі сучасних кріплень становить $350 - 1200 \text{ кН/м}^2$.

Міцностні характеристики подошви враховують при виборі типу кріплення по опорі вдавнення її підстави. Для слабких подошв цей опір становить $0,75 - 2,5 \text{ МПа}$.

Метановість пласту обмежує швидкість посування вибою за умовами його провітрювання та при її величині більше $10 \text{ м}^3/\text{т}$ вимагає спеціальних заходів щодо дегазації пласту.

Наявність тектонічних порушень скорочує виїмкове поле й викликає необхідність подолання їх виїмковим комплексом. Виклинцювання пласту й скидання приводять до поділу лави на частині і скороченню її довжини. Крім цього геологічні порушення приводять до концентрації напруг у зоні їх впливу.

Очисний комбайн

Основна функція - виїмка вугілля з необхідною продуктивністю з умов забезпечення заданого навантаження на очисний вибій, навантаження відбитої маси на скребковий конвеєр, зачищення подошви пласту при однобічній виїмці вугілля.

Область застосування виїмкової машини описується конструктивними, режимними, силовими й енергетичними параметрами.

До конструктивних параметрів ставляться: нижня межа регулювання висоти виконавчого органа, ширина захвата, діаметр виконавчого органа, радіальний виліт різця, число заходів шнека, величина опускання виконавчого органа нижче

опорної поверхні комбайна, крок різання, число ліній різання, число різців у лінії різання та ін.

До режимних параметрів комбайна ставляться: швидкість подачі, швидкість різання, частота обертання виконавчого органа, товщина стружки, кількість ріжучих ліній на виконавчому органі, кількісні і якісні показники різців.

До силових параметрів ставляться: зусилля подачі комбайна, зусилля і система подачі на виконавчому органі, сила різання, стійкий момент двигуна.

Таблиця 2.1 - Технічні характеристики комбайнів

Найменування показників	Значення для типу комбайна					
	УКД 300		К103М	1К101У	1К101УД	КА80
Продуктивність, т/хв	4,0...10,0		2,0...3,2	до 2,6	2,7...4,5	2,2...3,3
Застосовність по виймальній потужності пласта, м	0,85- -1,3	1,0- -1,5	0,7...1,4	0,95...1,3	0,95...1,3	0,85...1,2
Сумарна номінальна потужність електропривода, кВт, в т.ч.-привода виконавчого органа	360		290	110	290	290
	2x150		2x90	110	180	180
Діаметр виконавчого, мм	800; 900; 1000		710; 800	800	800	950
Номінальна ширина захвата, м	0,7		0,8	0,63; 0,8	0,8	0,8
Тип механізму подачі	електрич. регул. БСП		ВСП	вбудована гідравлічна ланцюгова	ВСП	ВСП
Максимальна швидкість подачі, м/хв.	13		5,0	4,4	5,0	5,0
Максимальне тягове зусилля подачі кН	300		200	200	200	200
Довжина по осях виконавчих органів, мм	6700	7300	4660	сближ. шнеки	5400	5900
Висота корпусу в зоні кріплення, мм	620	720	420...636	740	740	520
Маса, т	17,5	18,5	17,5	11,0	18,5	17,5

Продовження таблиці 2.1

Найменування показників	Значення для типу комбайна				
	КДК500	РКУ13	ГШ500	КДК700	1КШЭ
Продуктивність, т/хв.	8,0...18,0	4,5...5,2	5,0...11,0	12,0...24,0	9,0
Застосовність по виймальній потужності пласта, м	1,35...3,2	1,35...2,6	1,35...2,7	2,0...4,2	2,0...4,25
Сумарна номінальна потужність електропривода, кВт, вт.ч.-привода виконавчого органа	597,5	200	564,5	860	500
	2x250	1x170	2x250	2x355	450
Діаметр виконавчого органа, мм	1120-1800	1250-1600	1120-1600	1800-2200	1800-2125
Номінальна ширина захвата, м	0,63; 0,8	0,63; 0,8	0,63	0,63; 0,8	0,5
Тип механізму подачі	електрич. част. регул. БСП	гідравліч. БСП	електрич. муфта ЕМ. БСП	електрич. част. регул. БСП	гідравліч. БСП
Максимальна швидкість подачі, м/хв.	20	10,0	8,0	20	5,2; 8,0
Максимальне тягове зусилля подачі кН	450 (2x250)	360 (2x180)	390 (2x195)	600 (2x300)	320; 210
Довжина по осях виконавчих органів, мм	6700 7300	4660	сближ. шнеки	5400	5900
Висота корпусу в зоні кріплення, мм	950...1300	950...1186	950...1200	1500...1700	1645...1845
Маса, т	26,0...30... 30,0	24,0	22,0	45,0	36,0

До енергетичних параметрів ставляться: стійка потужність привода, середня потужність привода при нульовій швидкості подачі, притиснутому до вибою виконавчому органі й натягнутому тяговому органі, середнє збільшення швидкості подачі, питома енергоємність процесу виїмки (табл. 2.1).

Основні параметри вітчизняних комбайнів наведені в табл. 2.1.

Умови експлуатації комбайна характеризуються: властивостями бічних порід, що вміщують, мінімальною й максимальною потужністю пласту, опірністю

пласту різанню, опірністю різанню твердих включень пласта, відносним змістом у пласті великих твердих включень, кутом падіння пласту, абразивністю.

Ефективна експлуатація виймального комплексу можлива тільки при взаємному узгодженні елементів його складових комбайн-конвеєр-кріплення сполучення.

Визначення фактичної швидкості подачі комбайна в заданих умовах експлуатації виконується у відповідності з наступним завданням:

$$Q_n = \min \{ Q_{np}, Q_{nk}, Q_{ng}, Q_{nt}, Q_{nv} \}, \text{т/хв}$$

де, Q_{np} - максимальна швидкість подачі, розраховується по потужності привода;

Q_{nk} - швидкість пересування секцій кріплення;

Q_{ng} - максимально припустима швидкість подачі комбайна по газовому факторі;

Q_{nt} - максимально припустима швидкість подачі по тепловому факторі;

Q_{nv} - максимальна швидкість подачі комбайна за умовою відсутності вивалів більших твердих включень вугільного пласту.

Реальну швидкість подачі комбайна визначають із умов енерговитрат на руйнування вугілля :

$$Q_{np} = \frac{P_{уст}}{60 * N_{\varpi} * m * r * \gamma}, \text{м/хв}$$

де, $P_{уст}$ - уставна потужність двигуна комбайна, кВт;

N_{ϖ} - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт*ч/т;

60 - коефіцієнт перерахування часу, хв/год;

m - виймається потужність, що, пласту, м;

r - ширина захвата комбайна, м;

γ - щільність вугілля в масиві, т/м³.

Якщо в результаті розрахунку одержують значення більше максимальної швидкості подачі по технічній характеристиці комбайна (табл. 4.1), то в подальших розрахунках варто приймати табличне значення.

Швидкість пересування секцій кріплення залежить від конструктивних особливостей кріплення, організації робіт, кваліфікації персоналу.

Для схеми послідовного пересування секцій, коли зняття навантаження із секції виробляється після того, як пересунена секція розперта між покрівлею й підошвою, швидкості кріплення наведені в табл. 4.1.

Відповідно до ДЕРЖСТАНДАРТУ 11986 - 83 швидкість кріплення уздовж лави повинна становити не менш 50% її максимального значення.

Максимальну швидкість подачі комбайна по газовому фактору знаходять через припустиме навантаження на очисний вибій, певну за прогнозом метаноємність відповідно до «Керівництва по проектуванню вентиляції вугільних шахт».

При відпрацьовуванні лави на великих глибинах можливе обмеження режимних параметрів виймального комплексу по температурному фактору. Максимально можливу швидкість подачі комбайна по тепловому фактору вибою визначають через довжину лави й припустиме навантаження на очисний вибій.

Швидкість подачі комбайна по відсутності вивалів породи покрівлі на конвеєр визначають за часом припустимої неузгодженості початку переміщень комбайна й кріплення, а так само забезпечення мінімально припустимої площі оголення покрівлі.

Вантажопотік вугілля зароджується в лаві. Для розрахунку наступних машин у транспортному ланцюжку, як розрахунковий вантажопотік прийнятий хвилинна теоретична продуктивність комбайна:

$$Q_m = \rho_n * m * r * \gamma, \text{ т/хв.}$$

де, m - виймається потужність, що, пласту, м;

r - ширина захвата комбайна, м;

γ - щільність вугілля в масиві, т/м³.

Краще мати досвідчені дані про величину максимального вантажопотоку при заданій потужності пласту, характеристиці порід і т.п.

Ресурс комбайна до першого капітального ремонту і між капітальними ремонтами найчастіше вказують у тисячах тонн добутого вугілля та рідше менш певним показником - календарним терміном служби. Ресурс очисних комбайнів установлюють на підставі довговічності важко навантажених зубчастих коліс і підшипників кочення.

Показники використання комбайном машинного часу й коефіцієнта готовності, що характеризує рівень його надійності наведені в табл. 2.2 і 2.3.

Механізоване кріплення в лаві виконують наступні функції: підтримка покрівлі, закріплення виробленого простору, пересувка виймального комплексу. По функції підтримки покрівлі кріплення працює постійно незалежно від стану виймкової і транспортних машин [11].

Таблиця 2.2 - Нормативні ресурси й терміни служби очисних комбайнів

Устаткування	До першого капітального ремонту		Між капітальними ремонтами	
	Ресурс, тис. т.	Термін служби, міс.	Ресурс, тис. т.	Термін служби, міс.
Очисні комбайни				
1К101	210	12	168	10
2К52М	270	12	216	10
1ГШ68	360	12	288	10
КШ1КТ	215	12	172	10
КШ3М	450	12	360	10

Однак, з точки зору забезпечення видобутку вугілля всі машини виймально-транспортної системи являють собою послідовний ланцюг підсистем (кріплення, комбайн, скребковий конвеєр і т.д.). Якщо кріплення в цілому несправна, то виймка вугілля неможлива. При несправності окремих секцій кріплення виконує

свої функції, тому що вона побудована з необхідним рівнем резервування паралельних елементів (секцій).

Таблиця 2.3 - Показники надійності й використання комбайна в часі

Комбайн	Ширина захвата, м	Стійка потужність двигуна, кВт	Технічно можлива швидкість подачі, м/хв.	Коефіцієнт готовності, K_2	Коефіцієнт машинного часу, K_M
1К-101	0,8	85	4,5	0,84-0,87	0,55-0,64
МК-67	0,8	105	6,0	0,76-0,80	0,57-0,68
2К-52	0,63	85	6,0	0,87-0,90	0,47-0,61
1ГШ-68	0,63	245	6,0	0,85-0,90	0,43-0,58
КШ-3М	0,63	185	6,0	0,76-0,80	0,45-0,53
КШ-1КГ	0,63	85	6,0	0,91-0,93	0,47-0,58
К-120	0,5	270	3,0	0,90-0,93	0,47-0,60
К-103	0,8	170	5,0	0,91-0,90	0,57-0,68
КА-80	0,8	170	5,0	0,89-0,91	0,53-0,61

Секція кріплення складається з: перекриття, підстави, огороження, траверси чотирьохланника, гідравлічних стійок гідродомкратів пересування секції і конвеєра.

У процесі взаємодії з бічними породами, виїмкової і доставочної машинами кріплення виконує наступні функції:

- керування покрівлею;
- активна підтримка покрівлі в робочому просторі лави;
- огороження привибійного простору від порід, що обрушилися;
- пересування забійного скребкового конвеєра, а так само комбайна у випадку його самокарбу.

Оператор, переходячи від секції до секції, слідом за просуванням комбайна виконує операції розвантаження, переміщення, розпору секцій кріплення, коректування її положення й переміщення ставу конвеєра "хвилею".

Швидкість кріплення повинна бути вв'язана зі швидкістю подачі комбайна. Кріплення підтримуючого типу мають швидкість кріплення 0,09 м/с, а огорожувально-підтримуючого типу - 0,04 м/с.

Основні параметри кріплень, що визначають умови її застосування й взаємодії з покрівлею, наведені в табл. 2.4, 2.5 і 2.6.

Відповідно до ДЕРЖСТАНДАРТУ 18585 - 73 нормативний середній ресурс до першого капітального ремонту всіх конструктивних типів механізованих кріплень становить 20000 г або 28 мес., а середній міжремонтний ресурс 16 тис. г, або 22 мес. Очевидно, що ресурс кріплення не пов'язаний з обсягом добутого вугілля й визначається календарним часом її навантаження.

У цьому зв'язку першорядного значення набуває завдання інтенсифікації відпрацьовування стовпа виймально-транспортним комплексом.

Імітаційне подання виробничих процесів в очисному вибої засновано на всебічному вивченні силових параметрів механізованих кріплень, і їх взаємодії з бічними породами. При цьому варто враховувати як вихідний матеріал гірничо-геологічної будова масиву порід і літологічну різницю.

Довжина стовпа повинна визначатися ресурсом кріплення при заданій інтенсивності його відпрацьовування.

З іншої сторони насосні станції кріплень включаються періодично при пересувці секцій кріплення й комбайна, тобто Навантажені не безупинно, а циклічно. Час їх навантаження визначається часом роботи комбайна. Їх нормативний ресурс становить 5 тис. машино-годин до першого капітального ремонту й 4 тис. машино-годин між капітальними ремонтами.

Розрахунок ресурсу кріплення роблять по базових її елементах-підставам і перекриттям секцій. Всі інші елементи при їх відмовах можуть замінятися в процесі технічного обслуговування і технічного ремонту кріплення.

Гідропривід механізованого кріплення складається з: насосної станції (одна або трохи, що працюють паралельно), гідроциліндрів гідростояків і гідродомкратів, запобіжних і розвантажувальних клапанів, гідророзподільників і гідромагістралей.

Таблиця 2.4 - Технічні характеристики кріплення

Найменування показників	Значення для типу кріплення				
	1КД90	2КД90	3КД90	2КД90Т	3КД90Т
Тип секції	Щитова, 4 – х стоякова				
Потужність пластів, що виймається, м	0,80-1,30	1,10-1,50	1,35-2,50	1,10-1,50	1,35-2,0
Питомий опір на 1м ² підтримуваній площі, кН/м ²	488-550 434-488	514-554	542-558	813-863	846-869
Опір секції кріплення, кН	2838-3194	2988-3217	3149-3241	4745-5035	4940-5070
Питомий опір на кінці передньої консолі перекриття, кН/м	389-438 337-380	410-441	432-445	650-692	680-700
Крок установки секцій, м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Зусилля пересування, кН секції конвеєра	392 (304) 230 (180)	392 230	392 230	392 230	392 230
Габарити секції, мм висота (min - max) ширина довжина	655-1365 1420 4735 (5200)	710-1450 1420 4750	1000-2030 1420 4730	750-1470 1420 5000	1000-2080 1420 4950
Наявність механізму підйому підстави	є	є	є	є	є
Маса секції, кг	7200 (7370)	7530	7870	8900	9600

Гідравлічні стійки постійно навантажені гірським тиском і розвантажуються на короткий час при пересуванні секції.

Ресурс запобіжного клапана повинен становити не менш 25 тис. циклів, після відпрацювання якого його міняють на новий. Розвантажувальний клапан стоякового гідроблоку повинен мати ресурс не менш 10 тис. циклів.

Гідравлічні розподільники керування роботою кріплення мають ресурс не менш 5 тис. циклів перемикання.

Гідравлічні магістралі кріплення виконують зі сталевих безшовних труб і гнучких рукавів високого тиску.

Дані про швидкість пересування кріплення при безперервній роботі комбайна, а також про її надійність, вираженої показником "коефіцієнт готовності кріплення" наведені в табл. 2.7.

Кріплення сполучень. Основна функція - керування покрівлею, підтримка покрівлі штреку на сполученні його з лавою й захист робочого простору від обвалених порід.

Кріплення складається з двох і більше секцій зв'язаних між собою, або з базовим елементом, які переміщуються уздовж штреку за допомогою гідродомкратів двосторонньої дії.

Таблиця 2.5 - Технічні характеристики кріплень

Найменування показників	Значення для типу кріплення		
	1КДД	2КДД	ДМ
Тип секції	Щитова, 2 – х стоякова		
Потужність пластів, що виймається, м	0,9-1,6	1,35-2,4	0,8-1,5
Питомий опір на 1м ² підтримуемій площі, кН/м ²	350-505	478-533	325-485
Опір секції кріплення, кН	1990-2930	2660-3080	1800-2800
Питомий опір на кінці передньої консолі перекриття, кН/м	316-433	400-440	340-420
Крок установки секцій, м	1,5	1,5	1,5
Зусилля пересування, кН секції конвеєра	392	392	300
	230	230	180
Габарити секції, мм висота (min - max) ширина довжина	710-1500	1115-2400	610-1500
	1440	1440	1440
	4530-4800	4505-5090	4186-4530
Наявність механізму підйому підстави	є	є	є
Маса секції, кг	8350	8720	7200
Тип комбайна	УКД300		УКД300
	1К101УД		1К101УД
	ГШ200		ГШ200
	РКУ10		РКУ10
	РКУ13		РКУ13
Тип конвеєра	СКД26		СКД27
	СКД27		СКД2
	СКД2		СПЦ163
	СПЦ163		СПЦ273
	СПЦ273		

Кріплення сполучень повинні забезпечувати: утримання привода лавного конвеєра від підйому у вертикальній площині; можливість зсуву приводних головок лавного конвеєра у вертикальній площині; можливість зсуву приводних головок лавного конвеєра уздовж лави не менш 0,5 м; регулювання положення приводних головок по висоті й поворот у площині пласту на $\pm 10^\circ$; можливість роботи з перевантажувачем; опірність кріплення в межах 100 – 200кН/м² (при потужності пласту менше висоти штреку) і 250 – 300кН/м² (при потужності пласту більше висоти штреку); питомий тиск на слабкий ґрунт не більше 0,5МПа й не більше 2МПа на ґрунт середньої міцності й міцну; керованість у виробітках з радіусом кривизни більше 30м; незалежну піддатливість всіх стійок, роздільні розвантаження й розпір кожної секції, пересувку розвантажених секцій без

просковзування розпертих секцій убік виробленого простору; можливість підключення загальної гідромагістралі комплексу; керування пересувкою кріплення з пульта.

Таблиця 2.6 - Технічні характеристики кріплення

Найменування показників	Значення для типу кріплення		
	1ДТ	2ДТ	ДТМ
Тип секції	Щитова, 2 – х стоякова		
Потужність пластів, що виймається, м	1,1-1,8	1,45-2,5	2,1-3,5
Питомий опір на 1м ² підтримуємії площі, кН/м ²	700-800	730-840	1100-1200
Опір секції кріплення, кН	3800-4500	4000-4800	8400-9100
Питомий опір на кінці передньої консолі перекриття, кН/м	520-670	600-690	450
Крок установки секцій, м	1,5	1,5	1,75
Зусилля пересування, кН			
секції	392	392	640
конвеєра	230	230	310
Габарити секції, мм			
висота (min - max)	800-1800	1175-2500	1730-3500
ширина	1440	1440	1650
довжина	4600-4930	4520-5190	5475-6225
Наявність механізму підйому підстави	є	є	є
Маса секції, кг	9600	10100	21500
Тип комбайна	КДК500 ГШ500 РКУ10 РКУ13		КДК500 КДК700 1КШЭ К500
Тип конвеєра	СКД27 СКД28 СКД210 СПЦ273		КСД27 КСД28 КСД210 А30

Таблиця 2.7 - Швидкості кріплення й коефіцієнт готовності кріплення

Показники	Кріплення					
	"Донбас"	МК-97	М-87	ОМКТМ	М-81	КТУ
Швидкість пересування кріплення, м/хв: при породах зі слабою тріщинуватістю не обводнений						
при породах з яскраво вираженої тріщинуватістю, обводнений	4,6	4,8	5,1	2,15	2,5	1,8
Припустима опірність порід підшви вдавненню, МПа	2,3	2,4	2,5	1,1	1,25	0,9
Коефіцієнт готовності кріплення	1,9	3,2	3,0	0,75	2,75	0,8
	0,9	0,95	0,9	0,85	0,94	0,85

При розрахунках силової взаємодії кріплення з виробкою необхідно враховувати дотичні сили від ваги конвеєра й комбайна в похилій лаві, а так само подачі комбайна.

Параметри механізованих кріплень сполучень наведені в табл. 2.8.

Скребкові конвеєри

Основна функція - прийом від комбайна відбитого вугілля в будь-якій крапці по довжині лави й транспортування його на штрек. Додаткові функції - дорога для комбайна й база для кріплення.

Вибір конвеєра роблять по розрахунковому вступникові на конвеєр вантажопотоку.

$$Q_P \leq Q$$

Таблиця 2.8 - Кріплення сполучень лави з підготовчими виробками

Назва кріплення	Робочий опір, кН	Коефіцієнт металомності, т/м	Маса кріплення, т	Довжина перекриття, м	Несуча здатність, кН/м	Опір, кН/м ²	Тиск на підшву, МПа
КСУ	3900	1,0	7,0	7,0	557	120	1,0
Т6К	4000	2,46	19,0	7,7	520	376	0,49
М81СК	1920	1,83	11,4	7,4	210	300	-
КСШ1	6000	0,8	20,0	10,5	600	230	0,8
КСШ2	4500	0,8	17,0	7,5	600	220	0,8
КСШ3	3000	0,7	12,0	6,5	460	210	3,0
КСШ5	1500	0,55	3,0	5,5	272	120	2,0
ОКС	1600	0,41	2,6	6,32	253	120	4,0
КС1А	3000	2,84	20,0	10,54	284	500	3,0
СО75	3200	2,2	28,6	13,0	250	120	2,5

За розрахунковий вантажопотік Q_p приймають теоретичну продуктивність комбайна. Відповідно до цього вираження максимальна продуктивність конвеєра повинна бути більше або дорівнює розрахунковому вантажопотоку.

Основні параметри, що характеризують область застосування скребкових конвеєрів, наведені в таблицях.

Ресурс конвеєра встановлюють по базовим елементам - рештакам або приводу. Нормативне його значення наведене в табл. 2.9 і 2.10.

Таблиця 2.9 - Нормативні ресурси і термін служби скребкових конвеєрів (привод або конвеєр у цілому)

Устаткування	До першого капітального ремонту		Між капітальними ремонтами	
	Ресурс, тис. т	Термін служби, міс.	Ресурс, тис. т	Термін служби, міс.
СПЦ63М	300	12	240	10
СП130	420	12	336	10
СП87П	420	12	336	10
КМ8102БМ	480	12	384	10
СУОКП70	500	12	400	10

Технологічні розміри виймального стовпа

Граничні значення параметрів виймального стовпа по технологічних можливостях виймального комплексу.

При розробці вугільного пласту довгими стовпами по простяганню основними параметрами є:

- максимальна довжина лави;
- максимальна довжина стовпа;
- вантажопотік з лави.

Довжина лави

Максимальна довжина лави визначається технічними можливостями застосованого в лаві скребкового конвеєра.

У технічній характеристиці скребкового конвеєра його довжина вказується для горизонтальної установки.

Відповідно до даних вище приведених таблиць, довжина конвеєра при заданій потужності привода істотно залежить від продуктивності й кута нахилу.

Потужність привода:

$$N = \frac{F_{н.с} \cdot V \cdot K_{реж.}}{1000 \cdot \eta}, \text{ кВт},$$

де $F_{н.с}$ – тягове зусилля привода;

V – швидкість тягового органа м/с;

$K_{реж.} = 0,7-0,9$ – коефіцієнт режиму;

$\eta = 0,82-0,87$ – ККД (російською КПД) привода.

Тягове зусилля привода є функцією його довжини й кута нахилу:

$$F_{н.с} = l \cdot g (\cos \beta (2q_0 \cdot \omega_0 + q \cdot \omega) - q \cdot \sin \beta),$$

де g – прискорення вільного падіння;

ω_0, ω – відповідно коефіцієнти опору руху тягового органа і вантажу;

q_0, q – відповідно лінійні маси тягового органа й вантажу.

Лінійну масу вантажу розрахунковий вантажопотік Q_p , в якості якого приймають максимальну хвилинну продуктивність комбайна:

$$q = \frac{Q_p}{3,6V}, \text{ кг/м},$$

де V – швидкість тягового органа, м/с.

Таблиця 2. 10 - Технічні характеристики передвижних скребкових конвеєрів

	КСД26В	КСД27	КСД28	СПЦ273	СПЦ271	СПЦ261	СПЗО1М/90	СПЦ230	СП250.11	СП250.48	СП326	СПЦ163
Продуктивність, т/год	800	840	1000	720	720	480	600	720	430	240	800	400
Довжина, м	300	300	250	200	180	200	180	200, 250, 300	200	200	200, 250	200
Швидкість цепі, м/с	1.04/0.346	1.05/0.35	1.063/0.345	1.0	1.0	1.0	0.98	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Потужність двигунів, кВт	1×55/160 1×65/200	2×65/200	85/200	3×110 2×160	3×110	2×110	3×110	4×132, 2×250	3×55, 4×55, 2×110	2×55, 3×55	4×110 3×160 3×132	2×110, 2×160
Моторесурс конвеєра, млн. т	1.75	3.0	3.0	1.2	1.2	1.2	1.5	2.0	1.0	0.5	1.65	1.0
Тип комплексу	МДМ, 1МКДД, 1МКД90, 2МКД90, 2МКД90Т, УКД300	2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1МКДД, 2МКДД, МДМ	2МКД90, 3МКД90, 2МКДД, 2КМТ, КМК700/800	2КМТ1.5, 3МКД90	КМ130	2КМ874МН 1КМТ, 2КМТ	МКД90, КМТ1.5, КМК500	КД90, АМКТ, КМ130, КМ138, КМ500, КМ700/800 4МК144	1КМ68, КМТ, КМ874МН КМ874МП		3КМДТ 3МКД90 КМТ1.5 КМК500	МКД80 1МКД90 2МКД90
Тип комбайну		КДК500, КДК700, ГШ500, РКУ10, РКУ13, 2ГШ68Б	РКУ13, РКУ10, ГШ500, 2ГШ68Б, 1ГШ68				1ГШ68, 2ГШ68Б, КШ1КГУ, РКУ13, ГШ500	1ГШ68, 2ГШ68Б, ГШ500, РКУ13		”Кіровоць” КЦТГ	1ГШ68 2ГШ68Б КШ1КГУ РКУ13 ГШ500	КА80, КА90, К85, ГШ200В К1О3М

Довжина конвеєра по заданій потужності привода, розрахунковому вантажопотоку й куту його нахилу:

$$l = \frac{1000 \cdot N \cdot \eta}{g \cdot K_{\text{реж}} \cdot \left(2q_0 \cdot \omega_0 \cdot V \cdot \cos \beta + \frac{Q_p}{3,6} (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) \right)},$$

де β – кут нахилу конвеєра, град.

Знак кута β залежить від напрямку транспортування вантажу. При транспортуванні вниз β – позитивно, вниз – негативно.

Виходить, що максимальна довжина конвеєра прямо пропорційна потужності привода та зворотно пропорційна розрахунковому вантажопотоку.

Для впровадження результатів роботи обрані найбільш характерні гірничодобувні вугільні компанії, що розробляють тонкі і вельми тонкі пласти, а також запаси зі складними гірничо-геологічними умовами.

2.2 Гірничо-геологічна і структурна будова шахтних полів

ДП «Львіввугілля»

Львівсько-Волинський вугільний басейн займає важливе місце в забезпеченні енергоресурсами західних областей України. У ньому зосереджені значні запаси вугілля марок Д, Г, ГЖ і Ж, які використовуються в енергетиці й частково йдуть до коксування. Загальний обсяг балансових запасів становить 196 млн. т. Розробка родовища здійснюється двома холдинговими компаніями. Червоноградська група шахт підпорядкована ДП «Львіввугілля» і складається з 9 шахт загальною виробничою потужністю 4,1 млн. т. у рік [12]. Практично на всіх шахтах прийнятий панельний спосіб підготовки, крім шахти «Степова» (погоризонтний спосіб підготовки). Розробка вугільних пластів ведеться очисними вибоями по стовповій системі з розташуванням стовпів під кутом 35–50° до чільної тріщинуватості. Вона підлегла положенням: Володимир-Волинському розламу; Волинському, Червоносельському й Забугському

скиданням; Белзь-Милятинській, Бутинь-Хлевчанській і Нестеровській зонах насувань. Дані розривні порушення є оконтуренням геодинамічних полів напруг вищого порядку й визначають напружено-деформований стан регіональних полів. На території цих районів широко розвинена мережа мілкоамплітудних геологічних порушень, які істотно впливають на технологію видобутку вугілля.

Виймка вугілля виробляється 15-19 очисними вибоями, з яких 90% оснащені механізованими комплексами. Вони становлять основний напрямок у розвитку технології очисних робіт для даних гірничо-геологічних умов. Керування гірським тиском здійснюється повним обваленням порід [13].

При веденні очисних робіт доводиться переходити зони зниженого й підвищеного гірського тиску, які утворилися як при в природних умовах формування вугільного басейну, так і в результаті ведення гірничих робіт в умовах зближення вугільних пластів. Разом вони формують несприятливі гірничо-геологічні умови, які негативно позначаються на ефективність ведення гірничих робіт і застосування очисних механізованих комплексів. Границі полів напруг становлять дві групи: природні й техногенні. Разом вони викликають структурні зміни в масиві порід, що вміщують, і формують зони впливу, як по напрямку розвитку гірничих робіт, так і по глибині залягання.

При веденні гірничих робіт, зміна зональності напруженості бічних порід, як правило, викликає досить негативні наслідки. В одних випадках це проявляється у вигляді зон: підвищеної тріщинуватості масиву зі сторонніми включеннями, високої геодинамічної активності й істотної відмінності від градієнтних напруг. В інші - спостерігається підвищене вивалоутворення порід покрівлі, підняття підшви в гірничих виробках, збільшення газовиділення, зміна водопрплива, погіршення якісного состава вугільного пласту та ін.

У результаті змін структури масиву, розвиток гірничих робіт супроводжується втратою якості вугілля, необхідністю присікання порід покрівлі й підшви, внесенням додаткових виробничих процесів і операцій у технологію видобутку вугілля. Крім цього, виявляється негативний екологічний

вплив на навколишнє середовище. Відчужуються орні землі на складування відходів гірничого виробництва. Для їхнього усунення необхідно застосовувати доповнення до технологій, що вимагає збільшення витрат на видобуток вугілля й усунення екологічних наслідків.

У геоструктурному відношенні Львівсько-Волинський кам'яновугільний басейн являє собою пологу асиметричну впадину, розташовану на південно-західному закінченні Волино-Подільської плити, у зоні перикратного занурення краю Східно-Європейської платформи. На південно-заході він граничить із передовим прогином Карпатської геосинклінали [14].

У геологічній будові Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну і суміжних з ним районів бере участь складний комплекс утворень від архієрейських до четвертинних. Найбільш древні з них складають кристалічний фундамент, на якому різко не узгоджено залягають породи протерозою, палеозою (кембрій-карбон), мезозою (юра-крейда) і кайнозою (неоген-четвертинні) [15-18].

Тектонічна перебудова басейну почалася й тривала одночасно з нагромадженням кам'яновугільних відкладень [16, 17]. Формування первинних тектонічних структур, і насамперед самої кам'яновугільної западини сполучено з етапом конседиментаційних перетворень, що супроводжували процес угленакопичення.

По структурно-генетичній класифікації Львівсько-Волинський басейн ставиться до типу розташованих на крайових елементах древніх платформ [14].

По структурних ознаках можна виділити наступні підрозділи з вугленосними відкладеннями: Волинська монокліналь із флексурою, Забугська монокліналь, Сокальська слабо виражена брахисинкліналь, Міжрічанська, Тягловська й Каровська синклінали.

Описана структурна зона підпадає під вплив геологічних розломів вищої градації. Основними, серед яких є: Північний (Володимир-Волинський) розлом; Волинський, Червоносельський і Забугське скидання; Белзь-Милятинська, Бутинь-Хлевчанська і Нестеровська зона насувань.

Найбільш порушена Південно-західна частина басейну, розташована ближче до Карпат. Тут мають місце всі типи геологічних порушень: прості, відносно складні й складні. Волинська вугленосна площа басейну в структурному відношенні більш витримана.

Крім великих розривних форм, по площі басейну розвинена мережа мілкоамплітудних геологічних порушень. Гірничими виробками зустрінуто понад 2000 розривні порушення, різних як по амплітуді зсуву, так і по їхній довжині. Геологічні порушення з амплітудою зсуву до 2 м і довжиною до 160 м становлять до 75% від всіх розривних аномалій [13].

Видобуток вугілля в зонах впливу геологічних порушень супроводжується рядом негативних явищ, які відбиваються на якості вугілля, газовиділення і водоприплив в гірничі виробки, стійкості бічних порід при оголенні [18, 19].

Тому розробка методик розподілу геометричних параметрів границь полів напруг, дослідження напруженого стану масиву, а також розробка конкретних технічних рішень по їхньому подоланню досить актуальне завдання. Це дає можливість ефективного ведення гірничих робіт і керування гірським тиском. Особливо це стосується мілкоамплітудних геологічних порушень, тому що вони найпоширеніші, незначні по своєму поширенню й практично невловимі самою детальною геологічною розвідкою.

Виконання поставлених завдань неможливо без обліку впливу різного роду динамічних явищ, вивчення формування напружено-деформованного стану, всебічного аналізу технологічних рішень по подоланню границь полів напруг.

2.3 Аналіз стану технології ведення гірничих робіт на шахтах

ВАТ «Павлоградвугілля»

Західний Донбас займає площу (близько 12 тис. квадратних км), розташовану в басейні ріки Самара, лівого припливу р. Дніпро. Він простягається у вигляді смуги шириною 40...50 км від р. Кальміус на південно-

сході до м. Ворскла на північному заході. Відповідно його довжина становить близько 300 км. Ця площа охоплює південно-східну частину Полтавської, північну частину Дніпропетровської, південну частину Харківської і західну частину Донецьких областей України [20 - 21].

У геологічній будові виробничої товщі Західного Донбасу приймають палеозойські, мезозойські й кайнозойські осадові утворення, які залягають на породах докембрійського кристалічного фундаменту (Український кристалічний щит).

Кам'яновугільні відкладення представлені трьома відділами карбону: нижнім, середнім і верхнім. Загальна потужність карбону змінюється від 3000 до 3500 м на сході й до 150 м на заході. Промислова вугленосність у межах освоєваної площі присвячена до кам'яновугільних відкладень звиті (С₁₃) Самари нижнього відділу карбону. Промислове значення мають від 6 до 24 шарам. До числа самих витриманих, з переважною потужністю від 0,7 до 1,2 м ставляться шари с₁₀^В, с₈^В, с₈^Н, с₇^Н, с₆¹, с₆, с₅, с₄¹, с₄^В, с₂ і с₁, які розробляються шахтами відкритого акціонерного товариства «Павлоградвугілля». Кути падіння вугільних пластів – 0-7°; глибина залягання – від 60 до 900 м. Характерною рисою залягання пластів є те, що свита складається переважно з 3-6 зближуваних пластів, потужність міжпласття яких становить до 12 м. У таких пластах зосереджене близько 40% балансових запасів шахт. Максимальна ж відстань між суміжними шарами, як правило, не перевищує 50 м.

Вугілля Західного Донбасу міцні й в'язкі з коефіцієнтом міцності по шкалі проф. М.М. Протод'яконова $f = 3 - 4$ із опором різанню більше 250 кгс/см. У якісному відношенні вугільні пласти мало і середньо зольні, мало і середньосіркові, ставляться до технологічних марок Г6 - Г16 - Д. Вугілля району характеризуються зниженим змістом сірки (наприклад, вугілля марки Г містить 5...12% золи і 1,3-2,3% сірки). Вугілля, представлене марками Д, Г6, Гп і Г16, відносять до спікливих, легко і середньо-збагаченим та є кошовною сировиною для виробництва коксу.

Відкладення нижнього карбону прикриті третинними й четвертними відкладеннями, представленими піщаниками, глинистими й піщано-глинистими сланцями, незначною тріщинуватістю й сланцюватістю, слабкої метаморфізацією і здатністю до розмокання. Природна вологість порід коливається від 2 до 10% і зменшується з глибиною.

Вміщуючі породи пластів вельми нестійкі і середньої стійкості із коефіцієнтом міцності $f = 1-3$, мають густу мережу тектонічних порушень. Залягання пластів слабохвилясте.

Будова вугільних пластів переважно проста. Покрівля і подошва представлена аргілітами й алевролітами, рідше - піщаниками. Піщаники і алевроліти характеризуються присутністю відповідно у кварцових і кварцово-каолінових масах великої кількості рослинних пластів, що складаються із численних нитковидних прошарків. Аргіліти характеризуються наявністю великої кількості рослинних і вугільних прошарків. Це значно знижує їх міцність і обумовлює анізотропію.

Таким чином, особливостями родовища Західного Донбасу є слабкі, схильні до розмокання бічні породи, а також наявністю тонких зближених пластів, які залягають під кутом $0-7^\circ$, представлених низькозольними вугіллями високої міцності й в'язкості.

Наявність властивих тільки даному регіону особливостей, вимагає більше уважного їхнього розгляду й аналізу при проектуванні і веденні гірничих робіт, а також імітаційного подання технологічних процесів. З метою систематизації даних про відпрацьовування зближених пластів в умовах шахт Західного Донбасу і визначення на їх основі раціональних параметрів ведення очисних і підготовчих робіт, виконаний відповідний аналіз роботи шахт компанії.

У цей час у ВАТ «Павлоградвугілля» входять десять виробничих підприємств по видобутку вугілля: шахти: «Тернівська», «Степова», «Ювілейна», «Павлоградська», «Самарська», «Дніпровська», імені Героїв Космосу, «Західно-Донбаська», ім. М.І. Сташкова, «Благодатна».

2.4 Основні напрямки формування імітаційних моделей гірничого виробництва

Високопродуктивні шахти являють собою комплексно-комплексно-механізоване й автоматизоване підприємство більшої виробничої потужності з високим рівнем концентрації й інтенсифікації виробництва з безупинно (потоким) веденням гірничих робіт.

Аналіз роботи вуглевидобувних підприємств показує, що локальне, навіть саме істотне поліпшення одного з технологічних процесів не приводить до значного підвищення продуктивності праці робітника по шахті й ефективності виробництва.

Для ілюстрації цього положення приведемо вираження для визначення продуктивності праці робітника по видобутку P_{ui}

$$P_{ui} = \frac{1000}{T_{op} + T_{np} + T_{nt} + T_{pv} + T_{nn} + T_n},$$

де T_{op} , T_{np} , T_{nt} , T_{pv} , T_{nn} , T_n - трудомісткість відповідно на очисних і підготовчих роботах, на підземному транспорті, підтриманні й ремонті виробок і відкотних шляхів, інших підземних роботах і на поверхні шахти.

Аналізуючи це вираження, легко можна дійти до висновку, що навіть значне зниження трудомісткості робіт (в 10-20 разів) на одному з технологічних процесів не приведе до різкого підвищення продуктивності праці робіт з видобутку. Так, якщо $T_{op}=0$, то продуктивність праці робітника по видобутку виросте тільки в 1,43 рази.

Тому для створення висококомеханізованих шахт необхідний системний підхід до розробки технології робіт на шахті в цілому, тобто необхідно всі елементи гірничого виробництва і технологічного ланцюга шахти розглядати в їх гармонійному й оптимальному взаємозв'язку. Кожний окремий елемент системи або окремий процес як по технічному рівні, так і по параметрам повинен відповідати вимогам системи в цілому.

З огляду на те, що з моменту проектування до здачі шахти в експлуатацію проходить найчастіше 10 років і більше, а термін служби шахти становить 30-

40 років, при їх створенні необхідно передбачати застосування нової, прогресивної технології, а також ураховувати можливості подальшого технічного прогресу.

Основні напрямки й технічні рішення, що визначають прогрес технології й техніки підземної розробки вугільних родовищ зводяться до наступного:

- забезпечення високої продуктивності праці на всіх виробничих процесах і в цілому по шахті;

- концентрація й інтенсифікація робіт із забезпеченням високого навантаження на очисної вибій, виймальний ділянка, панель, обрій, шар, блок і шахту в цілому;

- застосування зроблених способів розкриття й підготовки шахтних полів, що передбачають ефективне використання капітальних вкладень і основних фондів;

- максимально можливе спрощення підземного технологічного ланцюга шахти, перехід до малоопераційних процесів і в тому числі шляхом виносу деяких робіт на поверхню;

- максимальне спрощення схем ведення гірничих робіт і схем провітрювання, а також зменшення обсягу підтримуємих виробок у шахті;

- широке використання стовпових систем розробки й технологічних схем виїмки самозарубуючимися комбайнами (стругами) з розділом лави у відповідних умовах на відокремлені провітрювані частини для забезпечення високого навантаження на очисний вибій по газовому фактору і умовам провітрювання;

- широке застосування комплексної дегазації пластів та вміщующих порід і виробленого простору ;

- застосування потокової технології з безперервним транспортом від вибою до збагачувальної фабрики;

- впровадження безперервного комбайнового способу проведення виробок і видачі з шахти гірської маси з наступним збагаченням на збагачувальній фабриці;

- забезпечення безремонтної підтримки гірничих виробок;
- широке застосування наукової організації праці, керування й планування виробництва;
- забезпечення високої якості й сортності вугілля;
- повсюдна примітка комплексної механізації й автоматизації процесів у шахті і на поверхні;
- забезпечення високої продуктивності і надійності машин й встаткування, що значно перевищує продуктивність кращих вітчизняних і закордонних зразків у розглянутих умовах;
- створення і впровадження допоміжного високопродуктивного транспорту для доставки людей, переміщення вантажів по горизонтальних і похилих виробках;
- використання перспективних високоякісних матеріалів;
- перехід на більше високу напругу їх систем електропостачання з випереджальним відключенням;
- забезпечення можливості модернізації основних технологічних ланок з мінімальними втратами часу й матеріальних засобів;
- застосування схем з відособленим веденням експлуатаційних і капітальних робіт шляхом підготовки нових блоків через стовбури, розташованих в цих блоках.
- забезпечення мінімально можливих строків будівництва шахти і здачі її в експлуатацію;
- забезпечення комфортних і безпечних умов праці.

Одним з важливих питань підземного видобутку вугілля є питання розміщення породи, одержуваної в основному при проведенні гірничих виробок.

У цей час намітилися дві основні схеми: видача породи із шахти і залишення породи в шахті.

На великих шахтах, питання, пов'язані з виїмкою породи і її розміщення, варто розглядати з інших позицій:

1. Необхідно прагне до максимально можливого скорочення кількості породи в шахті. Однак у, з урахуванням складних гірничо-геологічних умов (особливо Донецький басейн), розвиток техніки й технології уникнути цього не представляється можливим.

2. Селективна виїмка вугілля перебуває в стадії досліджень і в найближчому майбутньому можливо буде мати реальні рішення.

3. Роздільна виїмка вугілля і породи в порівнянні зі спільною виїмкою при проведенні підготовчих виробок ускладнює технологію робіт, зменшують швидкість ведення робіт, підвищує втрати вугілля, що добувається і збільшує трудомісткість робіт.

4. При комбайновому, найменш трудомісткому й потоковому способі проведення виробок, не існує реальних технічних рішень, що забезпечують ефективну роздільну виїмку вугілля і породи міцністю більш 8 по шкалі проф. М.М. Протод'яконова.

5. При поточковому транспортуванні роздільної видачі із шахти вугілля й породи вимагає значних додаткових витрат праці й засобів по транспорту і гірничим роботам і ускладнює технологію в шахті й на поверхні.

6. Залишення породи в шахті викликає організацію додаткового процесу, що також ускладнює технологію робіт і вимагає додаткових витрат.

7. З огляду на те, що добутий мехкомплексами вугілля, як правило, являє собою гірську масу зі значним змістом породи, а залишення породи, отриманої від проведення виробок не виключає необхідність збагачення. Тому залишення породи в шахті спричиняє, подвійні витрати: на закладку породи у виробки і на збагачення її.

8. Якщо взяти до уваги, що будь-який процес на поверхні (у цьому випадку відділення вугілля від породи) приблизно на порядок менш трудомісткий, чим у підземних умовах, і вимагає значних менших витрат, то на великих шахтах майбутній винос цього процесу на поверхню завжди буде виправданий. Необхідно враховувати і соціальне значення такого технічного рішення, тому що при цьому забезпечуються більше комфортні умови праці.

9. На попутну виїмку породи в шахті, що у певних гірничо-геологічних умовах є змушеною, затрачаються праця й матеріальні засоби. При залишенні породи в шахті до витрат на виїмку породи додаються витрати, пов'язані з розміщенням породи в шахті.

10. Якщо витрати на виїмку породи викликані технічною необхідністю, то друга частина витрат частина є «непридатною», тому що у нас є можливість створення виробництва по утилізації породи, отриманої в процесі збагачення гірської маси, і виробництва з її будівельних матеріалів. Створення такого виробництва дозволяє, з однієї сторони ліквідувати породні відвали на поверхні, з іншого боку - використовувати вимушено витрачені витрати праці й засобів на виїмку породи в шахті.

Вищенаведені положення варто застосовувати при проектуванні великих шахт із потоковою високопродуктивною технологією. При цьому найбільш ефективним рішенням є видача гірської маси в єдиному конвеєрному потоці на збагачувальну фабрику. Породу від збагачення варто утилізувати на спеціальному виробництві й використовувати для виробки з її будівельних матеріалів. (ДніпроДіпроШахт у 1984 році при проектуванні шахти «Саранська» в/о Карагандавугілля заклав ці рішення для виробництва цегли).

Які ж прогнози розвитку технології робіт на шахтах майбутнього?

На першому етапі проектуються моделі шахт із перспективою здійснення їх на практиці за 10-15 років. Розробка таких реальних моделей для різних представницьких умов басейнів і родовищ країни і є основною метою рішення проблеми створення шахт нового техніко-економічного рівня.

На другому етапі (15-30 років) залишиться загальний принцип підземної розробки з будівництвом шахт: видобуток вугілля буде вироблятися із застосуванням підземних видобувних машин і встаткування, однак передбачається широке використання в основному технологічному процесі хімічних, фізичних, гідравлічних, електричних, імпульсних, ядерних, хвильових, променевих та інших засобів. Технологічні процеси і планувальні рішення шахти, видимо, піддадуться значним змінам.

На третьому етапі (понад 30 років), мабуть, будуть розроблятися прогнози з більше глибокою перспективою по геотехнологічному способі підземної розробки пластів. Всі процеси по видобутку корисної копалини, в цьому випадку, будуть здійснюватися зі зміною агрегатного стану вугілля.

ВИСНОВКИ

1. Розробка імітаційного моделювання процесів видобування корисних копалин підземним способом базується безпосередньо на вдосконаленні технології відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів.

2. Довжина лави виймальної ділянки при проектуванні гірничих робіт приймається з умов технічних можливостей вибійного конвеєра. При цьому, для збільшення надійності скребкового конвеєра доцільно застосовувати навантажувальне резервування (установлювати додатковий двигун, більше міцний тяговий ланцюг). Такий привод буде мати значний резерв потужності, а тяговий ланцюг буде працювати з меншими напругами.

3. Довжину виймального стовпа варто приймати з розрахунку заданого ресурсу механізованого кріплення і експлуатаційної продуктивності виймального комплексу. Ресурс кріплення звичайно виражають календарним часом її роботи під навантаженням.

4. У випадку, якщо вантажопотік з лави більше прийомної здатності стрічкового конвеєра, то на їх стику варто встановлювати акумулюєму ємність. Геометричний обсяг бункера, залежить від нерівномірності вантажопотоку і прийомної здатності стрічкового конвеєра. Такий підхід забезпечить інтенсивне ритмічне відпрацювання виймального поля.

5. Матеріально технічне забезпечення виймально-транспортної системи будують на базі ресурсу кожного елемента, забезпечення заданої експлуатаційної продуктивності виймальної ділянки і підтримки її стабільності протягом усього строку відпрацювання виймального поля. Мінімізацію витрати запасних частин, витрат на ремонт і обслуговування, втрат видобутку

через аварії устаткування повинні забезпечувати централізовані регіональні склади матеріально-технічного забезпечення.

6. Виймально-транспортна система видобувний ділянки з погляду теорії надійності являє собою послідовний ланцюг підсистем кріплення - комбайн - скребковий конвеєр - кріплення сполучення - перевантажувач - бункер - стрічкові конвеєри. Надійність такої системи можна підвищити навантаженим резервуванням.

7. Роботи з підвищення надійності виймально-транспортного комплексу шляхом застосування більше надійних підсистем її складових потрібно проводити на стадії проектування гірничих робіт і встановлення розмірів виймального поля. Якщо ці роботи виконати при експлуатації, то підвищення капітальних витрат на модернізацію якоїсь підсистеми лягає на собівартість продукції. Підвищення надійності системи на стадії експлуатації приведе до прискорення відпрацьовування виймального поля і, як результат, до запасу моторесурсу механізованого кріплення. Це забезпечить мінімізацію складової матеріально-технічного забезпечення в структурі собівартості продукції виймальної ділянки.

3 РАНЖИРУВАННЯ ФАКТОРІВ У ПРОЦЕСІ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА І РОЗРОБКА ВИМОГ ДО СИСТЕМ АВТОМАТИЗОВАНОГО ПРОЕКТУВАННЯ ТА МОДЕЛЮВАННЯ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

3.1 Модель пріоритетності факторів у процесі інтенсифікації гірничого виробництва

Підвищення ефективності роботи шахт вимагає послідовного і економічно обґрунтованої комплексної зміни технології виїмки вугілля відповідно до можливостей очисних механізованих комплексів нового технічного рівня. Важливим напрямком збільшення економічних показників є вишукування внутрішніх резервів, від яких залежить кількість і якість вугілля, що добувається. Нарощування обсягів видобутку є першочерговим завданням вугільної промисловості України. Збільшення виробничої потужності шахт можливо двома шляхами: інтенсивним і екстенсивним.

Екстенсивний шлях розвитку має на увазі збільшення обсягів видобутку вугілля за рахунок кількості очисних вибоїв, але це вимагає істотних капітальних вкладень. Збільшується довжина гірничих виробок і експлуатаційні витрати на видобуток вугілля. Такий шлях розвитку є економічно не вигідним, якщо відбувається тільки чисельне збільшення лав без якісної зміни техніки й технологій видобутку.

Інтенсивний шлях розвитку передбачає впровадження очисних механізованих комплексів нового технічного рівня й удосконалювання технології виїмки. Найбільш істотними технологічними параметрами, які впливають на видобуток вугілля, є: швидкість руху вибою, виймальна потужність пласта, довжина лави і виймального стовпа. Зміна цих параметрів впливає на гірничотехнічну ситуацію шахти. Тому, прийняття рішень повинне бути засноване на аналізі конкретних гірничо-геологічних умов діючих шахт. Такий підхід гарантує адекватну зміну технологій виїмки вугілля на конкретну гірничо-геологічну ситуацію. В остаточному підсумку, інтенсивний шлях

розвитку приводить до зниження собівартості вугілля, строку окупності встаткування й збільшення рентабельності підприємства. Його впровадження неможливо без залучення нових наукових розробок, гірничої техніки нового рівня й коректування деяких технологічних ланок шахти.

Для ранжирування факторів у процесі інтенсифікації гірничого виробництва були внесені певні допущення, які стосуються технологій гірничого виробництва і фізичної зміни масиву гірських порід. Структурні зміни вугленосних відкладень визначають утворення полів напруг, які розподіляються по певній закономірності залежно від місця розташування об'єкта дослідження. Характер формування полів напруг добре вивчений і викладений у роботах [22, 23, 24, 25 та ін.]. У своїх дослідженнях ми використовуємо відомі постулати, на підставі яких була розроблена модель, основні положення якої наступні:

- структура Землі являє собою ізостатичний комплекс, що складається з окремих тектонічних блоків різного масштабу, обумовлених генезисом утворення, процеси які підкоряються законам коливального руху в механіку твердого тіла;

- граничні області полів напруг являють собою місця переходів протилежної активності, а зони висячих і лежачих боків від сместителя порід геологічного порушення являють собою поля відповідно підвищеного і зниженого гірського тиску;

- поширення геологічних порушень, які носять паралельний характер і обмежують область одного тектонічного блоку, є наслідком дії однотипних тектонічних сил;

- зона поширення крайових частин вугільного пласту має певну площу, що дає можливість при необхідності розбивати її на підблоки й окремі ділянки;

- для кожного блоку й підблока характерні закони збереження маси і енергії;

- кожний окремий блок являє собою автономну динамічну систему, що зв'язує молекули кристалічних ґрат силами пружності і здатну обмінюватися на границях будь-якими видами енергії.

З огляду на складність структурної будови масиву гірських порід, досить важко розробити універсальну модель і її теорію, яка б давала можливість аксіомно одержувати результати напруженого стану масиву гірських порід. Це відбувається через істотну варіацію факторів, що беруть участь у формуванні полів напруг. Їхнє взаємне об'єднання настільки складно, що практично врахувати пріоритетність причин структурної зміни гірського масиву в часі не представляється можливим.

Однак, до окремих характерних районів родовища, або для конкретних гірничо-геологічних умов можна розробити кілька практичних підходів досліджень, які давали б результати з певним ступенем наближеності. Практичне застосування методів прогнозу за допомогою наближень будівельної механіки дає можливість одержати тільки відносні результати напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

У пропонованій імітаційній моделі формування полів напруг щодо крайових частин вугільного пласту роблять наступні спрощення:

- головна вертикальна напруга σ_z діє перпендикулярно денної поверхні; головні горизонтальні напруги σ_x , σ_y – відповідно до паралельно статичній зоні блокоутворення й мегадеструктивному геологічному порушенню і паралельно динамічній зоні блокоутворення, або перпендикулярно мегадеструктивному геологічному порушенню;

- розподіл головних напруг у блоковій структурі істотно відрізняється від гіпотези А.Н. Динника [26], тому що коефіцієнт бічного розпору неоднаковий у горизонтальній площині і залежить від напрямку дії тектонічних сил складної динамічної системи;

- головні розрахункові нормальні і тангенціальні напруги в масиві гірських порід формуються навколо виробки (зони статичного блокоутворення), виникають у результаті вивільнення внутрішніх пружних сил

при перетворенні потенційної енергії пружної деформації в роботу з розширення мінеральної речовини в напрямку до центру підземної виробки;

- поблизу тектонічних блоків головні вертикальні і горизонтальні напруги σ_x , σ_y , σ_z , мають наступну залежність: $\sigma_x \neq \sigma_y \neq \sigma_z$, і виражаються через пріоритетні напруги σ_n . Вони мають пряму залежність від геометричних розмірів границь полів напруг і зв'язані між собою через переказний коефіцієнт K , що враховує внутрішні тектонічні сили й залежить від розташування досліджуваної ділянки в часі і просторі;

- пружні деформації $\varepsilon_{x(y)}$; $\varepsilon_{y(y)}$; $\varepsilon_{z(y)}$ по всім трьох осях мають різні значення.

Прийнята модель відбиває структуру тектонічної будови Львівсько-Волинського басейну й шахтних полів Західного Донбасу. Вона може використовуватися для визначення характеру поведження порід при переході очисними роботами з одного поля напруг в інше. Існуючі методи оцінки напружено-деформованого стану масиву не можна повністю застосувати до запропонованої моделі. Це вимагає доробку методів розрахунку для задоволення прийнятих допущень і можливості застосування їх у практичній діяльності на шахті.

Практична оцінка стану порід навколо виробки дається по деформації її контуру або переміщенням окремих пластів літологічної різниці в глибині масиву, а також по візуальним структурним змінам.

Виходячи зі складності визначення чисельних значень оцінки напружено-деформованого стану масиву і геометричних розмірів у роботі прийнятий комплексний метод. Він включає аналітичні визначення геометричних розмірів, лабораторні дослідження на еквівалентних матеріалах і натурні виміри проявів гірського тиску в шахтних умовах.

Такий підхід дає цілісну картину при виборі пріоритетності геомеханічного обґрунтування зміни стану масиву гірських порід при інтенсифікації очисних робіт при комплексно-механізованому видобутку тонких і вельми тонких вугільних пластів.

3.2 Модель послідовної системи

Нехай S є подія, що складається в тім, що система працює безвідмовно.

S_j ($j = 1, \dots, n$) – події, що складаються в справній роботі підсистем.

Припустимо, що система справна тільки тоді, коли справні всі підсистеми.

Модель послідовної системи записується в наступний вид

$$S = S_1 \wedge S_2 \wedge \dots \wedge S_n. \quad (3.1)$$

Звідси

$$P(S) = P(S_1 \wedge S_2 \wedge \dots \wedge S_n). \quad (3.2)$$

Якщо події S_j незалежні, то ймовірність безвідмовної роботи підраховують у такий спосіб

$$P(S) = \prod_{j=1}^n P(S_j) \quad (3.3)$$

У теорії надійності послідовних систем використовують “модель слабкої ланки”. Якщо відмови системи позначити F , то справедливо відношення

$$F = F_1 \vee F_2 \dots \vee F_n \quad (3.4)$$

Безліч подій F утримується в безлічі подій F_1 :

$$F \subset F_1 \quad (3.5)$$

Отже, події F і F_1 еквівалентні й мають ту саму ймовірність, тобто

$$P(F) = P(F_1). \quad (3.6)$$

При послідовній взаємодії підсистеми ймовірність безвідмовної її роботи буде

$$P_{\text{вс}} = \prod_{i=1}^n P_i, \quad (3.7)$$

де n - число підсистем;

P_i - ймовірність безвідмовної роботи i - тої підсистеми.

Ймовірність виникнення відмови

$$Q_{\text{вс}} = 1 - \prod_{i=1}^n P_i. \quad (3.8)$$

Час безвідмовної роботи системи

$$T_{\text{вс}} = \frac{1}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{T_i}}, \quad (3.9)$$

де T_i – час безвідмовної роботи i – тої підсистеми.

Коефіцієнт готовності виймально-транспортної системи буде дорівнює

$$k_{\text{гвс}} = k_{\text{гкр}} k_{\text{гкб}} k_{\text{гск}} k_{\text{гкс}} k_{\text{гпг}} k_{\text{гслк}} = \prod_{i=1}^n k_{\text{пi}}, \quad (3.10)$$

де $k_{\text{гкр}}$ $k_{\text{гкб}}$ $k_{\text{гск}}$ $k_{\text{гкс}}$ $k_{\text{гпг}}$ $k_{\text{гслк}}$ – коефіцієнти готовності підсистем відповідно: кріплення, комбайна, скребкового конвеєра, кріплення сполучення, перевантажувача, послідовного ланцюга стрічкових конвеєрів;

m – число стрічкових конвеєрів у ланцюзі.

$$k_{\text{гслм}} = k_{\text{глк}}^m \quad (3.11)$$

Коефіцієнт готовності підсистеми оцінюють по заданим наробітку на відмову T_i і часу відновлення відмови $T_{\text{Вi}}$.

$$k_{\text{пi}} = \frac{T_i}{T_i + T_{\text{Вi}}}. \quad (3.12)$$

3.3 Алгоритм визначення коефіцієнта готовності виймально-транспортної системи

Алгоритм розрахунку. Для кожної підсистеми визначають коефіцієнт готовності, потім знаходять коефіцієнт готовності всієї системи складає з n підсистем див. рис. 3.1.

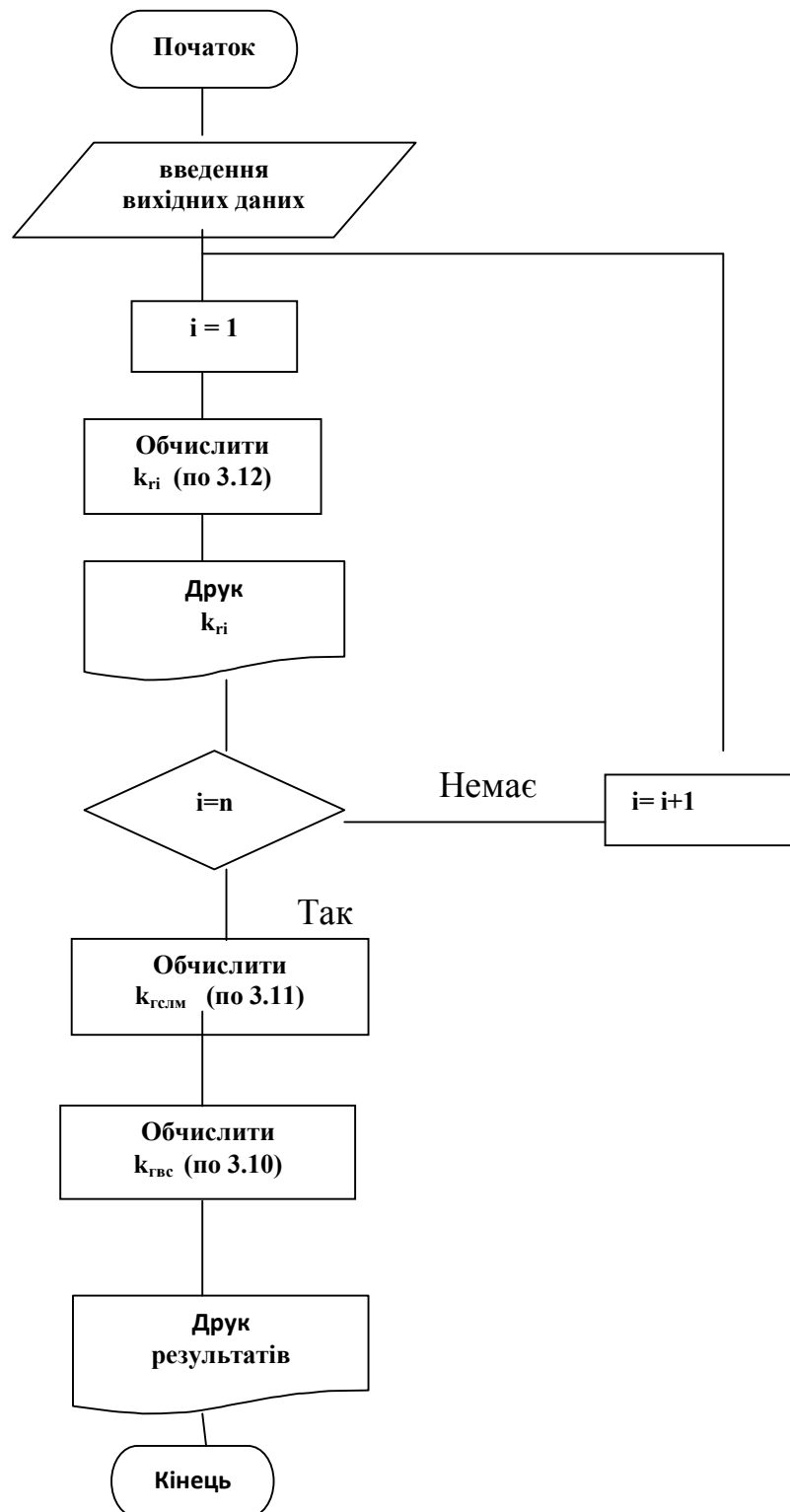


Рисунок 3.1 - Блок схема алгоритму розрахунку коефіцієнта готовності виймально-транспортної системи

3.4 Розрахунок необхідної кількості запасних частин

Відповідно до [27] для сукупності N однотипних елементів потік відмов описують вираженням для визначення середнього числа відмов

$$n_{\text{ср}} = \frac{Nt}{T_1}, \quad (3.13)$$

де t – розглянутий період експлуатації; T_1 – наробіток на відмову розглянутого елемента. Очевидно, що за час t число витрачених елементів буде дорівнювати числу відмов $n_{\text{ср}}$. У цьому випадку розподіл дискретної випадкової величини описується законом Пуассона:

$$P_z(t) = \frac{(Nt)^z}{T_1^z z!} e^{-\frac{Nt}{T_1}}, \quad (3.14)$$

де $z = 0, 1, 2, \dots, i, \dots, \infty$

За міжремонтний період виникнення відмови реально буде потрібно більше або менше число запасних елементів

$$Z_{\text{зср}} = \frac{Nt_{\text{мр}}}{T_1}. \quad (3.15)$$

У силу випадковості виникнення відмови реально буде потрібно більше або менше число запасних елементів.

При числі запасних елементів N_3 коефіцієнт запасу буде

$$k_3 = \frac{N_3}{Z_{\text{зср}}}. \quad (3.16)$$

Якщо $N_3 = Z_{\text{зср}}$, то потреба в запасних елементах буде задовольнятися з імовірністю 0,5, що явно недостатньо.

Імовірність того, що за міжремонтний наробіток $t_{\text{мр}}$ буде потрібно не більш ніж N_3 запасних елементів буде

$$P_{N_3}(t_{mp}) = e^{-\frac{N t_{mp}}{T_1}} \sum_{Z=0}^{N_3} \frac{(N t_{mp})^Z}{T_1^Z Z!}. \quad (3.17)$$

Ця ймовірність повинна бути не, менш нормативної, гарантованої ймовірності P_β , тоді буде

$$P_{N_3}(t_{mp}) = e^{-Z_{cp}} \sum_{Z=0}^{N_3} \frac{Z_{cp}^Z}{Z!} = P_\beta. \quad (3.18)$$

N_3 можна знайти з графіка рис.3.2.

Для забезпечення високої ймовірності ліквідації відмови гірської машини по факторі наявності запасних елементів наявності запасних елементів необхідно розраховувати кількість із деяким коефіцієнтом запасу

$$N_3 = k_3 Z_{cp}, \quad (3.19)$$

де
$$k_3 = \frac{N_3}{Z_{cp}} > 1. \quad (3.20)$$

Залежність коефіцієнта запасу k_3 від Z_{cp} і P_β наведені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Залежність коефіцієнта запасу k_3 від Z_{cp} і P_β

Параметр	Значення						
	1	2	3	4	5	6	7
Z_{cp}							
k_3 при $P_\beta = 0,9$	1.8	1.65	1.57	1.5	1.47	1.4	1.37
k_3 при $P_\beta = 0,95$	2.3	2.6	1.83	1.75	1.67	1.63	1.6

При забезпеченні запасу на більше число елементів і на більше тривалий строк коефіцієнт запасу зменшується (рис. 3.3). Економічно вигідно здобувати запасні елементи на всі однотипні машини, які експлуатують в об'єднанні.

Сумарне експлуатаційне споживання запасних елементів буде дорівнює

$$N_{зз} = N_3 + N_{p3} + N_{лр} + N_{пр}, \quad (2.21)$$

де число запасних елементів N_3 - для ліквідації відмов; N_{pz} - для регламентованих заміन; $N_{вр}$ - витрата при зберіганні; $N_{випр}$ - витрата через інші причини.

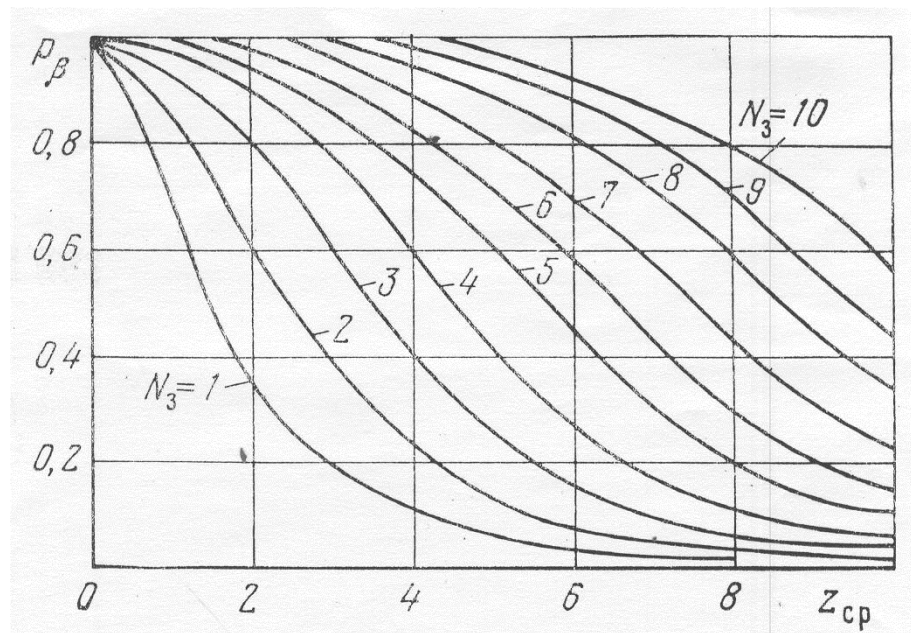


Рисунок 3.2 - Залежності гарантованої ймовірності забезпечення запасу елементів від середнього числа відмов при різних значеннях кількості запасних елементів

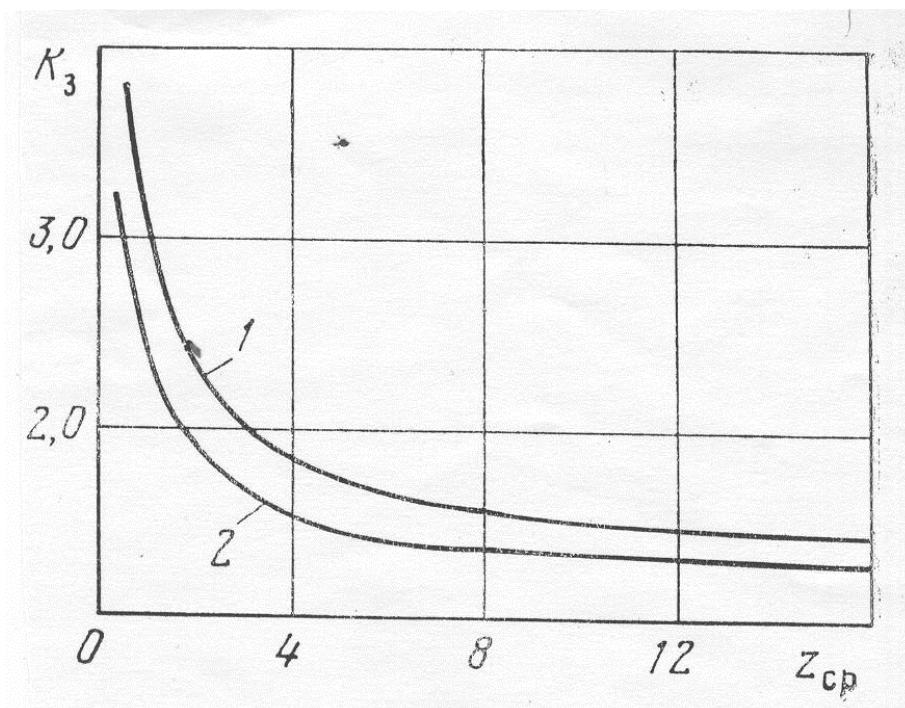


Рисунок 3.3 - Залежності коефіцієнта запасу елементів від середнього числа їхніх відмов: 1 - $P_\beta = 0,95$; 2 - $P_\beta = 0,9$

ВИСНОВКИ

1. Залучення у виробництво механізованих комплексів нового технічного рівня приводить до істотної зміни напружено-деформованого стану навколишніх порід у зоні впливу очисних вибоїв.

2. Динамічний розвиток гірничих робіт, наявність різноманітних геодинамічних полів напружень в анізотропному середовищі, варіація геологічної і структурної будови масиву на шляху просування очисного вибою приводить до необхідності внесення адекватних змін у технології видобутку вугілля й способи керування гірським тиском. Ефективність роботи механізованих комплексів залежить від своєчасної прогнозованої корекції технологічних параметрів і технічного состава, адекватної зміни геомеханічної ситуації на видобувній ділянці.

3. Маркшейдерська і геологічна служби шахт проводять прогноз стану гірського масиву, наявності зон тектонічної й техногенної напруженості, розвитку геологічних порушень і виконують моніторинг за проявами гірського тиску у виробках. Результати їх роботи служать вихідними даними для визначення технологічних параметрів очисного вибою, але не враховують технічне забезпечення добувних ділянок.

4. Динамічний розвиток гірничого машинобудування привів до того, що технічні характеристики механізованих комплексів, орієнтовані на середні показники поведження гірського масиву, недостатньо враховують часті зміни масиву. Складається ситуація, при якій технічна система механізованого очисного вибою працює окремо від гірського середовища. Це приводить до підвищеної металоємності устаткування, і як наслідок, до неефективного його використання.

5. Створення комп'ютерних імітаційних моделей усього комплексу шахти або її окремих структурних одиниць дає можливість ефективно управляти гірничим підприємством, вчасно вносити корективи в систему видобутку вугілля й керування гірським тиском.

4 ФОРМУВАННЯ КРИТЕРІЇВ ОЦІНКИ ТА ЇХ ВІЗУАЛЬНОГО ВІДОБРАЖЕННЯ ПРИ ПРОЕКТУВАННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

4.1 Загальна оцінка перспективності і прогресивності технологічних рішень

Оцінка прогресивності технічних рішень, прийнятих у технологічній моделі високопродуктивних шахт, визначається наступними критеріями:

- загальна оцінка здійснюється за допомогою критерію продуктивності праці робітника по видобутку шахти P_m , т/вих (т/міс), або трудомісткості робіт на 1000 т середньодобового видобутку шахти T_m , вих/1000т.

Крім того, для загальної оцінки нової технології служать:

- рівень технології шахти $P_{ш}$, дорівнює числу виходів робітників по видобутку, що доводяться на 1000 м² відпрацьованих в шахті площі пластів протягом доби, вих/1000м²;

- виробнича потужність $A_{ш}$, т/добу (млн.т/рік), що визначає рівень концентрації виробництва;

- навантаження на лаву A_l , т/добу;

- концентрація гірничих робіт $K_{г.р.}$, обумовлена загальним числом очисних вибоїв, що доводяться на 1000 т середньодобового видобутку по шахті;

- інтенсифікація гірничих робіт $I_{г.р.}$, рівна величині відпрацьованої площі, пластів у шахті в середньому за годину, що доводиться на один діючий очисної вибій, м²/год.

Технологія будь-якого виробництва і його модернізація оцінюються зниженням трудомісткості робіт при одночасному росту кількості випускаємої продукції. Отже, продуктивність праці або трудомісткість найбільш повно відбиває рівень технології виробництва в цілому і є інтегральним показником.

Рівень технології дозволяє оцінювати частку участі кожного технологічного процесу в загальному рівні технології робіт на шахті.

Рівень технології – це показник, що відбиває витрати праці по видобутку, які доводяться на 1000м^2 , відпрацьованих в шахті площі пластів на добу, або та ж трудомісткість робіт з видобутку, віднесений на 1000 т добового видобутку.

Виразення для визначення рівня технології шахти $I_{ш}$ має вигляд:

$$I_{ш} = \frac{1000N_{ш}}{S_{ш}} = \frac{1000N_{ш}m\gamma}{A_{ш}^c}, \text{ вих./1000т,}$$

де $N_{ш}$ – число виходів робітників шахти по видобутку в добу;

$S_{ш}$ – площа, відпрацьованих в шахті пластів протягом доби, м^2 ;

m – середня виймальна потужність пластів, м ;

γ – середня щільність вугілля, т/м^3 ;

$A_{ш}^c$ – середня виробнича потужність шахти, т .

Залежність рівня технології шахти $I_{ш}$ і трудомісткості робіт із шахти $T_{ш}$ від потужності наведена на рис. 4.1.

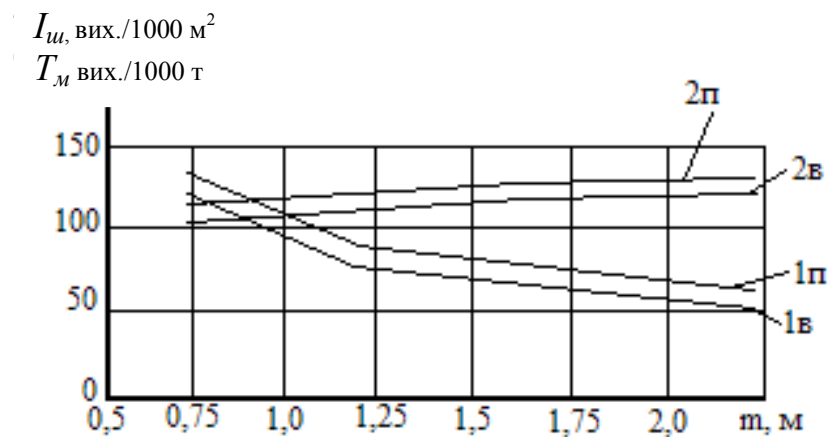


Рисунок 4.1 - Залежність рівня технології шахти $I_{ш}$ і трудомісткості робіт із шахти $T_{ш}$ від виймальної потужності пласта, т :

1-1- трудомісткість робіт на 1000 т вугілля, що добувається;

2-2- рівень технології на 1000 м^2 відпрацьованих в шахті площі пластів на добу (п-п- прямоточна схема провітрювання виймальних стовпів;

в-в- те ж при возвратоточній схемі провітрювання).

З рис. 4.1. можна зробити висновок, що на жаль витрати праці, незалежно від рівня технічного оснащення і організації робіт на шахтах, що розробляють могутніші шари, витрати на 1000 т добутого вугілля значно менше, ніж на шахтах, що розробляють тонкі шари (криві 1п і 1в).

Проведений аналіз показав, що в найближчу перспективу (10-15 років) рівень технології повинен відповідати витратам праці, рівним не більше 105-107 виходів на 1000 м² відпрацьованої площі пластів. При цьому найбільше поширення повинні одержати возвратоточні системи провітрювання (там, де це можливо).

Рівень концентрації робіт - важливий фактор, що визначає продуктивність праці й економічну ефективність виробництва. У вугільній промисловості поняття концентрації робіт складається із двох основних елементів: концентрації виробництва і концентрації гірничих робіт.

Від величини виробничої потужності шахти залежить загальна кількість підприємств, а отже, і концентрації виробництва в підприємствах гірничодобувного комплексу, басейнах і галузі в цілому. Зі збільшенням виробничої потужності шахти зменшується трудомісткість загально-шахтних робіт на поверхні, підйомі, головному водовідливі, магістральному транспорті по капітальним виробкам основного горизонту, обслуговування загально-шахтних машин і установок та ін. Як правило, у рівних умовах на великих шахтах, з порівнянні з невеликими, при однаковому рівні концентрації гірничих робіт продуктивність праці вище, а собівартість вугілля і наведені витрати нижче. Отже, і економічна ефективність цих шахт вище.

Якщо рівень концентрації виробництва виражається величиною виробничої потужності шахти, то за основний показник рівня концентрації гірничих робіт приймається загальне число очисних вибоїв, що доводяться на 1000 т середньодобового видобутку шахти.

Показник рівня концентрації гірських робіт складає:

$$K_{г.р.} = \frac{1000N_{оч}}{A_{ш}}, \text{ лав/1000т.доб.видобутку}$$

де $N_{оч}$ – загальне число очисних вибоїв у шахті;

$A_{ш}$ – середньодобовий видобуток шахти, т/добу.

На рис. 4.2 наведена залежність продуктивності праці робітника по видобутку від рівня концентрації гірничих робіт. Залежність має вигляд гіперболи і зі збільшенням концентрації гірничих робіт, тобто зі зменшенням загального числа очисних вибоїв на 1000 т добового видобутку на шахті, продуктивність праці робітника по видобутку росте.

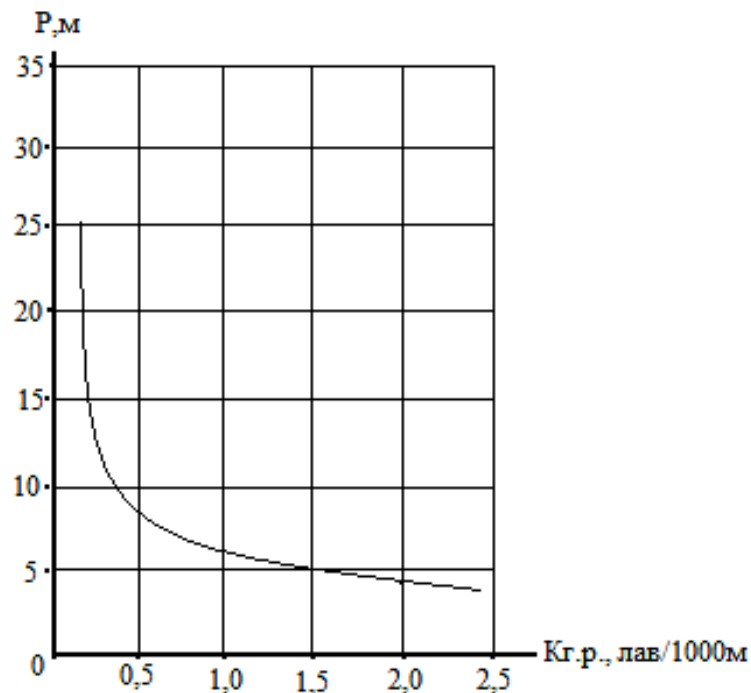


Рисунок 4.2 - Вплив рівня концентрації гірничих робіт $K_{г.р.}$ на продуктивність праці робітника по видобутку P

Рівень концентрації гірничих робіт залежить від: загального числа очисних і підготовчих вибоїв, числа панелей, що відпрацьовуються одночасно, блоків, пластів і горизонтів у шахтному полі, довжині гірничих виробок та інших технологічних процесів.

Отже, з підвищенням рівня концентрації гірничих робіт зменшуються питомі капітальні витрати, скорочуються витрати праці і засоби на підтримку гірничих виробок і, до деякої міри, на транспортування, що приводить в остаточному підсумку до зниження витрат праці і витрат по цим видам робіт.

Підвищення рівня концентрації гірничих робіт можливо тільки на базі росту навантаження на очисний вибій. Тому, навантаження на вибій є основним чинником, що забезпечує підвищення навантаження на панель, блок, пласт, горизонт і поліпшення ТЭП шахти.

Якщо поняття концентрації передбачає зосередження гірничих робіт у просторі, то інтенсифікація робіт припускає прискорення технологічного процесу видобутку вугілля в часі.

Як показник інтенсивності гірничих робіт $I_{г.р.}$ приймається величина відпрацьованої площі пластів у шахті в середньому за годину (добу), що доводиться на один діючий очисний вибій:

$$I_{г.р.} = \frac{A_m^c}{24N_{д.о.в.} m \gamma}, \text{ м}^2/\text{год (м}^2/\text{добу)},$$

де $I_{г.р.}$ – інтенсифікація гірничих робіт;

$N_{д.о.в.}$ – число діючих очисних вибоїв;

m – середня виймальна потужність пласта;

γ – об'ємна маса вугілля.

При порівнянні варіантів технологічних схем шахт або технології ведення очисних робіт в однакових гірничо-геологічних умовах інтенсифікацію можна оцінити швидкістю посування очисних вибоїв, середньодобовим видобутком вугілля в очисному вибої.

На рис. 4.3 показаний характер зміни продуктивності праці робітника по видобутку на шахті залежно від інтенсифікації для різних потужностей пластів. Як видно із графіків, зі збільшенням інтенсифікації, продуктивність праці робітника по видобутку підвищується. Причому функція росте швидше зі збільшенням потужності пласту.

Показники інтенсифікації й концентрації гірського виробництва є основними при імітаційному відтворенні технологічних процесів гірничого виробництва.

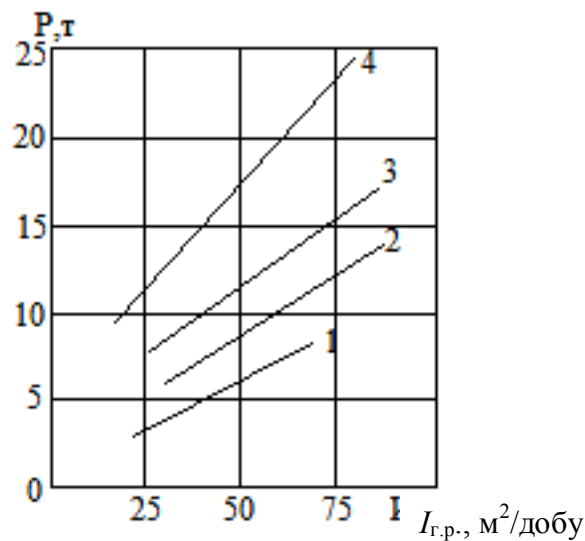


Рисунок 4.3 - Вплив рівня інтенсифікації гірничих робіт на продуктивність праці робітника по видобутку на 1 вихід для пластів потужністю:

1 – 0,7м; 2 – 1,2м; 3 – 1,6м; 4 – 2,2м

З ростом прийнятого показника інтенсифікації, за іншими рівними умовами, збільшується навантаження на очисний вибій, транспортні виробки й магістралі, з'являється необхідність у збільшенні швидкості проведення гірничих виробок, тобто інтенсифікуються всі підземні процеси, з'являється можливість скорочення очисних вибоїв і підвищення концентрації гірничих робіт або ж збільшення потужності шахти й інтенсифікації процесів на поверхні.

Як показник, що визначає технічний рівень способів розкриття і підготовки шахтного поля, прийняті питомі величини: довжина і обсяг виробок по розкриттю й підготовці шахтних полів віднесені на 1 погонний метр виробки 1 м² її поперечного перерізу з розрахунку 1000 м² відпрацьовуваних пластів.

Питомі довжина і обсяг гірничих виробок віднесені на 1000 т промислових запасів відповідно визначається:

$$L_z = \frac{1000L}{HBm\gamma c}, \text{ м}; \quad W_z = \frac{1000Q}{HBm\gamma c}, \text{ м},$$

де B - розмір шахтного поля по простяганню;

H - розмір шахтного поля по падінню;

L - загальна довжина гірничих виробок, проведених за весь термін служби шахти, м;

Q - обсяг гірничих виробок, проведених за весь термін служби;

L_z і W_z – довжина й обсяг гірничих виробок, м/1000т і м³/1000т;

c - коефіцієнт добування запасів.

З формул видно, що, якщо L , Q , H , B постійні, те шукані величини будуть залежати від m і γ , тобто L_z і W_z не будуть визначати технічний рівень способів розкриття й підготовки шахтного поля.

На рис. 4.4. наведені залежності довжини гірничих виробок по розкриттю й підготовці шахтних полів, проведених за весь термін служби шахти, на 1000м² відпрацьовувемих пластів.

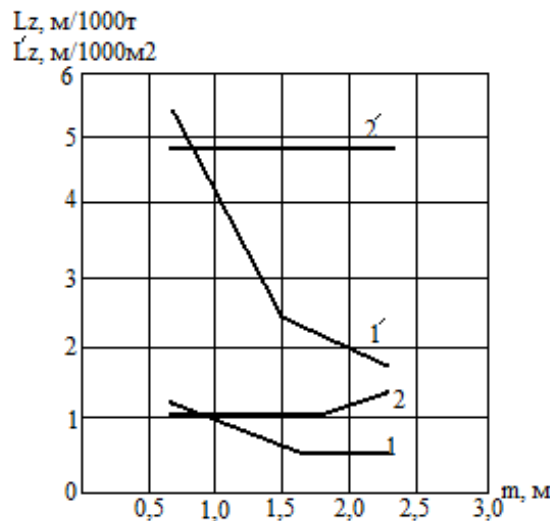


Рисунок 4.4 - Залежність довжини гірничих виробок по розкриттю й підготовці шахтного поля на 1000 т промислових запасів (1) і на 1000 м² відпрацьовувемих пластів (2), проведених за весь термін служби, від виймальної потужності пласту: 1 і 2 – по варіантам технологічних моделей;

1' і 2' - по варіантам базових моделей

Виходячи із графіків можна зробити висновок, що зі збільшенням потужності розроблювальних пластів питома довжина гірничих виробок на 1000 т промислових запасів зменшується. Питомі довжини виробок на 1000 м² відпрацьовуємої площі пластів в шахтному полі зі збільшенням потужності пласту для кожного типу умов його залягання перебувають на одному рівні й об'єктивно оцінюють рівень технічних рішень по способам розкриття й підготовки шахтних полів. Крім того, прийнятий показник дозволяє аналізувати зміни в технічних рішеннях по кожному способу розкриття й підготовки. Так, деяке збільшення питомої довжини виробок на 1000 м² для пластів потужністю 1,2 м у варіантах технологічних моделей шахти пояснюється необхідністю проведення додаткових капітальних підготовчих виробок для забезпечення добового навантаження на очисні вибої 2000 т за умовами провітрювання.

4.2 Визначення оптимальних параметрів очисного вибою

Оптимальними параметрами очисного вибою є довжина лави, швидкість її посування й навантаження на очисний вибій.

Оптимальні параметри очисного вибою визначаються за наступною методикою: визначення навантаження на очисної вибій.

1. Розраховується навантаження на лаву виходячи з фактору опіру вугілля різанню й перевіряється по газовому фактору:

$$A_1 = QTk_{pk}k_{mc}, \text{ т/добу,}$$

де Q - розрахункова продуктивність комбайна при заданому опорі вугілля різанню, т/хв.;

$T = 18 \text{ година} * 60 \text{ хв} = 1080 \text{ час}$ роботи лави, хв 3 зміни;

k_{pk} – коефіцієнт, який враховує ручне керування комбайном 0,8;

k_{mv} - коефіцієнт машинного часу 0,5

Перевірка за фактором провітрювання:

$$A_l = \frac{864VSdK_{ov}}{q_{уч}}, \quad \text{т/добу},$$

V - припустима швидкість руху повітря в лаві (не більше 4 м/с);

S - поперечний переріз простору лави, м²;

d - припустима концентрація метану (CH₄) у вихідному струмені з лави;

k_{ov} - коефіцієнт, враховуючий рух частини повітря по виробленому простору примикаючого до очисного.

q - відносна газомісткість ділянки , м³/т доб. вид.

Застосовується менше значення навантаження на лаву.

Прийняте значення навантаження на лаву повинне бути не менш величини наведеної в нормативах навантаження на лаву.

Визначення довжини лави

1. Визначаються витрати усередині лави на видобуток 1 т вугілля.

До них ставиться:

$$C_1 = \begin{cases} \text{А). зарплата} \\ \text{б). амортизація. обладнання} \\ \text{в). монтаж.и. демонтаж. обладнання} \\ \text{г). матеріали. і. електроенергія} \end{cases}$$

2. Визначаються витрати поза лавою на видобуток 1 т вугілля, до них

ставляться:

$$C_2 = \begin{cases} \text{а). проведення. і. підтримання. штреків} \\ \text{б). спорудження. приймально – відправних. майданчиків} \\ \text{в). транспортування. вантажів. по. штрекам} \end{cases}$$

C_3 - невраховані витрати

Складається вираження сумарних витрат на видобуток 1т вугілля у вигляді функцій від довжини лави:

Функція сумарних витрат має вигляд:

$$f(l) = \frac{c_1}{l} + c_2 l + c_3 \quad (\text{грн/т}),$$

продиференціюємо $\frac{\partial f(l)}{\partial l} = -\frac{c_1}{l^2} + c_2 = 0$

де l - довжина лави; C_1 - C_3 – числові коефіцієнти.

Їхня величина залежить від конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки.

Визначаються оптимальні значення довжини лави

З умов екстремума функції (3) виходить формула для визначення оптимальної довжини лави

$$l_{opt} = \left(\frac{c_1}{c_2} \right)^{0,5}$$

Оптимальна швидкість посування лави обчислюється

$$A_l = l_{opt} v_{opt} p c ,$$

де p - продуктивність пласту, т/м²; c - коефіцієнт добування вугілля

$$V_{opt} = \frac{A_1}{l_{opt} p c} , \text{ м/добу}$$

Визначення доцільних відстаней між дільничними і проміжними квершлагами

Характерне розташування виробок у даних умовах наведені на рис. 4.5. Проміжний квершлаг з'єднує два суміжних пласти. Дільничний квершлаг – групує крайні пласти.

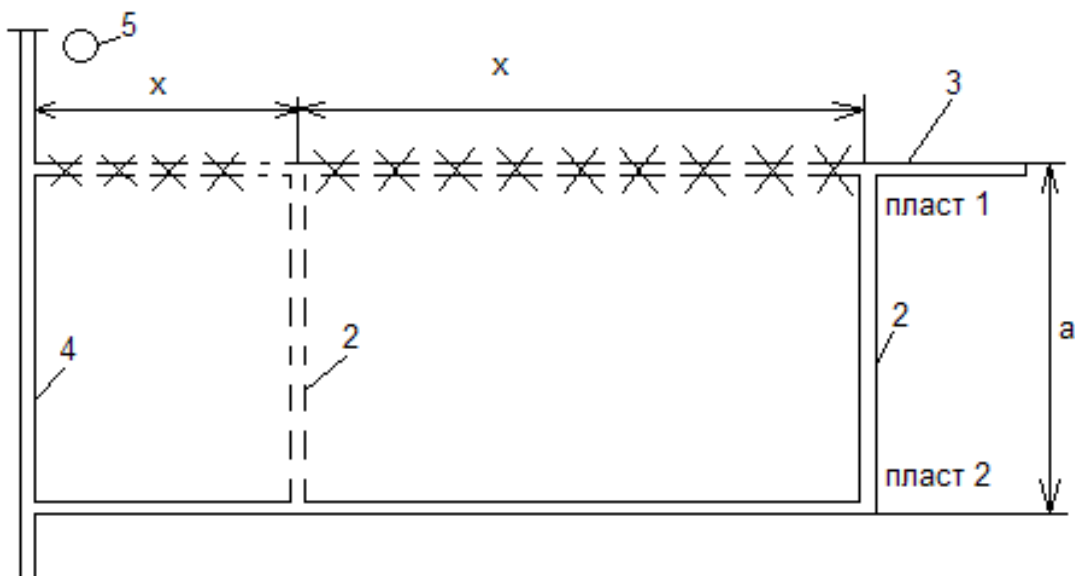


Рисунок 4.5 - Схема для визначення доцільних відстаней між дільничними і проміжними квершлагами

Вивід формули для найпростішого випадку при наступних допущеннях:

1. груповий штрек проведений по пласту чи прошарку або порожнім породам;
2. проводяться допоміжні проміжні квершлагги;
3. проводиться штрек по пласту 1;
4. проводиться поверховий квершлаг;
5. транспортування на головний стовбур.

Позначення (додаткові)

x - відстань між проміжними квершлаггами;

κ - витрати на проведення проміжного квершлагоу разом із закругленнями і сполученнями;

L - річне посування очисних і підготовчих робіт;

r - вартість підтримки 1 м відкотного штреку по пласту 1, грн/рік;

r' - вартість підтримки 1 м вентиляційного штреку по пласту 1, грн/рік;

l - кінцева довжина штреку;

t - час підтримки штреку на довжині 1, років.

Визначаємо витрати залежні від x .

На проведення проміжного квершлагоу (κ , грн) і підтримка штреків по пласту 1 на довжині x при вихідній формулі $\frac{rLt}{2}$, грн.:

- а). витрати на підтримку відкотного штреку по пласту 1;

$$\frac{rx \frac{x}{L}}{2} = \frac{rx^2}{2L}, \text{ грн}$$

- б) витрати на підтримку вентиляційного штреку;

$$\frac{r'x^2}{2L}, \text{ грн}$$

1. Сумарні витрати на підтримку штреків

$$\frac{(r + r')x^2}{2L},$$

2. Сумарні витрати, що залежать від x і віднесені до 1 м шуканої відстані виражається у вигляді функції

$$f(x) = \frac{c_1}{x} + \frac{c_2 x}{x} + c_3 \text{ грн/м,}$$

де $c_1 = k$; $c_2 = \frac{r+r'}{2L}$

c_3 - невраховані витрати

Замінімо умови мінімуму функції 1

$$\frac{\partial f(x)}{\partial x} = -\frac{c_1}{x^2} + c_2 = 0 \quad ,$$

одержимо

$$X_{opt} = \left(\frac{c_1}{c_2} \right)^{0.5}$$

$$X_{opt} = \left(\frac{2Lk}{r+r'} \right)^{0.5}$$

Випадок визначення X_{opt} для 2^x пластів розташованих з обох сторін від групового (пластового або польового штреку) наведений на рис. 4.6.

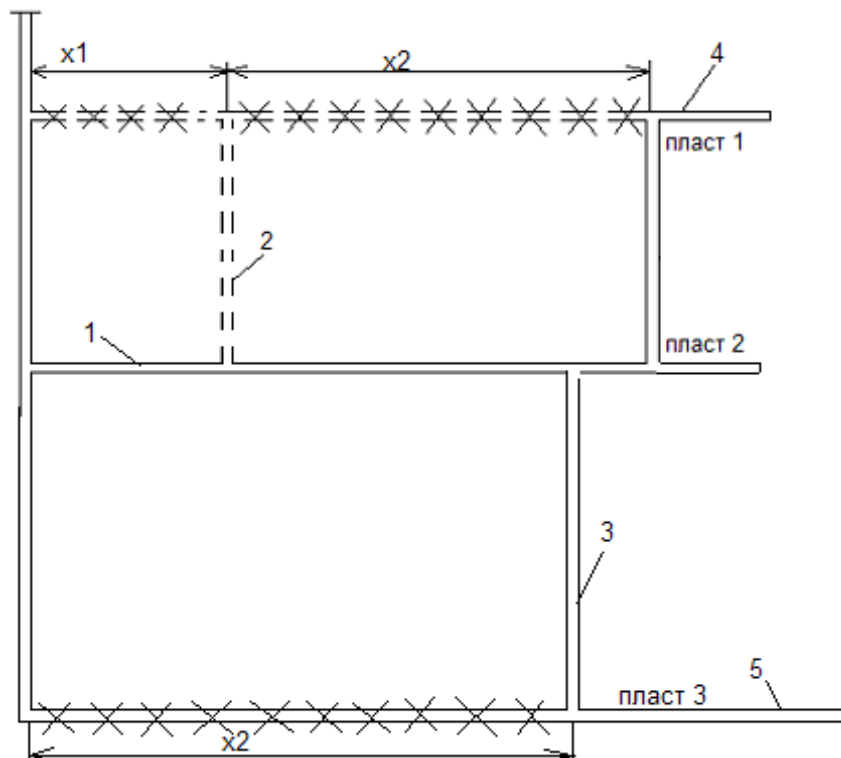


Рисунок 4.6 - Схема для визначення X_{opt} для 2^x пластів, розташованих з обох сторін від групового (пластового або польового штреку)

Розрахунки ведуться при наступних умовах.

1. Груповий штрек проведений по пласту чи прошарку або порожнім породам.
2. Проміжні квершлагів проведений для розробки пласту №1.
3. Проміжний квершлаг проведений для пласту №3.
4. Штрек проведений по шару №1.
5. Штрек проведений по шару №3.

При такій схемі відстань між промквершлагами для пластів 1 і 3 визначаються незалежно з раніше наведених формул.

Визначення відстаней між дільничними квершлагами для умов технологічної схеми, наведеної на рис. 4.7.

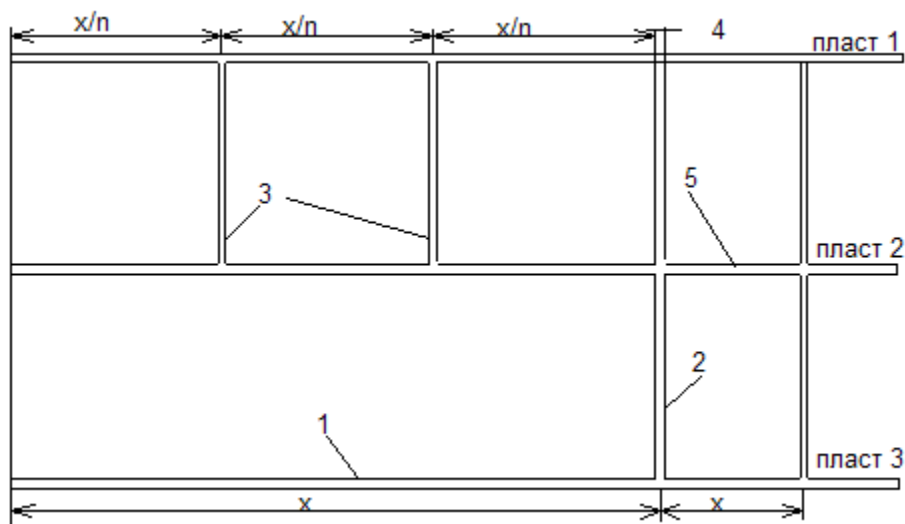


Рисунок 4.7 - Технологічна схема відпрацювання запасів із груповим штреком

Розрахунки ведуться при наступних умовах.

1. Груповий штрек проведений по пласту чи прошарку або порожнім породам.
2. Проводиться допоміжний дільничний квершлаг.
3. Проводиться проміжний квершлаг.
4. Проводиться штрек по пласту 1.

5. Проводиться штрек по пласту 2.

Вивід формули для визначення оптимальної відстані між дільничними квершлагами

1. Витрати на проведення квершлагів на відстань x

$$k_1 n + k_2, \text{ грн}$$

2. Витрати на підтримку штреків:

а). по пласту №1

$$\frac{n(r_1 + r_1') \frac{x}{n} \frac{x}{nL}}{2} = \frac{(r_1 + r_1') x^2}{2Ln}$$

б). по пласту №2 (на відстань x)

$$\frac{(r_2 + r_2') x^2}{2L}$$

$$\frac{(r_1 + r_1') x^2}{2Ln} + \frac{(r_2 + r_2') x^2}{2L}$$

Інші витрати не залежать від x і не враховуються.

3. Сумарні витрати віднесені до одиниці довжини x записуються у вигляді функції

$$f(x) = \frac{k_1 n + k_2}{x} + \frac{(r_1 + r_1') x}{2Ln} + \frac{(r_2 + r_2') x}{2L}$$

Запишемо необхідні умови функції $\min x$

$$\frac{\partial f(x)}{\partial x} = -\frac{k_1 n + k_2}{x^2} + \frac{r_1 + r_1'}{2Ln} + \frac{r_2 + r_2'}{2L} = 0$$

Звідси X_{opt} дорівнює

$$X_{opt} = \left[\frac{2L(k_1 n + k_2)}{\frac{r_1 + r_1'}{n} + r_2 + r_2'} \right]^{0.5}$$

Узагальнена формула для визначення відстані між дільничними квершлагами

$$X_{omn} = \left[\frac{2L \sum_{i=1}^n k_i n_i}{\sum_{i=1}^n \frac{r_i + r'_i}{n_i}} \right]^{0.5}$$

Послідовність рішення завдання.

1. Визначимо відстань між промквершлагами для пласта 1. Уважають, що пласт 1 групується на штрек пласта 2.

2. Визначимо відстань між промквершлагами. При цьому вважається, що шар 2 групується на штреку пласта 3 і т.д.

3. Узгоджуються розраховані відстані між промквершлагами таким чином, щоб вони були кратними один одного й відстані між дільничними квершлагами x і кратними x_1 . У результаті виходять цілі числа $n_1; n_2; \dots; n_n$

4. Визначимо відстані між дільничними квершлагами.

Відстань між проміжними й дільничними квершлагами при відкочуванні вантажів на передні квершлагаи.

При проведенні квершлагів поперед очисних вибоїв на відстань між квершлагами впливають витрати на підтримку штреків у період їхнього проведення й витрати на транспортування вантажів і закладного матеріалу.

З урахуванням цих витрат формула 3 приймає вид

$$X_{omn} = \left[\frac{Lk}{\sum r + \sum r' + Lhpc(q + q'z)} \right]^{0.5},$$

де $\sum r'$ - сумарна вартість підтримки 1м штреків відкотного горизонту в період їх проведення і експлуатації, грн/м рік;

$\sum r'$ - теж для вентиляційного горизонту;

h - похила висота поверху в м;

p - продуктивність пласту, сумарна т/м²;

c - коефіцієнт добування;

q - вартість транспортування 1 тонни вугілля, грн/т метр;

q' - теж для закладного матеріалу;

z - відношення маси закладки до маси корисної копалини, яка транспортується на відстань x

Формула (5) приймає вид

$$X_{opt} = \left[\frac{L \sum k_i n_i}{\sum \frac{r_i + r_i'}{n_i} + Lhc(q \sum \frac{p_i}{r_i} + q' \sum \frac{z p_i}{n_i})} \right]^{0.5}$$

Визначення оптимальної довжини виймальних стовпів

Схема розрахунку при погоризонтній підготовці наведена на рис. 4.8.

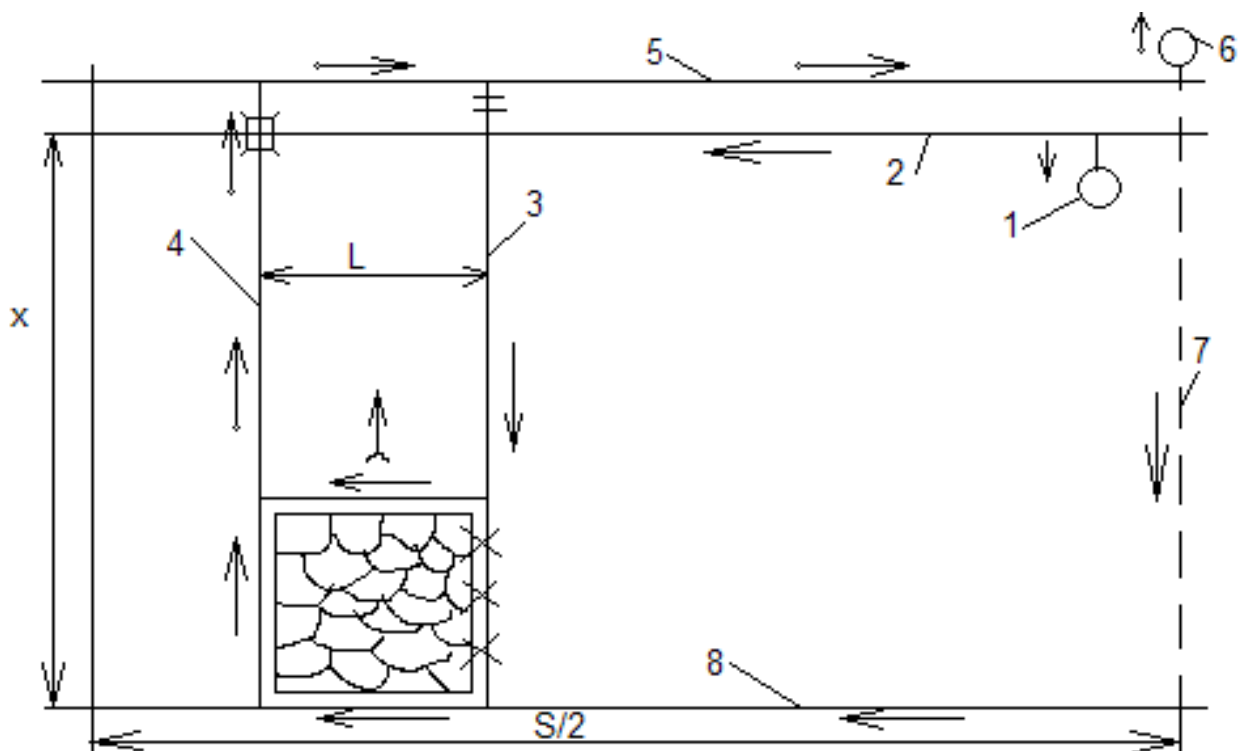


Рисунок 4.8 - Технологічна схема розташування виробок при погоризонтному способі підготовки: 1 – воздухоподаючий стовбур; 2 – головний відкотний штрек; 3 – конвеєрна дільнична виробка (конв. ходок); 4 – вентиляційний ходок; 5 – головний вентиляційний штрек; 6 – вентиляційний стовбур; 7 – капітальний квершлаг; 8 – дренажний штрек; x - довжина стовпів, L -довжина лави.

Визначимо вид формули для визначення X_{omm1} .

1. Витрати на проведення виробок залежних від x і витрати на монтаж і ремонт устаткування очисних вибоїв

$$K + M, \text{ грн}$$

2. Витрати на підтримку виробок

а). вентиляційної виробки $\left(\frac{r_1}{2L} + \frac{r_1'}{2L'} \right) x^2$, грн,

де L' - річне посування підготовчої виробки, м/добу;

б). конвеєрної виробки

$$\left(\frac{r_2}{2L} + \frac{r_2'}{2L'} \right) x^2, \text{ грн}$$

3. Витрати на транспортування вугілля і допоміжних вантажів у виймальних ходках

$$lpcq \frac{x}{2} = lpcq \frac{x^2}{2}$$

4. Сумарні витрати віднесених до 1 м шуканої відстані x

$$f(x) = \frac{c_1}{x} + c_2 x + c_3, \text{ грн/м,}$$

$$\text{де } c_1 = K + M; c_2 = N \left[\left(\frac{r_1 + r_2}{2L} + \frac{r_1' + r_2'}{2L'} \right) + \frac{lpcq}{2} \right]$$

N - загальне число збірних і бортових штреків (число стовпів)

$$N = l/l_{\text{лави}}$$

З необхідних умов екстремума (мінімуму) функції (1) вийде

$$X_{omm} = \left[\frac{2(K + M)}{N \left[\left(\frac{r_1 + r_2}{L} + \frac{r_1' + r_2'}{L'} \right) + lpcq \right]} \right]^{0.5}$$

4.3 Економічна оцінка підвищення надійності виймально-транспортної системи

Експлуатаційна продуктивність виймально-транспортного комплексу визначається теоретичною продуктивністю виймкової машини Q_T і коефіцієнтом безперервності експлуатації k_3

$$Q_3 = 360 k_3 Q_T, \text{ т/ч.}$$

У свою чергу коефіцієнт безперервності експлуатації визначається наступними величинами :

- коефіцієнтом готовності k_r ;
- коефіцієнтом досконалості схеми роботи k_c ;

коефіцієнтом , що враховує втрати часу по організаційно-експлуатаційних причинах k_{oe} ;

$$k_3 = \left(\frac{1}{k_r} + \frac{1}{k_c} + \frac{1}{k_{oe}} - 2 \right)^{-1}.$$

У структурі цього коефіцієнта надійність комплексу, виражена коефіцієнтом готовності k_r грає істотне значення.

Так, якщо при незмінних умовах експлуатації ($k_3 = 0,6$, $k_{oe} = 0,7$) збільшити надійність комплексу, піднявши його коефіцієнт готовності с $k_r=0,3$ до $k_r=0,6$, то це приведе до збільшення коефіцієнта безперервності з 0,226 до 0,364 , тобто він збільшиться в 1,6 рази.

При збільшенні показника надійності виймально-транспортної системи росте продуктивність виймальної ділянки, що при незмінному календарному часі роботи механізованого кріплення викликає збільшення довжини виймального поля. Очевидно, що підвищення надійності виймально-транспортної системи доцільно виконувати на стадії проектування гірничих робіт, тобто при визначенні розмірів виймального поля. У протилежному випадку підвищення надійності виймального комплексу приведе до неповного використання ресурсу механізованого кріплення, тобто виймкове поле буде швидше відпрацьовано , чим закінчиться ресурс кріплення. Залишковий її

ресурс не буде використаний, тому що він не буде достатнім для розвороту кріплення в новому виймальному полі.

Будь-яке збільшення показника надійності будь якої підсистеми (комбайн, скребковий конвеєр і т.п.) у процесі її експлуатації шляхом її заміни на більш надійну зажадає додаткових капітальних витрат, які ляжуть на собівартість вугілля. Крім того, збільшення продуктивності виймального комплексу спричинить більш швидке відпрацьовування виймального поля, що не дозволить використовувати повністю ресурс кріплення. Витрати через неповне використання ресурсу кріплення також ляжуть на собівартість вугілля.

Рівень надійності виймально-транспортної системи варто задавати в процесі проектування гірничих робіт шляхом використання підсистем її складових з найбільш високим показником надійності, використання навантаженого резерву, організації планово-попереджувальних ремонтів. У процесі експлуатації варто забезпечувати проектні показники надійності системи відповідним технічним обслуговуванням і ремонтами.

5 СТВОРЕННЯ СПОСОБІВ ОБМІНУ ІНФОРМАЦІЄЮ МІЖ СИСТЕМАМИ АВТОМАТИЗОВАНОГО ПРОЕКТУВАННЯ ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

Застосування імітаційного моделювання в умовах сучасної шахти ґрунтується на симуляційному відтворенні усіх її якісних і кількісних характеристик: типу і структури шахти; технології видобування; схеми розкриття шахтного поля; схеми підготовки шахти або частин шахтних полів; системи розробки; послідовності відпрацьовування пластів; календарного плану виймання запасів; виду підземного транспорту; схеми й способу провітрювання шахти; числа блоків шахтного поля в одночасній роботі; числа горизонтів, поверхів, панелей у шахтному полі і порядок їх відпрацювання; число виймальних полів у поверсі, на горизонті; числа одночасно розроблювальних пластів; кількості очисних вибоїв; числа робочих днів у році, видобувних змін на добу, числа годин роботи у зміну; розмірів шахтних полів і блоків; розмірів горизонтів, поверхів, панелей, виїмкових полів; довжини лав й виїмкових стовпів; швидкості посування очисних вибоїв; навантаження на очисні вибої, поверхи, панелі, блоки; потужність шахти; площі перетинів виробок тощо.

Загальний підхід до вибору параметрів і елементів шахт полягає в тому, що на початку попередньо планується значення й характеристики параметрів шахти, а потім ці значення й характеристики послідовно уточнюються на основі розрахунків і взаємного ув'язування.

Деякі параметри, схеми й рішення можуть бути однозначно визначені природними або гірничотехнічними умовами. Такі параметри, схеми й рішення встановлюються у першу чергу.

Якщо можливі різні значення параметрів і різні рішення, то виділяються варіанти, які оцінюються за прийнятими критеріями ефективності. Обрані зрівнюють на основі техніко-економічного аналізу параметри шахти та уточнюють в процесі імітаційного відтворення.

Усі ці процеси логічно пов'язуються у системі автоматизованого контролю гірничого підприємства (рис. 5.1), що дозволяє системно аналізувати стан шахти і вносити необхідні корективи під час експлуатації запасів.

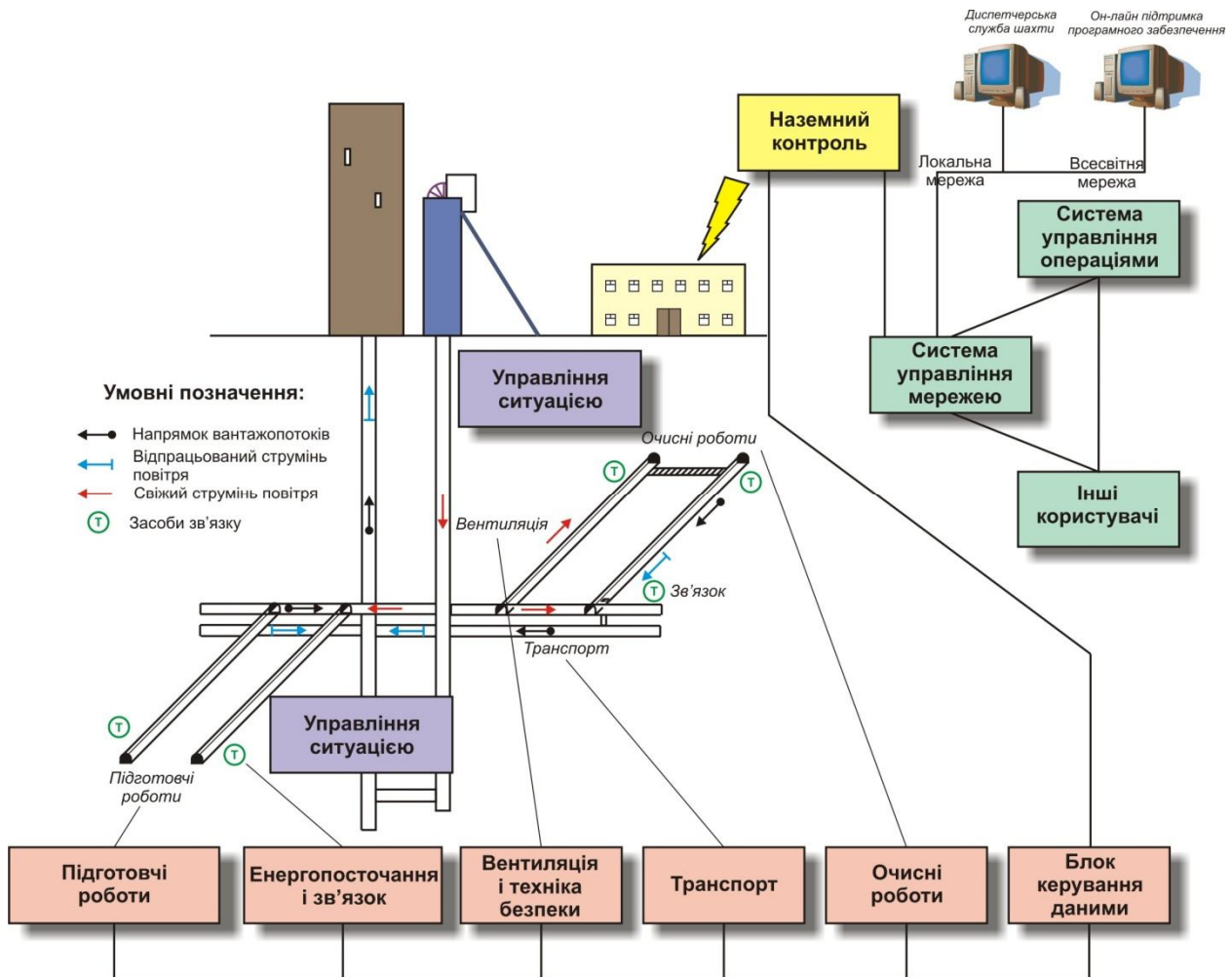


Рисунок 5.1 - Система автоматизованого контролю гірничого підприємства

Створення імітаційної моделі усєї шахти в приведених обсягах вимагає не лише великих зусиль на рівні розвинутої структури програмістів, але й високих системних можливостей програмного забезпечення. Такі можливості дають скажімо визнані на світовому ринку програмні пакети для гірництва типу «Surpack», «Minex» та інші.

Тому при проектуванні такої складної інформаційної системи пропонується розбивати її на складові, кожна з яких розглядається окремо.

Можливі два різні способи такого розбиття на підсистеми: структурне (або функціональне) розбиття і об'єктна (компонентна) декомпозиція.

Сутність функціонального розбиття складається із системи «програма розрахунку – варіативні вихідні дані – алгоритми виконання дій – бази даних».

При функціональній декомпозиції програмної системи її структура може бути описана блок-схемами, вузлами яких є “центри обробки” (функції), а зв'язки між вузлами описують переміщення даних.

Об'єктний поділ системи ще називають компонентним, що знайшло віддзеркалення в спеціальному терміні: "розробка, заснована на компонентах". При цьому використовується інший принцип декомпозиції - система розбивається на “активну суть” – об'єкти або компоненти, які взаємодіють один з одним, обмінюючись повідомленнями і виступаючи один до одного у відношенні «клієнт – сервер». У якості сервера може слугувати диспетчерська служба шахти чи он-лайн підтримка інформаційного продукту його виробниками через усесвітню мережу Інтернет. Повідомлення, які може приймати об'єкт, визначені у його інтерфейсі. У цьому сенсі посилка повідомлення «об'єкту – сервера» еквівалентна виклику відповідного методу об'єкту.

Якщо при проектуванні інформаційна система розбивається на об'єкти (компоненти), то UML-діаграма може бути використана для її візуального моделювання. Якщо використовується функціональна декомпозиція системи, тоді вона не потрібна, і варто використовувати інші (структурні) підходи.

Тому пропонується скупчитися на системі «очисні роботи», тобто зійти на рівень симуляції очисної дільниці: очисний вибій, підготовчі виробки, сполуки лави зі штреками та літологічна будова бічних порід.

Для цієї системи вихідними даними для моделювання є два основні чинники – гірничо-геологічна будова вуглевміщуючої товщі виймального стовпа та технікотехнологічна ситуація у лаві та у оточуючих підготовчих виробках.

Літологічна різниця закладається за допомогою відображення площин поділу за нашаруванням порід. Для цього вводяться точки за лініями перетину площин розшарування із дільничними штреками (рис. 5.2). Перепад точок у вертикальній площині (U) по довжині виймального стовпа (L) описується за допомогою «м'яких» математичних моделей у вигляді кривих різних порядків:

$$U = f(L).$$

За отриманими по двох виймальних штреках (бортовому та конвеєрному) формується геологічна будова гірського масиву. Вона коректується за допомогою підключення до моделювання даних із розвідувальних свердловин, що містяться у межах розглянутого виймального стовпа.

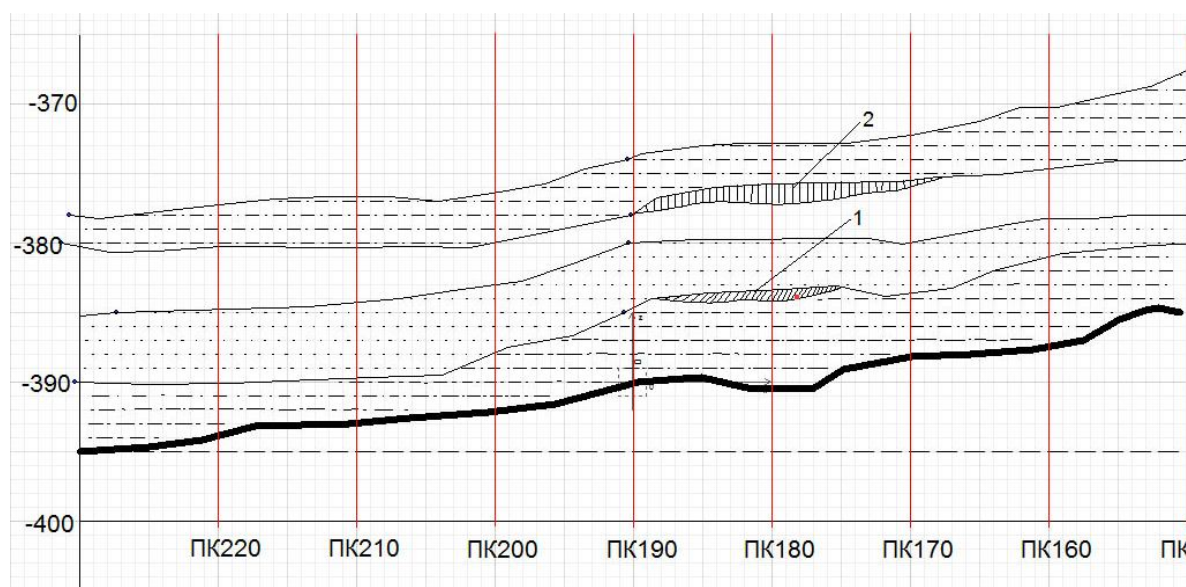


Рисунок 5.2. - Поперечний переріз геологічної товщі за одним із дільничних штреків

Геологічні порушення, складність будови, порідні включення приводять до дуже складного математичного механізму введення вхідних даних і побудови за рівняннями геологічної різниці масиву. Тому автори пропонують вводити дані вручну. У такому випадку, згладжуються різні зміни у геологічній будові вуглевміщуючої товщі. Таким чином, можна досить детально відобразити різкі зміни у геологічній будові масиву. Цьому також сприяє програмне забезпечення, що застосовується до відтворення графічних об'єктів інтерполяції ліній, побудови ізогіпс тощо.

6 ВИЗНАЧЕННЯ ПІДПОРЯДКОВАНІСТІ СИСТЕМ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА ТА РОЗРОБКА СХЕМИ РУХУ ЗАПАСІВ ПО ШАХТІ

Інвестиційні вливання без істотних змін технологій гірничих робіт і технічного забезпечення видобутку вугілля безперспективні. Розроблена технологічна схема руху запасів по шахтах вугледобувних компаній ВАТ «Павлоградвугілля» та «Львів вугілля» (рис. 6.1) дає можливість встановлення «вузьких місць» і усунення їх.

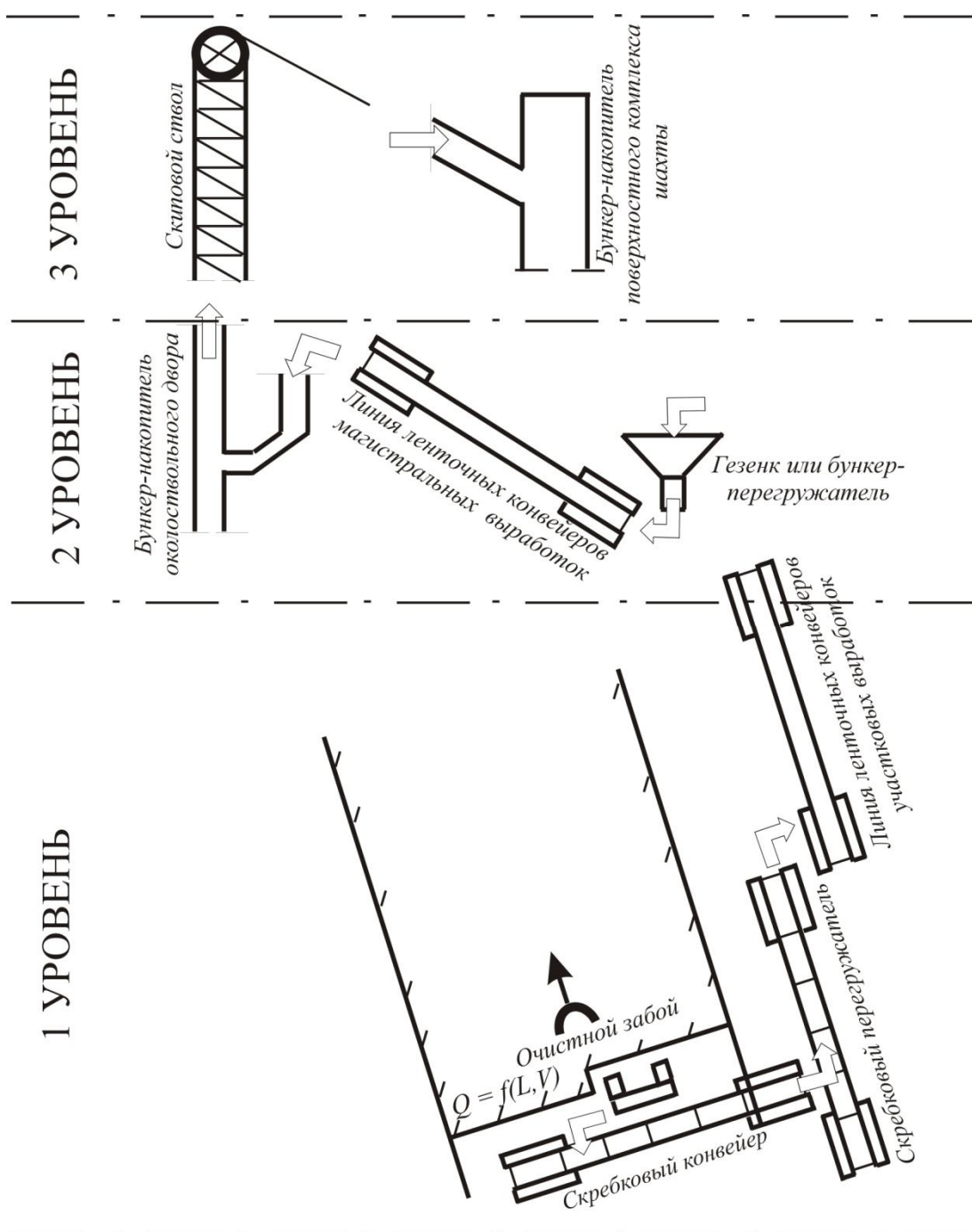


Рисунок 6.1 - Технологічна схема руху запасів по шахті

Автори всю технологічну схему виробництва вугілля розбивають на три умовні групи (рівні):

- очисний вибій і виїмковий стовп;
- транспортна магістраль шахти;
- підйом і поверхневий комплекс.

При аналізі першого рівня технологічної схеми, з проблемами, що найчастіше зустрічаються при нарощуванні об'ємів видобутку, є наступні гірничо-геологічні умови і технологічні процеси:

- великий термін виконання і невідповідність технічним схемам, закладеним нормативною документацією, виконання монтажно-демонтажних робіт;
- робота очисних вибоїв в зонах природного і техногенного підвищеного гірничого тиску і геологічних порушень;
- відсутність науково-технічних обґрунтувань технологічних схем, направлених на нарощування об'ємів видобутку вугілля, стосовно конкретних гірничо-геологічних умов.

Серед висловлених проблем, найважливішим є рішення питань, пов'язаних із зміною технологій видобутку вугілля і концентрації очисних робіт. Даний напрям розв'язується шляхом збільшення довжини очисних вибоїв і темпів посування лав. Виникає необхідність перегляду підходів до підготовки виїмкових ділянок. Неприпустимо застосування виїмкових стовпів завдовжки 1000 – 1500 м. Ця величина повинна відповідати технічному зносу механізованих комплексів до проведення капітальних ремонтів, з видачею конструктивних елементів на поверхню. При сучасному технічному оснащенні видобувних робіт, ця величина повинна складати 2000 – 3000 м.

Перспективним є також створення спеціалізованих підземних майстерень, які виконували б не тільки правку мелкогабарітних елементів гірничого виробництва, але і рихтування секцій механізованих комплексів без видачі на поверхню.

Основними стримуючими чинниками при збільшенні об'ємів видобутку вугілля є невідповідні транспортне оснащення очисних вибоїв, підвищене газовиділення в гірничі виробки і збільшення проявів гірського тиску.

Дослідження переміщень бічних порід в очисних вибоях показали, що збільшення довжини лави до 250 – 300 м, практично не погіршить напружено-деформований стан гірського масиву і не матиме негативного впливу на кріплення підготовчих і очисних виробок. Короткострокова зупинка видобування приводить до розвантаження напруг в покрівлі та подошві і, відповідно, підвищеним переміщенням бічних порід. Тому, необхідно не допускати навіть тимчасових зупинок очисного вибою. Це здійснюється шляхом застосування високоякісної техніки в безремонтному режимі. Проблема вибійного транспорту також розв'язана. Вітчизняною і зарубіжною промисловістю в області гірничого устаткування розроблений ряд високопродуктивних скребкових конвеєрів, які сумісні з новими механізованими кріпленнями типа Д-90 і Д-99.

Примусова зупинка вибою допускається при розвантаженні гірського масиву і зависанні порід на тривалі відстані. Поточний ремонт конструктивних елементів механізованого комплексу проводиться в міру необхідності, в будь-яку зміну.

Проблему вентиляції пропонується вирішувати шляхом нормативного заставляння в технологічні схеми застосування свердловин дегазації з примусовим відсмоктуванням газу метану. Відстань між свердловинами складає 20 – 40 м залежно від конкретних гірничо-геологічних умов.

Впровадження сучасних механізованих комплексів, направлених на підвищення видобутку вугілля і розробка технологічних схем максимального використання гірничого устаткування є основною науково-технічною задачею першого рівня.

Другий рівень технологічної схеми відрізняється відносною стабільністю. Для транспортування корисних копалин по гірничих виробках здійснена повна конвеєризація. Завантаженість магістральних конвеєрних ліній складає 30 – 40 .

Зростання об'ємів видобутку не викликає необхідності переобладнання транспортних систем шахти. На цьому рівні основною проблемою є зниження якості вугілля за рахунок змішування вантажопотоків. Тому повинно вироблятися обов'язкове розділення переміщення вугілля і породи по гірничим виробкам. Технологічні схеми транспорту шахт ВАТ «Павлоградвугілля» мають на увазі повну конвеєризацію вуглепотока і застосування локомотивної откати породи від проведення підготовчих виробок. Тому, важливим є дотримання організації праці з боку обслуговуючого персоналу.

Відношення робітників до виконання виробничих процесів на всіх трьох рівнях технологічної схеми є однією з важливих проблем гірничого виробництва. Соціальні перетворення в середовищі шахтарів напряду залежать від об'ємів видобутку вугілля. Новий тип світогляду формується у гірників при збільшенні видобутку вугілля. Так, наприклад, на шахті «ім. Героїв Космосу», лава 1039 при збільшенні видобування до рівня 1100 т/сут, робітники очисних вибоїв підтримують високий рівень дисципліни.

Заощадження якості видобутого вугілля і виключення його втрат при транспортуванні по магістральних виробках є основною науково-технічною задачею другого рівня.

Пропускна спроможність підйому також не є стримуючим чинником при збільшенні видобутку вугілля. Правилами техніки безпеки закладено щодобовий огляд складових частин підйому. Даний захід проводиться в ремонтно-підготовчу зміну, що викликає необхідність зупинки очисних і підготовчих робіт. Пропонується створення акумулюючих місткостей в околоствольном дворі для створення поточної технології.

У НГУ розроблений ряд технологій направлених на зниження зольності вугілля. Вони достатньо прості і легко осуществіми в обмежених умовах шахт. Одним з пріоритетних напрямів є сухе збагачення вугілля. Воно виробляється на невеликих відстанях і може бути реалізоване в будь-якій гірничий виробці з площею поперечного перетину більше 13,7 м². Фактично, застосування даного методу збагачення в підземних гірничих виробках, дає можливість присікати

бічні породи до 50% від потужності пласта, без втрати якості продукції. При цьому розв'язується проблема вентиляції очисних вибоїв за рахунок збільшення поперечного перетину очисних вибоїв.

Поліпшення якості вугілля, і створення безперебійної системи видобутку вугілля – основна науково-технічною задача третього рівня.

Узагальнені результати аналізу всіх рівнів технологічної схеми і шляху реалізації запропонованих заходів зведені в таблиці 6.1.

Практична реалізація розробок знайшла віддзеркалення в роботі шахти «ім. Героїв Космосу». Технологічна схема руху запасів (рис. 6.2) дає можливість виявляти «вузькі місця» виробництва і успішно вирішувати задачі направлені на збільшення об'ємів видобутку вугілля.

Виходячи з технологічної схеми, реструктуризація шахти направлена на збільшення об'ємів вугілля, що видобувається, повинна торкатися перетворень схеми очисного вибою. Проведені розрахунки проводили облік зміни технологічних параметрів видобування при застосуванні комплексу нового рівня КД-99 і комбайна КА-80. У основу досліджень закладене визначення енерговитрат на руйнування масиву комбайном при різній потужності притинання порід кривлі для довжин лави 250 і 300 м. Динаміка енерговитрат в очисному вибої, переваги і недоліки порівняно з існуючою технологією видобутку вугілля приведені в табл. 6.2.

Таблиця 6.1 - Результати аналізу всіх рівнів технологічної схеми руху запасів по шахті

Рівень	Назва	Напрямок розвитку	«Вузьке місце»	Шляхи реалізації
1	Очисний забій і виїмковий стовп	Збільшення об'ємів видобутку	<ul style="list-style-type: none"> - довжина лави; - швидкість посування очисного забою; - короткі виїмкові стовпи; - зони ПГД і геологічних порушень; - підвищене газовиділення - організація праці. 	Науково-технічне обґрунтування технологічних схем, направлених на збільшення довжини лави, темпів посування очисних забоїв і зниження частки підготовчих робіт. Впровадження відповідної сучасної гірничодобувної техніки Застосування попередньої дегазації, притне порід кривлі, проведення виробок різного поперечного перетину
2	Транспортна магістраль шахти	Зменшення втрат і поліпшення якості вугілля	<ul style="list-style-type: none"> - загальні вантажні потоки; - невідповідні схеми транспорту; - організація праці. 	Розробка технологічних схем транспорту з розділенням порідного і вугільного потоків.
3	Підйом і поверхневий комплекс	Збільшення місткостей для зберігання вугілля, і поліпшення якості видаваної продукції	<ul style="list-style-type: none"> - відсутність акумулюючих місткостей під землею; - відсутність технологій збагачення і підвищення якості вугілля в підземних умовах. 	Створення додаткових місткостей для тривалої акумуляції здобутого вугілля. Розробка і впровадження технологій збагачення вугілля під землею.

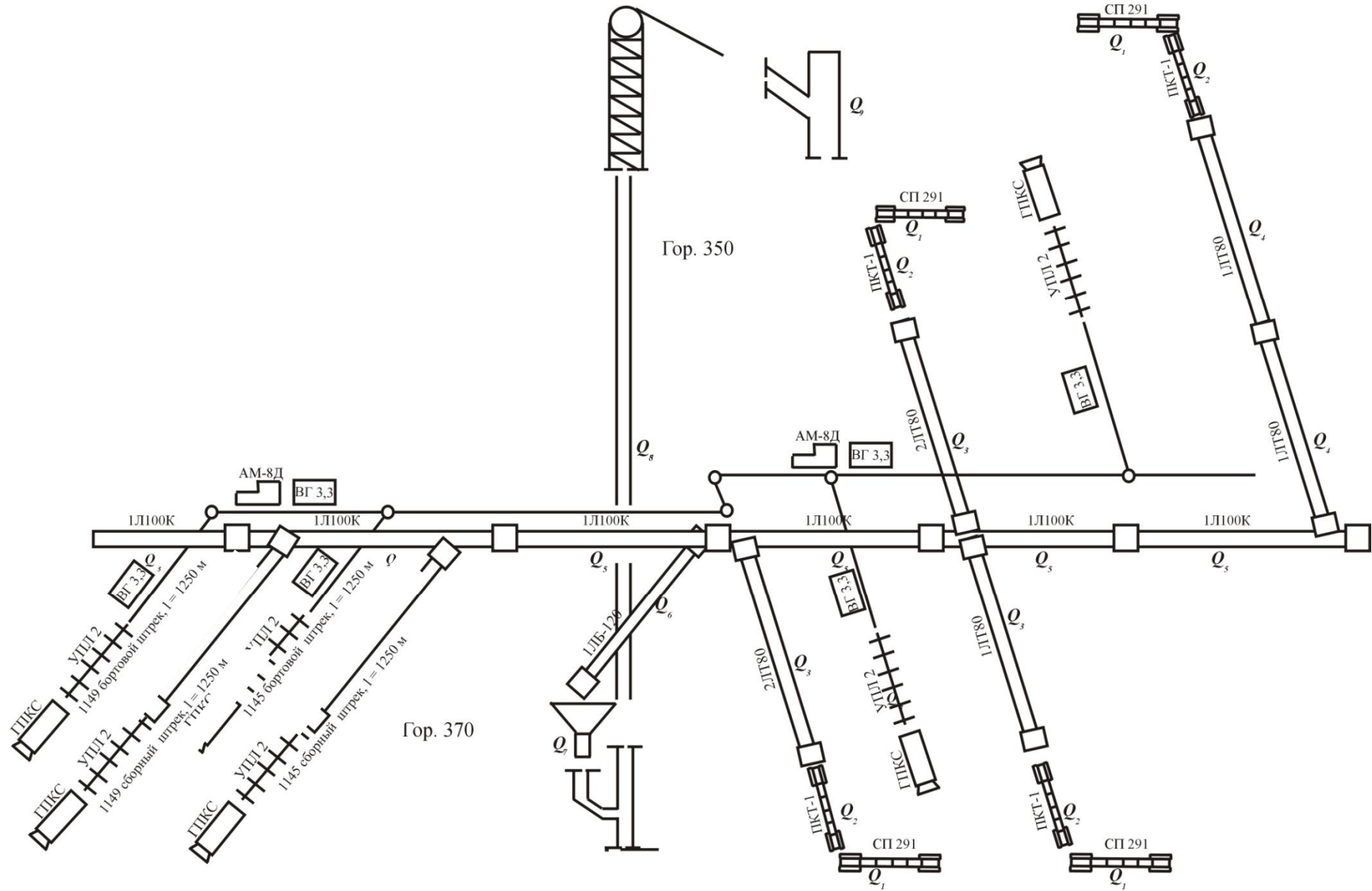


Рисунок. 6.2 - Технологічна схема руху запасів по шахті «ім. Героїв Космосу».

Таблиця 6.2 - Динаміка зміни енерговитрат в очисному забої при різних схемах ведення очисних робіт шахти ним. Героїв Космосу

Схема	Устаткування	Питомі енерговитрати на руйнування вугілля (породи) кВт/т	Умовна собівартість вугілля по елементу електроенергія, %.	Переваги	Недоліки
1. Існуюча	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,54	100	Притне порід ґрунту 10 см. істотно не впливає на засмічення вугілля, висока швидкість посування очисного вибою	Обмеження по газовому чиннику
2. Теж, але при довжині лави 250 м	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,54	84	Притне порід ґрунту 10 см. істотно не впливає на засмічення вугілля, висока швидкість посування очисного вибою	Незначна швидкість посування очисного вибою
	КД-99, 2 комбайни КА-80	1,09	111,2	Збільшення видобування, висока швидкість посування очисного вибою	Великі енерговитрати, необхідність установки продуктивнішого лавного конвеєра, застосування заходів щодо дегазації
3. Теж, але при довжині лави 300 м	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,54	72	Присічка порід ґрунту 10 см. істотно не впливає на засмічення вугілля	Незначна швидкість посування очисного вибою
	КД-99, 2 комбайни КА-80	1,09	110	Збільшення видобування, висока швидкість посування очисного забою	Збільшення енерговитрат, необхідність установки продуктивнішого лавного конвеєра, застосування заходів щодо дегазації
4. Притне порід крівлі 30 см.	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,53	102	Розділення транспортних потоків породи і вугілля в лаві, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації, Збільшення робочого простору, стійкість ґрунту, збільшення об'єму виробленого простору для утилізації породи в шахті	Збільшення енерговитрат на транспортування окремо гірської маси і вугілля. Низька швидкість посування очисного вибою
	КД-99, 2 комбайни КА-80	1,06	113	Збільшення видобування, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації, висока швидкість посування очисного вибою	

5. Притне порід крівлі 40 см.	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,51	104	Розділення транспортних потоків породи і вугілля в лаві, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації. Збільшення робочого простору, стійкість ґрунту, збільшення об'єму виробленого простору для утилізації породи в шахті	Збільшення енерговитрат на транспортування окремо гірської маси і вугілля. Низька швидкість посування очисного вибою
	КД-99, 2 комбайни КА-80	1,03	116	Збільшення видобування, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації, висока швидкість посування очисного забою	
6. Притне порід крівлі 50 см.	КД-99, 1 комбайн КА-80	0,5	105	Розділення транспортних потоків породи і вугілля в лаві, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації. Збільшення робочого простору, стійкість ґрунту, збільшення об'єму виробленого простору для утилізації породи в шахті	Збільшення енерговитрат на транспортування окремо гірської маси і вугілля, Низька швидкість посування очисного вибою
	КД-99, 2 комбайни КА-80	1,0	121	Збільшення видобування, зняття обмеження по газовому чиннику без дегазації, висока швидкість посування очисного вибою	

Розрахунок добового видобутку гірської маси при зміні різних гірничотехнічних і технологічних умов виїмки проводився при нинішньому технічному забезпеченні шахти «ім. Героїв Космосу»: механізоване кріплення – КД-99; комбайн – КА-80.

Розрахункова довжина лави – 250 м.

Присічка порід покрівлі складає: 15 (існуюче положення на шахті), 30, 40, 50 см.

1. Швидкість подачі комбайна по опірності різанню вугілля і породи

Присічка породи: 15 см $V_{\pi}^{15}=6,7$ м/хв (існуюче положення)

30 см $V_{\pi}^{30}=6,9$ м/хв

40 см $V_{\pi}^{40}=7,1$ м/хв

50 см $V_{\pi}^{50}=7,4$ м/хв

2. Швидкість кріплення лави

Присічка породи: 15 см $V_{\pi}^{15}=2,8$ м/хв

30 см $V_{\pi}^{30}=3,3$ м/хв

40 см $V_{\pi}^{30}=4,4$ м/хв

50 см $V_{\pi}^{30}=4,7$ м/хв

Пропонується змінити кріплення лави і застосувати шаховий порядок пересування секцій кріплення. Збільшення швидкості кріплення – в 1,8-2 рази

Присічка породи: 15 см $V_{\pi}^{15}=5,6$ м/хв

30 см $V_{\pi}^{30}=6,6$ м/хв

40 см $V_{\pi}^{30}=8,8$ м/хв

50 см $V_{\pi}^{30}=9,4$ м/хв

3. Кількість циклів виїмки вугілля і породи в добу.

Присічка породи: 15 см $n_{\pi}^{15}=17$

30 см $n_{\pi}^{30}=15$ (20)

40 см $n_{\pi}^{40}=15$ (21)

50 см $n_{\pi}^{50}=15$ (21)

Примітка: у дужках вказане значення при кількості змін по видобуванню – 4.

4. Добове навантаження на очисний вибій гірської маси

Присічка породи: 15 см	$Q_{\max}^{15}=3716$ т/доб.
30 см	$Q_{\max}^{30}=4752$ (6340) т/доб.
40 см	$Q_{\max}^{40}=5109$ (7161) т/доб.
50 см	$Q_{\max}^{50}=5460$ (7644) т/доб.

Примітка: у дужках вказане значення при кількості змін по видобуванню – 4.

5. Динаміку зміни видобування гірської маси (вугілля і породи) при зміні присічки покрівлі в порівнянні з існуючим положенням приведена в табл. 3.

Таблиця 6.4 - Динаміка зміни видобутку вугілля і породи при тому, що різній притне порід крівлі

Параметри	Q_{\max} , т/доб	Q_{\max} , т/доб (вугілля)	Q_{\max} , т/доб (порода)	Q_{\max} , % (вугілля)	Q_{\max} , % (порода)	Прим.
15 мм (Існуюче положення)	3716	2974	742	80	20	
30 мм.	4752/6340	3645/4860	1107/1480	76	24	
40 мм.	5109/7161	3645/5103	1464/2058	71	29	
50 мм.	5460/7644	3645/5103	1815/2541	66	34	

Примітка: у чисельнику вказане значення при кількості змін по видобуванню – 3; у знаменнику вказано значення при кількості змін по видобуванню – 4.

6. Значення добового видобування при застосуванні двохкомбайнової виїмки (гірська маса)

Присічка породи: 30 см	$Q_{\max}^{30}=8110$ (10778) т/доб.
40 см	$Q_{\max}^{40}=8700$ (12173) т/доб.
50 см	$Q_{\max}^{50}=9282$ (13000) т/доб.

Примітка: у дужках вказано значення при кількості змін по видобуванню – 4.

Для візуального відображення динаміки зміни об'єму добового видобування і швидкості кріплення лави при різних технологічних схемах були побудовані відповідні графіки (рис.6.3 і рис. 6.4).

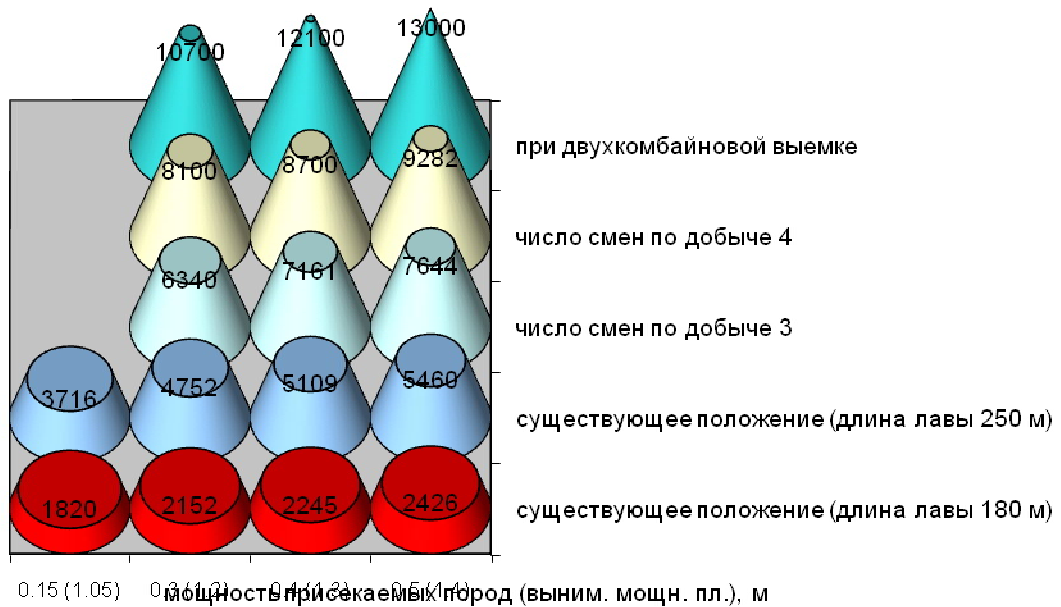


Рисунок 6.3 - Графік зміни об'єму добового видобування гірської маси (вугілля і породи) при зміні потужності пласта, що виймається

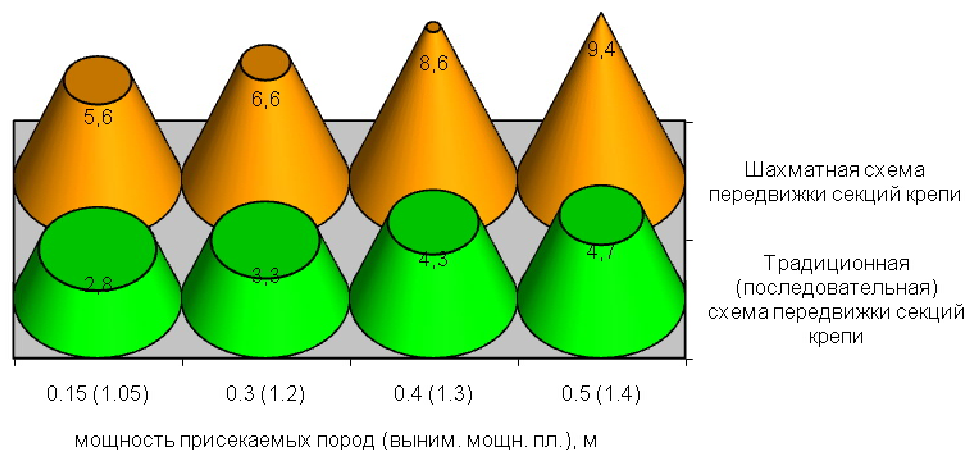


Рисунок 6.4 - Графік зміни швидкості кріплення лави при зміні потужності пласта, що виймається

Фактично така продуктивність очисного вибою вимагає перегляду всіх технологічних ланок руху запасів по шахті.

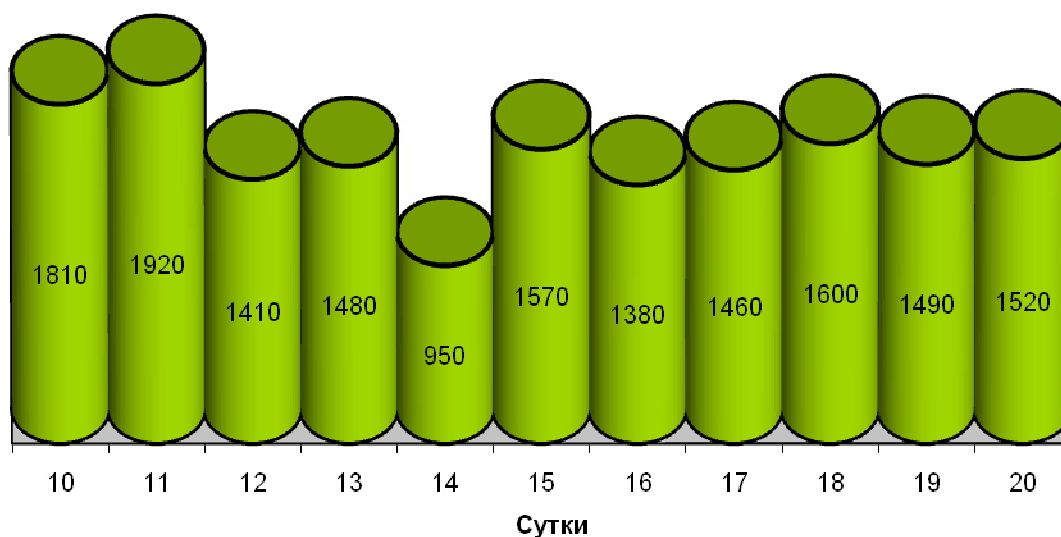
Видобуток товарного вугілля на рівні 2500 т/сут, із залишенням породи в шахті, вимагає заміни тільки скребкових конвеєрів в очисному вибої. Така продуктивність повністю задовольняється вживаними на шахті дільничними стрічковими конвеєрами типу 1ЛТ-80 і 2ЛТ80.

Для збереження існуючого транспортного ланцюжка магістральних виробок (стрічкові конвеєра типу 1Л-100К і 2Л-100) необхідно щоб на крилі шахти в одночасній роботі було 1-2 лави загальної продуктивність не більш 5000 т/сут.

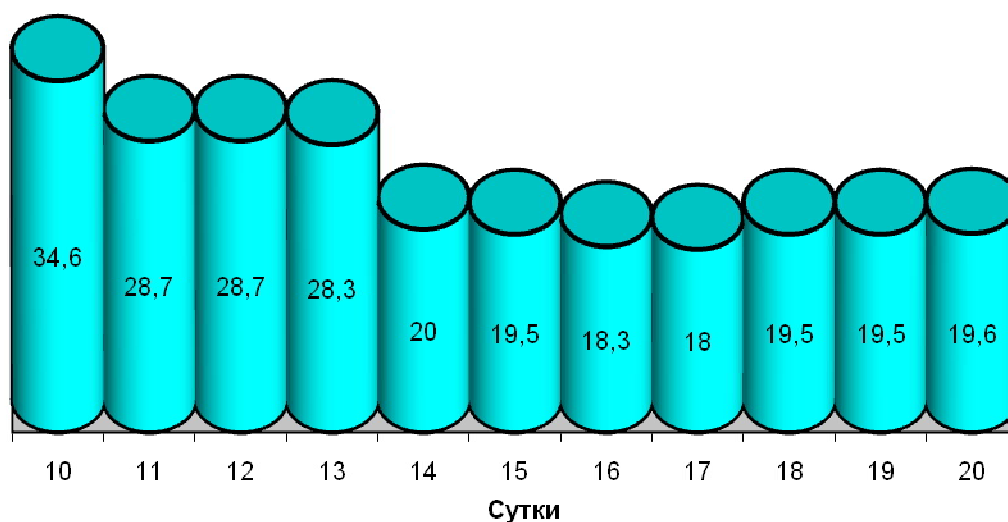
Необхідне створення акумулюючих місткостей місткістю 5000-7000 т для створення потокової технології видобутку без системної зупинки на ремонтну зміну. Зупинку комплексу пов'язати з циклічністю опускання порід покрівлі і сумістити з ремонтно-профілактичними роботами.

Решта ланок технологічної схеми не вимагає удосконалення. Породи, що притинаються, не видаються на поверхню, а залишаються у виробленому просторі лави і підготовчих виробках, що погашаються. Такі технології загальновідомі, а деякі, абсолютно нові, розроблені в Національному гірничому університеті. Це дозволить видобувати з шахти 7500 – 10000 т/добу «чистого» вугілля.

Експериментальне впровадження механізованого комплексу КД99 (лава 1039) дозволило одержати істотний приріст видобутку. Фактично не змінюючи технологічні параметри очисних робіт, були одержані високі результати по видобуванню. Добовий видобуток в середньому складав 1800 т/добу. Ці показники відповідно на 40% вищі ніж середншахтні показники по продуктивності і фактично в 2 рази нижче по зольності. Приведемо динаміку зміни середньодобового видобутку і зольності за 10 днів в квітні місяці 2008 року, рис. 6.5.



■ Суточная добыча



■ Зольность, %

Рисунок 6.5 - Графік зміни видобутку і зольності в лаві 1039 шахта «ім. Героїв Космосу» ВАТ «Павлоградвугілля», обладнаної механізованим комплексом 1КД99.

Одержані результати підтверджують необхідність зміни технологічних параметрів і технічного забезпечення процесу видобування при єдиноразовому істотному інвестиційному вливанні з боку держави, згідно коефіцієнта економічної надійності шахт (Ku).

7 РОЗРОБКА І ТЕСТУВАННЯ СИСТЕМИ АВТОМАТИЗОВАНОГО ПРОЕКТУВАННЯ

7.1 Вимоги до системи автоматизованого проектування і моделювання підземних гірничих робіт

Система автоматизованого проектування гірничих робіт повинна забезпечувати роботу з наступними даними:

- геологічною інформацією (характеристики залягання корисних копалин і бокових порід);
- маркшейдерськими параметрами (характеристики розташування гірничих виробок і їх параметри: довжина, перетин, тип кріплення);
- параметрами очисних робіт;
- параметрами підготовчих робіт;
- схемою транспорту;
- схемою електромереж;
- схемою зв'язку;

Система повинна обчислювати деякі виробничі параметри, до числа яких входять:

- розрахунок параметрів очисних робіт;
- розрахунок параметрів підготовчих робіт;
- розрахунок параметрів вантажопотоку;
- розрахунок розподілу кількості повітря по гірничих виробках;
- моделювання параграфів плану ліквідації аварій.

У системі повинна бути передбачена можливість в короткий проміжок часу коректувати ситуацію залежно від стану на гірничому виробництві (обвалення виробок, зупинка ГВУ, ВМП і т.д.).

Система повинна забезпечувати постійне введення на дисплей поточних параметрів гірничого виробництва.

Аналіз. Сучасне гірниче підприємство є системою з великою кількістю гірничих виробок і устаткування що знаходиться в них, складною схемою транспортування і розподілу повітря по гірничим виробкам. На сьогоднішній день управляти таким підприємством тільки на інтуїтивній основі стає все складніше. Гірничі підприємства зобов'язані постійно підтримувати баланс між вимогами економіки, безпеки і об'ємами видобування корисних копалин.

У зв'язку з цим рішення про управління гірничим підприємством необхідно ухвалювати автоматично, і, зокрема, виробляти контроль за всіма елементами виробництва за допомогою сучасної обчислювальної техніки.

На рис. 5.1 показана схема основних елементів системи автоматизованого проектування і моделювання підземних гірничих робіт.

Підготовчі роботи включають розрахунок параметрів проведення підготовчих і нарізних виробок, параметрів монтажу механізованих комплексів.

Енергопостачання і зв'язок відображають схему електромереж, розташування електроустаткування і засобів зв'язку в гірничих виробках.

Вентиляція і техніка безпеки включає розрахунок розподілу повітря по гірничих виробках, складання позицій плану ліквідації аварій, розташування засобів пожежогасінні і пилеподавління.

Транспорт включає схему транспорту і розрахунок вантажопотоків.

Очисні роботи включають розрахунок параметрів ведення очисних робіт.

Блок управління даними служить для передачі гірничо-технологічної інформації диспетчерам і іншим користувачам.

Система управління мережею приєднана до одного або декількох диспетчерських центрів, які об'єднані в **систему управління операціями**.

Система управління мережею сполучена і з **іншими користувачами** (технічними відділами). У системі управління операціями проектувальник може вирішувати різні гірничотехнічні задачі залежно від зміни параметрів ведення гірничих робіт.

7.2 Загальні відомості про систему автоматизованого проектування

Система автоматизованого проектування (САПР) призначена для складання технічної документації ведення гірничих робіт.

В ході створення САПР були вирішені наступні основні задачі:

- проведений аналіз документації, що розробляється технічними службами шахт для ведення гірничих робіт;
- складена методика переходу від класичного проектування гірничих робіт до електронного, за допомогою САПР;
- розроблені вимоги яким повинна відповідати САПР;
- розроблені принципи складання алгоритмів проектування гірничих робіт;
- створена система автоматизованого проектування і проведена її апробація в діючого виробництва.


САПР дозволяє одержати електронну модель корисних копалин і гірничих виробок шахти, як в планах, так і в просторовому відображенні, дає можливість уточнення геологічних контурів корисних копалин, проектувати положення гірничих виробок.

7.3 Опис системи автоматизованого проектування

Зовнішня оболонка програмного забезпечення представлена на рис. 7.1.

У верхньому рядку оболонки знаходиться основне меню програми, яке містить «Файл», «Вид», «Вставка» «Режим» і «Help». Кожен вищеперелічений елемент меню містить наступні команди (табл.7.1).

Панель інструментів дублює основне меню програми:

 - зберігає проект на жорсткий диск. Після клацання миші на цю клавішу з'являється діалогове вікно **Save As** (Зберегти як) збереження файлу, в якому задається місце збереження проекту (Save in:) і ім'я (File name:) файлу (рив. 7.2).

Файли, що зберігаються, мають розширення **.cad* (Save as type:).

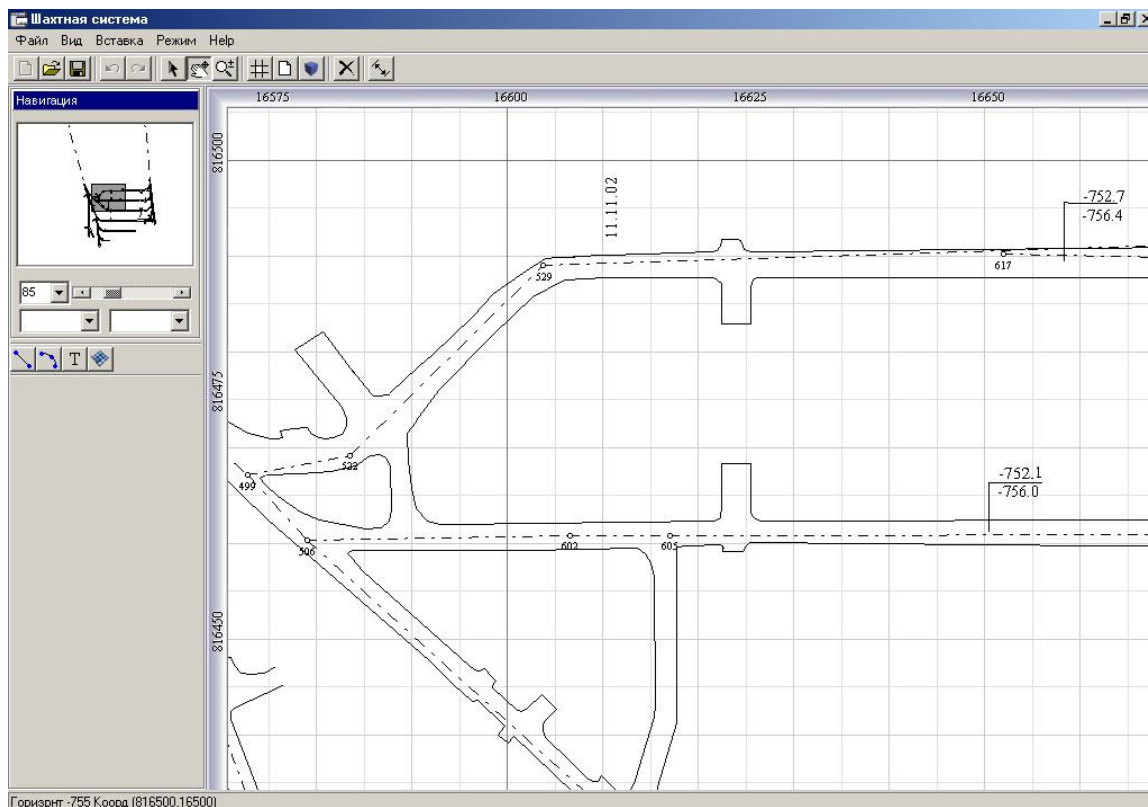


Рисунок 7.1 - Зовнішня оболонка системи автоматизованого проектування

Таблиця 7.1 - Команди програмного забезпечення

Елементи меню:	Команди:	Короткий опис:
Файл:	Новий	По закінченню роботи з попереднім файлом дозволяє створити новий файл
	Відкрити	Дозволяє відкрити раніше збережений файл
	Зберегти	Дозволяє зберегти початкові дані і результати розрахунку
	Зберегти як...	Дозволяє зберегти початкові дані і результати розрахунку під іншим ім'ям
	Вихід	Закриває САПР
Вид:	Новий лист	Дозволяє створити горизонтальний або вертикальний перетин із заданою координатною відміткою
	Квадрат	Дозволяє в графічному вікні проекту переміщатися в заданий квадрат
	3d модель	Дозволяє генерувати горизонтальні і вертикальні проєкції в тривимірне відображення
	Панель	Вкл./Вykl. додаткову панель.
Вставка:	Лінія	Дозволяє в графічному вікні проекту наносити ламані лінії
	Сплайн	Дозволяє в графічному вікні проекту наносити криві
	Текст	Дозволяє в графічному вікні проекту наносити текст
	Геол. розріз	Дозволяє в графічному вікні проекту наносити геологічний контур
Режим:	Редагування	Дозволяє в графічному вікні проекту редагувати ламані, криві, текст, геологічні розрізи
	Переміщення	Дозволяє переміщатися по графічному вікні проекту
	Збільшення	Дозволяє збільшувати/зменшувати зображення графічного вікна проекту

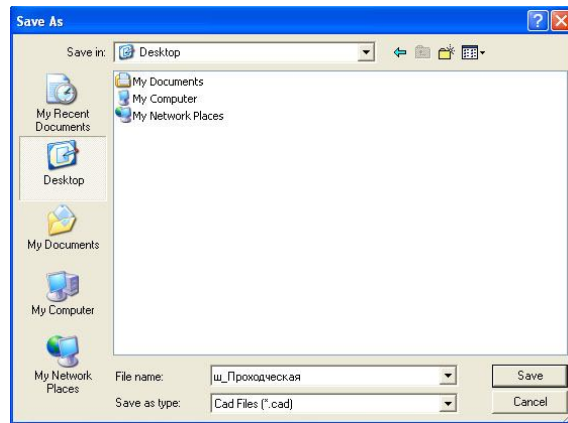





Рисунок 7.2 - Вікно збереження файлу.


 - відкриває раніше збережений файл.

 - відміна дій. Дозволяє покроково відмінити дії при створенні проекту.

 - повернення дій. Дозволяє покроково повертати раніше відмінені дії.

 - перехід в режим редагування проекту.

 - переміщення по зображенню в графічному вікні проекту. Переміщення здійснюється шляхом утримання лівої клавіші миші і переміщення її в необхідному напрямі.

 - змінює масштаб зображення в графічному вікні проекту. Здійснюється шляхом утримання лівої клавіші миші і переміщення її вліво (зменшення) або вправо (збільшення).

 - дозволяє переміщатися по шахтному полю в задану точку (рис. 7.3).

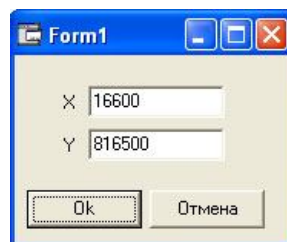


Рисунок 7.3 - Введення координат заданої точки переміщення

створює новий горизонт або геологічний розріз з певною маркшейдерською відміткою (рис. 7.4).

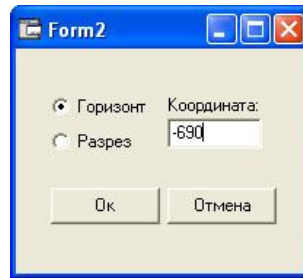





Рисунок 7.4 - Створення нового горизонту


-  - дозволяє переходити в режим тривимірного зображення.
-  - видаляє поточний горизонт або геологічний розріз.
-  - показує відстань від теодолітного ходу до борту виробки.

Використовується для нанесення контурів вироблення і геологічних розрізів на плани гірничих робіт.

Графічне вікно проекту дозволяє працювати з теодолітними ходами гірничих виробок, планами гірничих робіт, вертикальними геологічними розрізами. У ньому передбачена координатна сітка, за допомогою якої відбувається розміщення гірничих виробок і геологічних розрізів на планах.

Зліва від графічного вікна проекту знаходиться додаткова панель, в якій розміщений навігатор, смуга збільшення/зменшення зображення, вікна вибору горизонтальних/вертикальних розрізів, а також графічних інструментів: лінія, сплайн, текст, геологічний контур.

За допомогою вікна навігатор (рис. 7.5) можна вибрати видимий у вікні фрагмент зображення або змінити масштаб такого фрагмента.

У графічному вікні проекту, план горизонту або горизонтальний геологічний розріз можна відображати цілком або збільшити яку-небудь його частину, щоб працювати з деталями. Масштаб зображення у відсотках вказаний безпосередньо під вікном навігації. Його можна міняти «уручну», змінивши числове значення з клавіатури, переміщаючи повзунок, або скориставшись клавішею .

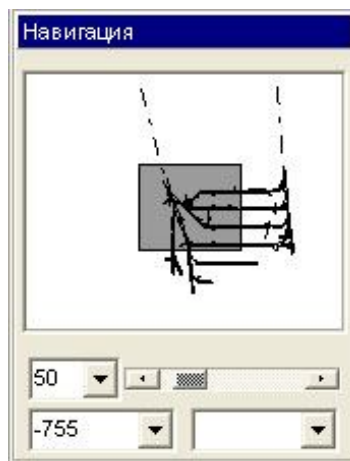




Рисунок 7.5 - Вікно «Навігація»

Масштаб перегляду ніяк не впливає на розмір зображення при друці.

У самій нижній частині панелі «навігація» є два вікна. У лівому вікні вибирається вертикальний геологічний розріз (план горизонту), в правому – горизонтальний.

Під вікном «Навігація» знаходиться панель графічних інструментів:

 - дозволяє наносити послідовність лінійних сегментів, зв'язаних між собою;

 - дозволяє наносити послідовність дугоподібних сегментів, зв'язаних між собою;

 - дозволяє наносити текст;

 - дозволяє наносити розташування геологічних контурів.

7.4 Методика введення геологічної і маркшейдерської документації в САПР

Початковими даними системи автоматизованого проектування є координати маркшейдерських точок, теодолітні ходи, плани гірничих робіт.

Початок роботи з САПР. Спочатку в текстовому редакторі формується файл *model.dat*. У якому задаються:

1. Кількість маркшейдерських точок.
2. Кількість ліній теодолитного ходу.

3. Послідовно задаються номери точок і їх абсолютні координати (X, Y, Z) (рис. 7.6).
4. Теодолітний хід – номери маркшейдерських точок, пов'язаних один з одним (рис. 7.7)

Количество маркшейдерских точек

Количество линий теодолитного хода

Номер маркшейдерской точки	X	Y	Z
81	96		
485	16550	816494.5	-756.6
494	16560	816478.2	-756.6
499	16572.8	816467.1	-756.5
522	16583.5	816469.2	-756.5
506	16579	816460.3	-756.5
529	16603.8	816489	-756.4
641	16729	816493	-756.4
652	16741	816509	-756.3
602	16606.6	816460.8	-756.6
617	16652	816490.2	-756.4
635	16709.3	816489	-756.4

Координаты:


Рисунок 7.6 - Введення координат маркшейдерських точок

Номера точек, создающих линию теодолитного хода	X	Y	Z
545	16558.5	816383.0	-756.4
657	16575	816348.0	-720
700	16558	816353.0	-756.3
659	16543	816473.0	-756.6
485	534		
534	535		
535	606		
606	665		
665	654		
611	654		
606	611		
534	549		
549	553		
553	595		

Рисунок 7.7 - Введення теодолітного ходу

Після того, як файл *model.dat* сформований (введені координати маркшейдерських точок і встановлені теодолітні ходи) відкривається САПР. Для

цього в теці **САПР** необхідно знайти файл **sdiapp.exe** і натиснути клавішу <Enter>.

З'явиться вікно в якому, клацнувши на панелі інструментів клавішу  необхідно викликати вікно додавання горизонтів і геологічних розрізів.

По координатах *Z* маркшейдерських точок задаються горизонти, по координатах *У* – геологічні розрізи.

Після цього САПР автоматично розставить маркшейдерські точки і напрями теодолітних ходів по сітці координат (рис. 7.8)

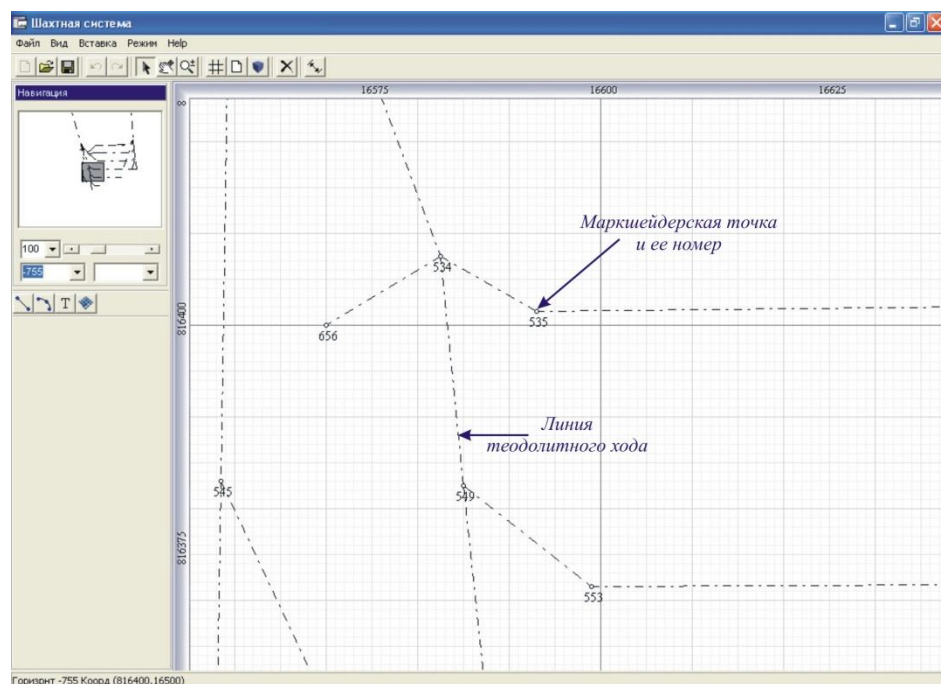



Рисунок 7.8 – Дані теодолітного ходу ш. «Прохідницька» горизонту 755м

Далі, по «скобі» - відстані від бортів вироблення до лінії теодолітного ходу задаються контури виробки. Для цього на панелі інструментів активізуються клавіші , і залежно від величини «скоби» визначається контур гірничої виробки (рис. 7.9)

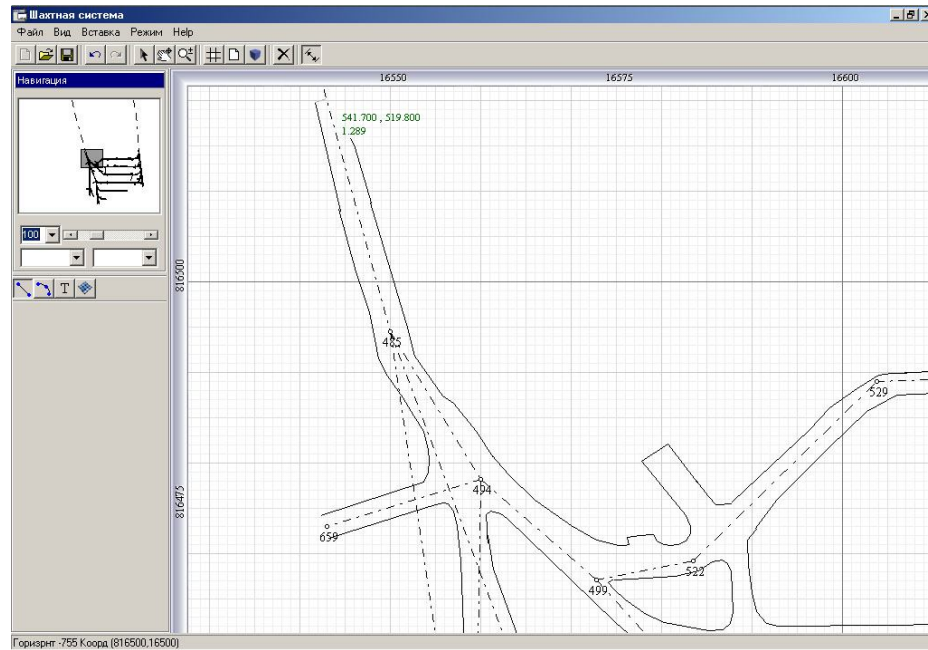


Рисунок 7.9 - Створення плану гірничих виробок

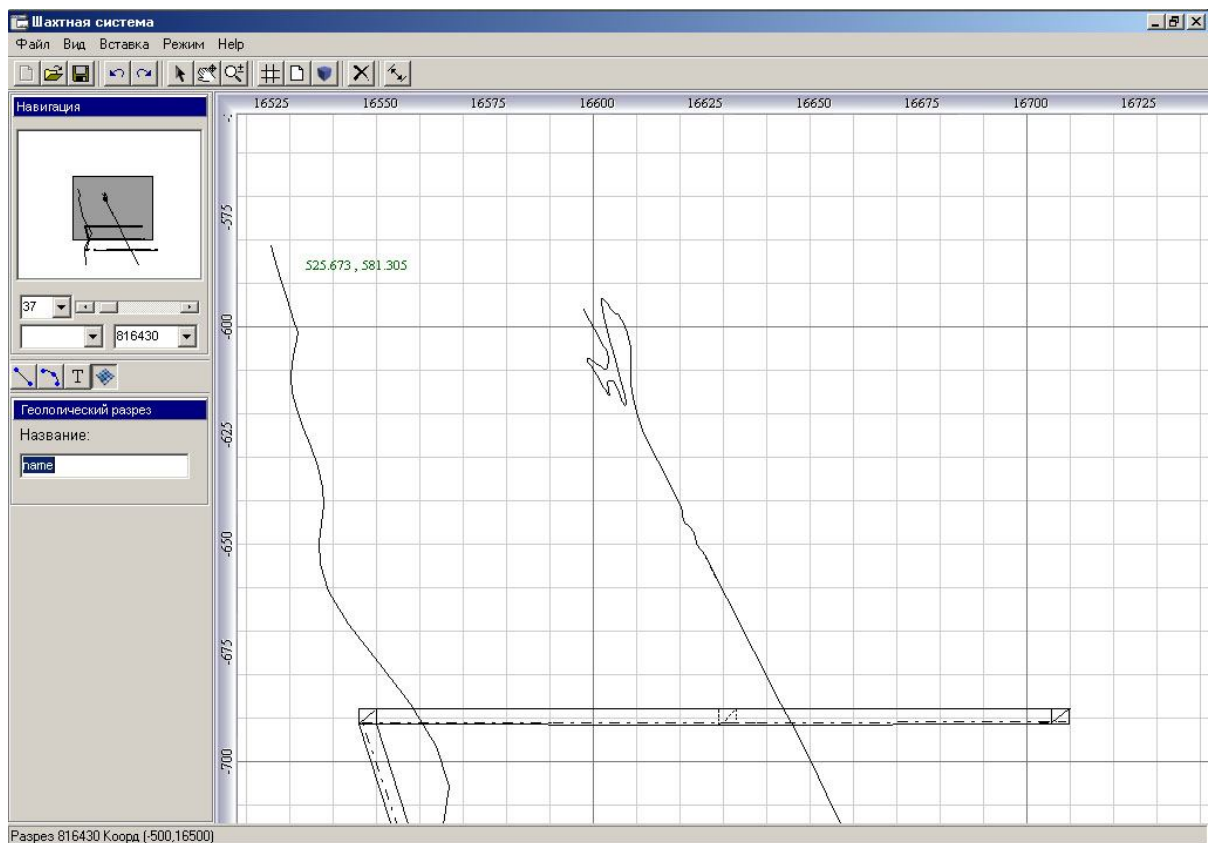




Рисунок 7.10 – Вертикальний розріз шахтного поля


Плани корисних копалин. Плани рудного тіла задаються на вертикальних розрізах. Для цього необхідно задати вертикальний розріз і активізувати кнопку

 Далі по координатам наноситься геологічний контур корисної копалини (рис. 7.10).

По закінченню визначення геологічного контуру у вікні **Геологічний розріз**, йому необхідно привласнити ім'я (наприклад «крівля» або «підшва»).

Вставка тексту. Для вставки тексту в графічне вікно проекту необхідно активізувати кнопку , визначити кут нахилу тексту і ввести необхідний текст.

Редагування графічних об'єктів. У системі автоматизованого проектування передбачена зміна графічних властивостей об'єктів – зміна кольору ліній, переміщення по графічному вікну проекту, а також видалення об'єкту.

Для зміни властивостей графічного об'єкту необхідно перейти в режим редагування. Для цього на панелі інструментів потрібно натиснути клавішу  (рис. 7.11).

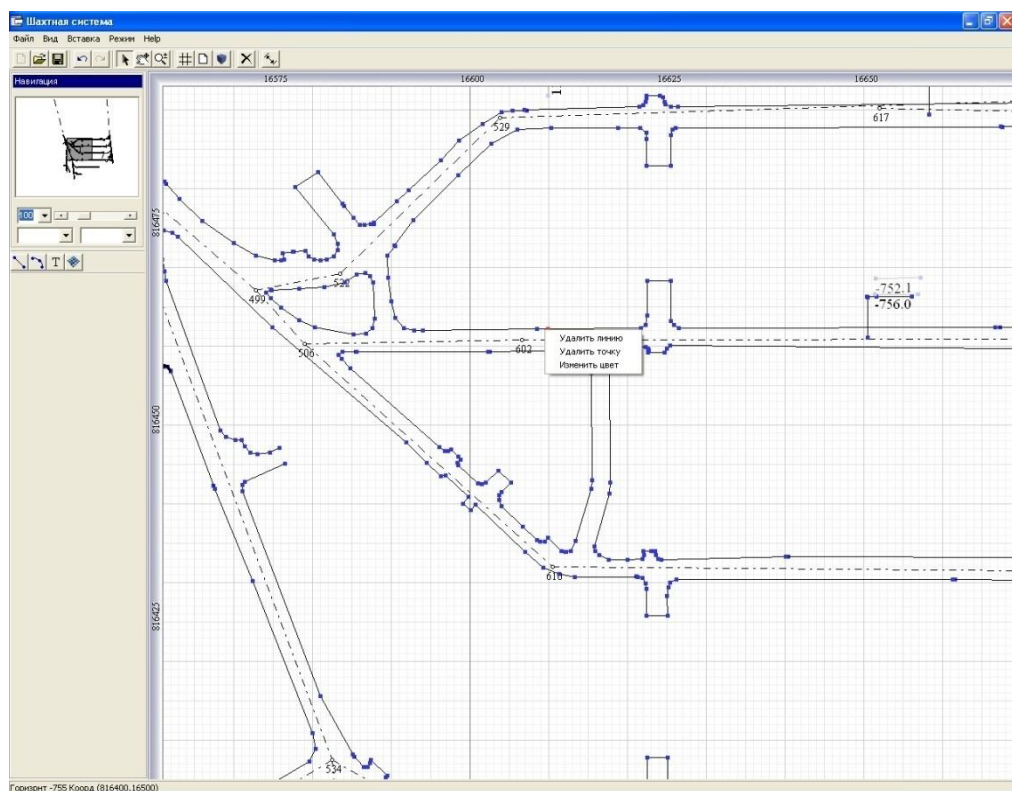



Рисунок. 7.11 - Редагування графічних об'єктів

У опорних точках об'єкту з'являються прямокутники синього кольору – «Ручки» (рис. 3.12). Для зміни форми об'єкту слід вибрати ручку, яка

використовується як базова. Для цього курсор миші наводиться на необхідну «Ручку» і вона міняє колір з синього на червоний. При утриманні лівої клавіші миші і переміщенні її в заданому напрямі, графічний об'єкт міняє свою форму.

Для зміни кольору об'єкту, в контекстному меню графічного об'єкту необхідно вибрати строчку **Змінити колір** і в палітрі, що з'явилася, вибрати необхідний колір графічного об'єкту.

Робота з тривимірною моделлю. Система автоматизованого проектування дозволяє по створених планах гірничих виробок і геологічних розрізах одержувати тривимірне зображення контурів корисних копалин і розміщення гірничих виробок щодо залягання корисної копалини.

Для того, щоб система автоматизованого проектування згенерувала тривимірну модель необхідно на панелі інструментів натиснути клавішу  (Рис. 7.12).

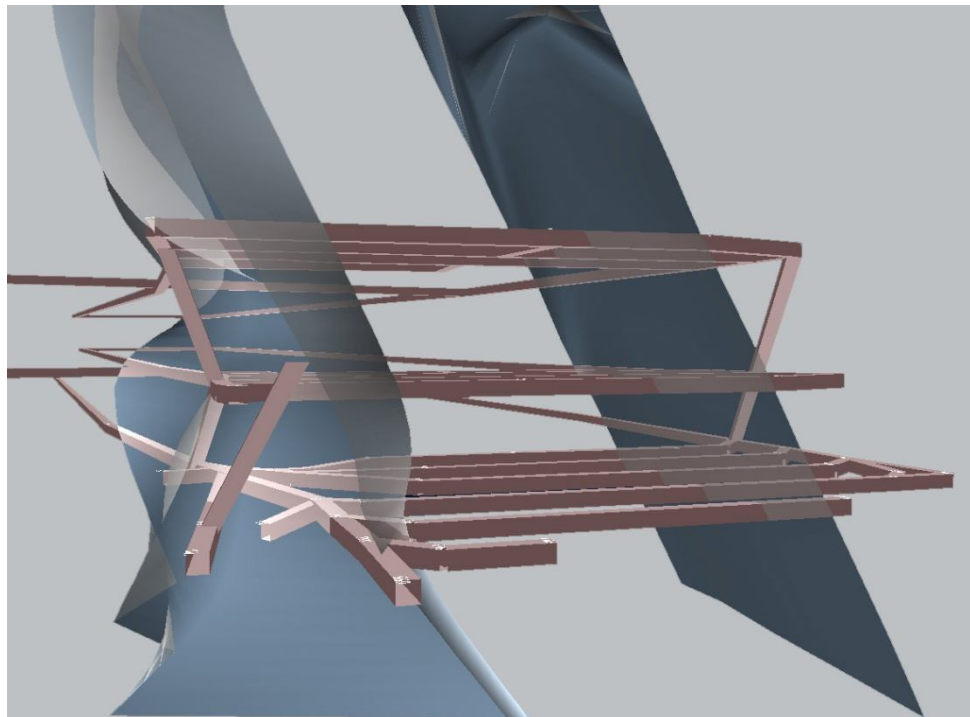


Рисунок. 7.12 - Тривимірне відображення контурів лежачого і висячого боків рудного тіла і гірничих виробок

Контура корисних копалин можуть відображатися в чотирьох режимах: прозорі, непрозорі, у вигляді синьої сітки, у вигляді білої сітки (рис. 7.13).

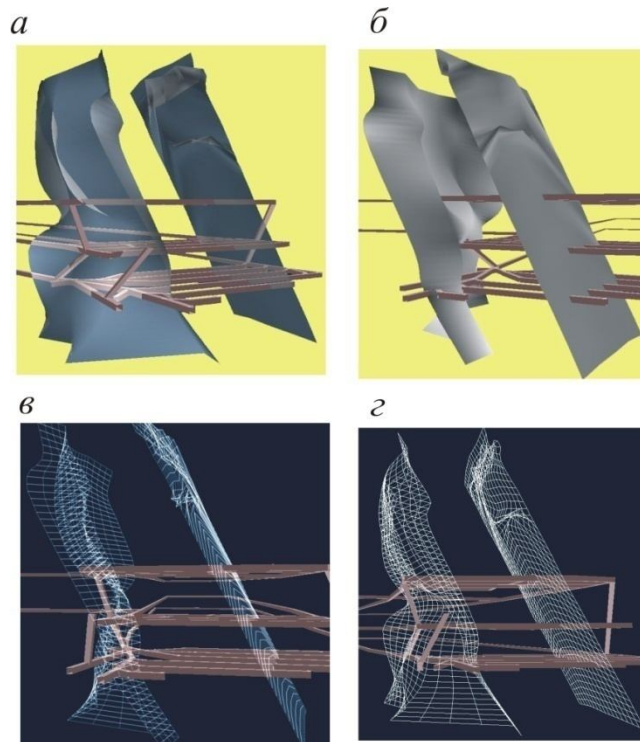


Рисунок 7.13 - Види відображення контурів корисних копалин

Управління переміщенням графічною моделлю здійснюється за допомогою клавіатури і миші:

При утриманні лівої клавiші миші і переміщенні її в певному напрямі відбувається обертання моделі.

При утриманні правої клавiші і переміщенні її в заданому напрямі відбувається переміщення моделі.

При натисненні клавiші <A> - відбувається наближення моделі.

При натисненні клавiші <Z> - відбувається віддалення моделі.

ВИСНОВКИ

1. Розроблені вимоги до системи автоматизованого проектування і моделювання підземних гірничих робіт. Система автоматизованого проектування гірничих робіт повинна забезпечувати роботу з геологічною інформацією, маркшейдерськими даними, параметрами очисних і підготовчих робіт. У системі повинна бути передбачена можливість в короткий проміжок часу коректувати ситуацію залежно від стану на гірничому виробництві (завал виробки, зупинка ГВУ, ВМП і т.д.).

2. Розроблені принципи створення алгоритмів проектування гірничих робіт. Процес створення системи автоматизованого проектування і моделювання включає наступні етапи: виявлення вимог до програмного продукту (концептуалізація); розробка моделі необхідної поведінки системи (аналіз); створення архітектури для реалізації (проектування); ітеративне виконання реалізації (еволюція); управління еволюцією продукту в ході експлуатації (супровід).

3. Розроблена методика введення геологічної і маркшейдерської документації в систему автоматизованого проектування і моделювання гірничих робіт. Методика описує способи введення маркшейдерських і геологічних даних в систему автоматизованого проектування і моделювання гірничих робіт. Початкові дані, завдяки розробленій системі, дають можливість одержувати вертикальні і горизонтальні перетини і тривимірну модель розташування корисних копалин і гірничих виробок в просторі, моделювати і проектувати технологію розробки корисних копалин.

8 РОЗРОБКА АЛГОРИТМУ І МЕТОДИКИ ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ІМІТАЦІЙНОГО МОДЕЛЮВАННЯ

UML (*Unified Modeling Language* - Уніфікована Мова Моделювання) – це стандартна нотація візуального моделювання програмних систем, прийнята консорціумом Object Managing Group (OMG) восени 1997г., і на сьогоднішній день вона підтримується багатьма об'єктно-орієнтованим CASE продуктами.

Візуальне моделювання

Останнім часом спостерігається загальне підвищення інтересу до всіх аспектів, пов'язаних з розробкою складних програмних продуктів. Для багатьох компаній корпоративне програмне забезпечення і бази даних представляють стратегічну цінність. Існує висока зацікавленість в розробці і верифікації методів і підходів, що дозволяють автоматизувати створення складних програмних інформаційних систем (ІС). Відомо, що систематичне використання таких методів дозволяє значно поліпшити якість, скоротити вартість і час поставки ІС. В даний час ці методи включають:

- компонентну технологію розробки моделей ІС,
- візуальне програмування (RAD засоби),
- використання зразків (patterns) при проектуванні ІС,
- візуальне представлення різних аспектів проекту (візуальне моделювання, CASE - засоби)

Візуальні моделі широко використовуються в існуючих технологіях управління проектуванням систем, складність, масштаби і функціональність яких постійно зростають. У практиці експлуатації ІС постійно доводиться вирішувати такі задачі як: фізичний перерозподіл обчислень і даних, забезпечення паралелізму обчислень, реплікація баз даних, забезпечення безпеки доступу до ІС, оптимізація балансування навантаження ІС, стійкість до збоїв і т.п.

Побудова моделі корпоративної ІС до її програмної розробки або до початку проведення архітектурної реконструкції також необхідно, як наявність проектних креслень перед будівництвом великої будівлі. Хороші моделі ІС дозволяють налагодити плідну взаємодію між замовниками, користувачами і

командою розробників. Візуальні моделі забезпечують ясність представлення вибраних архітектурних рішень і дозволяють зрозуміти систему, що розробляється, у всій її повноті. Складність систем, що розробляються, продовжує збільшуватися, і тому зростає актуальність використання "хороших" методів моделювання ІС. Мова моделювання, як правило, включає:

- елементи моделі - фундаментальні концепції моделювання і їх семантику;
- нотацію - візуальне надання елементів моделювання;
- принципи використання - правила застосування елементів в рамках побудови тих або інших типів моделей ІС.

Побудова візуальних моделей дозволяє розв'язати відразу декілька типових проблем.

По-перше технологія візуального моделювання, дозволяє працювати з складними і дуже складними системами і проектами. Складність програмних систем зростає у міру створення нових версій. І в якийсь момент розвиток ІС ставати неможливим, тому що відбувається втрата управління проектом.

По-друге, візуальні моделі дозволяють змістовно організувати спілкування між замовниками і розробниками.

Візуальне моделювання істотно полегшує досягнення таких цілей як:

- підвищення якості програмного продукту,
- скорочення вартості проекту,
- поставка системи в заплановані терміни.

При проектуванні складної ІС її розбивають на частини, кожна з яких потім розглядається окремо. Можливі два різні способи такого розбиття ІС на підсистеми: структурне (або функціональне) розбиття і об'єктна (компонентна) декомпозиція.

Суть функціонального розбиття відображена у формулі:

“Програма = Дані + Алгоритми”.

При *функціональній декомпозиції* програмної системи її структура може бути описана блок-схемами, вузли яких є “оброблювальними центрами” (функції), а зв'язки між вузлами описують рух даних.

Об'єктне розбиття останнім часом називають компонентним, що знайшло віддзеркалення в спеціальному терміні: "розробка, заснована на компонентах" (Component Based Development - CBD). При цьому використовується інший принцип декомпозиції - система розбивається на “активну суть” – об'єкти або компоненти, які взаємодіють один з одним, обмінюючись повідомленнями і виступаючи один до одного у відношенні “клієнт/сервер”. Повідомлення, які може приймати об'єкт, визначені в його інтерфейсі. У цьому значенні посилка повідомлення "об'єкту-серверу" еквівалентна виклику відповідного методу об'єкту.

Так от, якщо при проектуванні інформаційна система розбивається на об'єкти (компоненти), то UML може бути використаний для її візуального моделювання. Якщо використовується функціональна декомпозиція ІС, то UML не потрібен, і слід використовувати інші (структурні) нотації.

З погляду візуального моделювання, UML можна охарактеризувати таким чином. UML надає виразні засоби для створення візуальних моделей, які:

- одноманітно розуміються всіма розробниками, залученими в проект;
- є засобом комунікації в рамках проекту.

Уніфікована Мова Моделювання (UML):

- не залежить від об'єктно-орієнтованих (ОО) мов програмування,
- не залежить від використовуваної методології розробки проекту,
- може підтримувати будь-яку ОО мову програмування.

UML є *відкритим* і володіє засобами розширення базового ядра. На UML можна змістовно описувати класи, об'єкти і компоненти в різних наочних областях, часто сильно відмінних один від одного.

Для моделювання процесу виконання операцій в мові UML використовуються так звані *діаграми діяльності*. Вживана в них графічна нотація багато в чому схожа на нотацію діаграми станів, оскільки на діаграмах діяльності

також присутні позначення станів і переходів. Відмінність полягає в семантиці станів, які використовуються для представлення не деятельности, а дій, і у відсутності на переходах сигнатури подій. Кожен стан на діаграмі діяльності відповідає виконанню деякої елементарної операції, а перехід в наступний стан спрацьовує тільки при завершенні цієї, операції в попередньому стані. Графічно діаграма діяльності представляється у формі графа діяльності, вершинами якого є стани дії, а дугами - переходи від одного стану дії до іншого.

У контексті мови UML діяльність є деякою сукупністю окремих обчислювань, виконуваних ЕОМ. При цьому окремі елементарні обчислення можуть приводити до деякого результату або дії. На діаграмі діяльності відображається логіка або послідовність переходу від однієї діяльності до іншої, при цьому увага фіксується на результаті діяльності. Сам же результат може привести до зміни стану системи або повернення деякого значення.

Діаграми діяльності виконують важливу роль в розумінні процесів реалізації алгоритмів виконання операцій класів і потоків управління в модельованій системі. Використовувані для цієї мети традиційні блок-схеми алгоритмів володіють серйозними обмеженнями в представленні паралельних процесів і їх синхронізації. Застосування доріжок і об'єктів відкриває додаткові можливості для наочного представлення бізнес-процесів, дозволяючи специфікувати діяльність підрозділів компаній і фірм.

Таким чином, процес об'єктно-орієнтованого аналізу і проектування складних систем представляється як послідовність ітерацій низхідної і висхідної розробки окремих діаграм, включаючи і діаграму діяльності. Домінування того або іншого з напрямів розробки визначається особливостями конкретного проекту і його новизною.

У разі типового проекту більшість деталей реалізації дій може бути відомі наперед на основі аналізу існуючих систем або попереднього досвіду розробки систем-прототипів. Для цієї ситуації домінуючим буде вихідний процес розробки. Використовування типових рішень може істотно скоротити час розробки і уникнути можливих помилок при реалізації проекту.

При розробці проекту нової системи, процес функціонування якої заснований на нових технологічних рішеннях, ситуація представляється складнішою. А саме, до початку роботи над проектом можуть бути невідомі не тільки деталі реалізації окремих діяльностей, але і сам зміст цих діяльностей стає предметом розробки. В даному випадку домінуючим буде низхідний процес розробки від загальніших схем до уточнюючих їх діаграм. При цьому досягнення такого рівня деталізації всіх діаграм, який достатній для розуміння особливостей реалізації всіх дій і діяльностей, може служити ознакою завершення окремих етапів роботи над проектом.

Слід помітити, що діаграма діяльності, так само як і інші види канонічних діаграм, не містить засобів вибору оптимальних рішень. При розробці складних проектів проблема вибору оптимальних рішень стає вельми актуальною. Рациональне витрачання засобів, витрачених на розробку і експлуатацію системи, підвищення її продуктивності і надійності часто визначають кінцевий результат всього проекту. У такій ситуації можна рекомендувати використання додаткових засобів і методів, орієнтованих на аналітико-імітаційне дослідження моделей системи на етапі розробки її проекту.

Зокрема, при побудові діаграм діяльності складних систем можуть бути успішно використані різні класи мереж Петрі (класичні, логико-алгебра, стохастичні, нечіткі і ін.) і нейронних мереж. Застосування цих формалізмів дозволяє не тільки одержати оптимальну структуру поведінки системи на її моделі, але і специфікувати цілий ряд додаткових характеристик системи, які не можуть бути представлені на діаграмі діяльності і інших діаграмах UML.

Діаграма діяльності системи автоматизованого проектування гірничими роботами (рис. 8.1) дає можливість розписати усі дії які ми будемо виконувати у процесі моделювання та їх послідовність у просторі та часі. У UML діаграмі вона представляється у вигляді схеми алгоритму дій, які мають бути реалізованими на одній із мов програмування.

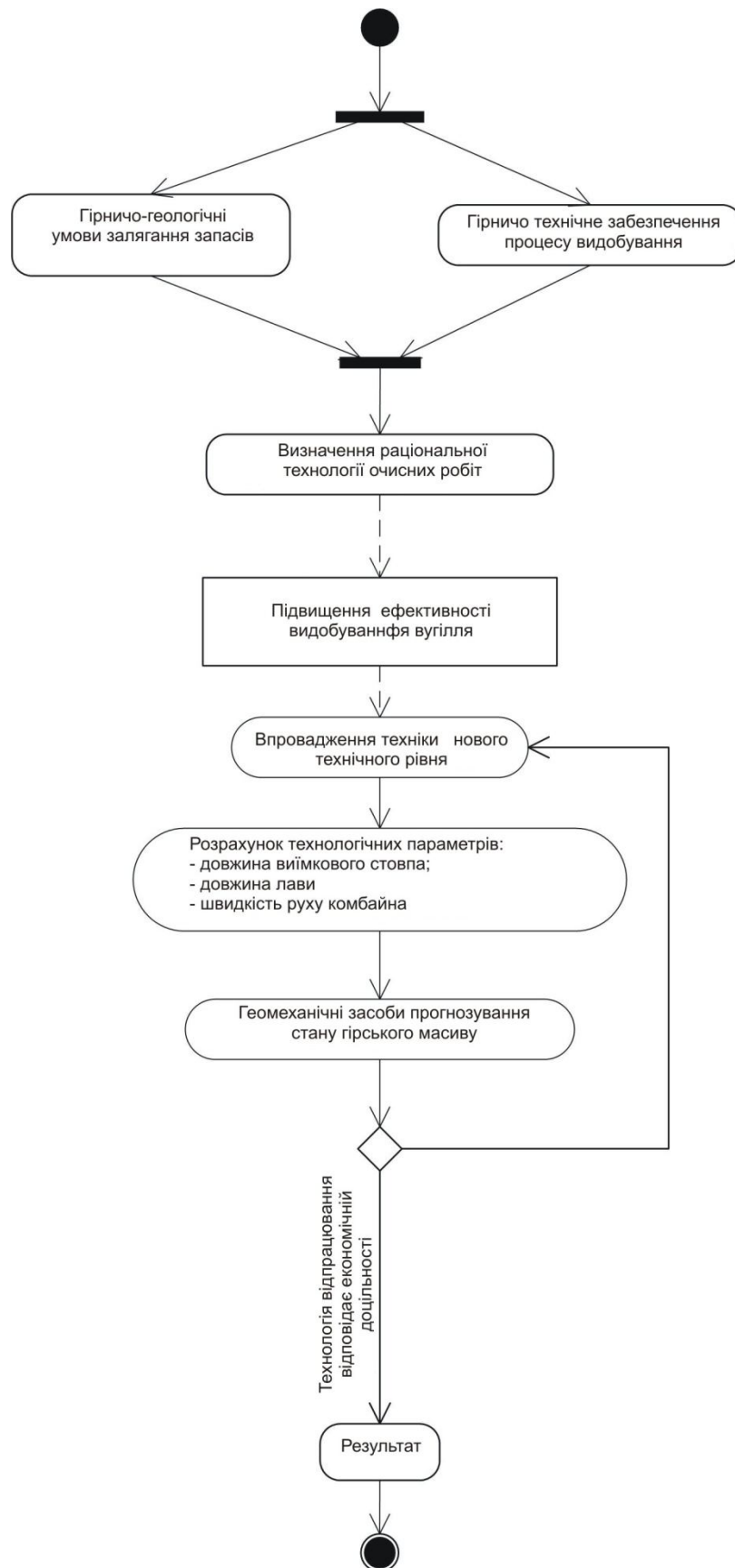


Рисунок 8.1 - Діаграма діяльності САПР

На першому етапі діяльності проходить аналіз та відтворення гірничо-геологічних умов залягання запасів. Для цього слугує графічна та числова інформація.

До графічної інформації відноситься:

- тривимірне відображення шахтного поля (відображення контактів геологічних шарів із прив'язкою до системи координат);
- нанесення мережі геологічних порушень;
- отримання геологічних розрізів.

До числової інформації належить:

- потужність вугільних та породних пласта, їх місність, обводненість, наявність включень, і т.д.;
- числові характеристики залягання вугільних пластів (потужність, кут падіння, міцність, тріщинуватість, і так далі).
- кут нахилу тектонічної та природної тріщинуватості, орієнтація відносно очисних робіт.

До відтворення гірничотехнічної ситуації при відпрацюванні запасів використовується статистичні дані, що пов'язані із процесом видобування вугілля. Тому на цьому етапі застосовується база даних та аналіз технології відпрацювання запасів.

Бази даних технічного забезпечення містять:

- типи кріплення гірничих виробок;
- тип і склад механізованих комплексів;
- способи охорони гірничих виробок;
- гірничошахтне устаткування.
- способи кріплення сполучень лави зі штреками

При аналізі технологія відпрацювання запасів повинна бути детально розглянута та відтворена наступна інформація:

- схеми розкриття шахтного поля;
- спосіб підготовки запасів;
- система розробки;

- напрямок відпрацювання запасів.

На другому етапі проводиться аналіз існуючої техніки та технології видобування запасів вугілля на шахті. Він виконується за загальновідомою методикою проектування виробничих процесів на шахті:

- вибір схеми розкриття шахтного поля, способу підготовки і системи розробки вугільних пластів

- залежно від горно-геологічних умов і вибраної технології розробки родовища визначається тип кріплення гірничих виробок, гірничошахтне устаткування, та ін.

- відображення в тривимірній моделі шахтного поля з нанесенням гірничих виробок з відповідною прив'язкою до системи координат.

- розстановка у виробках вибраного гірничошахтного обладнання.

На етапі підвищення ефективності видобування запасів вугілля провадиться вибір варіантів можливих технічних та технологічних рішень і проводиться розрахунок їх економічної доцільності.

Кожне технологічне впровадження повинно ґрунтуватися на розвитку науково-технічного прогресу та новітніх розробках у системі «наука – проектування - виробництво». Тому, на цьому етапі провадиться найбільш відповідна техніка, з урахуванням передового рівня розробок гірничих машинобудівників та технологічного удосконалення виробничих процесів. Основною метою цього етапу є аналіз технології розробки для усунення «вузьких місць» і збільшення виробничих потужностей.

Далі для кожного можливого варіанту провадиться розрахунок технологічних параметрів видобування:

- довжина виймального стовпа;
- довжина лави;
- швидкість подачі комбайна та ін.

Крім цього провадиться геомеханічне прогнозування поведінки гірського масиву. Відповідно до вибраних технологічних параметрах відпрацювання запасів розраховуються зони ПГТ, відображаються в тривимірній моделі і перевіряються

на відповідність можливості застосування та безпеку виконання технологічних процесів.

Процес вибору відповідного технічного та технологічного удосконалення провадиться до повної економічної доцільності з точки зору окремого гірничодобувного підприємства. Ітерація циклічності проводимих досліджень залежить від складності системи, наявного виробничого досвіду та необхідної точності отриманих результатів.

Уся система імітаційного представлення системи моделювання висококомеханізованого виймання тонких вугільних пластів складається із діаграми класів, яка служить для представлення статичної структури моделі системи в термінології класів об'єктно-орієнтованого програмування. Діаграма класів, як правило, є статичним представленням об'єкта-моделі чи системи-моделі. На детальному рівні вони використовуються для генерації каркасної програмної коди на заданій мові програмування, а також для генерації SQL DDL пропозицій, що визначають логічну структуру реляційних таблиць.

Для опису динаміки системи використовуються діаграми поведінки, які поділяються на діаграми:

- стану;
- активності;
- взаємодії (складаються із діаграм послідовності та діаграм взаємовиключення);
- реалізації (складаються з компонентних діаграм та діаграм розгортання).

Вона може відображати взаємозв'язки між сутністю та наочними результатами, а також описувати внутрішню відтворюваних об'єктів та структуру і типи відносин. На даній діаграмі не вказується інформація про тимчасові аспекти функціонування усієї системи. Діаграма класів є подальшим розвитком концептуальної моделі.

Діаграма класів є певний граф, вершинами якого є елементи типу "класифікатор", які зв'язані різними структурними відносинами. Діаграма класів може також містити інтерфейси, пакети, зв'язки і окремі програмні пакети.

Коли говорять про дану діаграму, мають на увазі статичну структурну модель проєктованої системи. Проте, вона залежить від змін у просторі і часі часу.

Діаграма класів складається з великої кількості елементів, які в сукупності відображають декларативні знання про досліджувану область. Ці знання інтерпретуються в базових поняттях мови UML. При цьому окремі компоненти діаграми можуть утворювати пакети для представлення більш загальної моделі. Якщо діаграма класів є частиною деякого пакету, то її компоненти повинні відповідати елементам цього пакету, включаючи можливі посилання на елементи інших пакетів.

У загальному випадку пакет статичної структурної моделі може бути представлений у вигляді однієї або декількох діаграм класів. Декомпозиція деякого уявлення на окремі діаграми виконується для зручності і графічної візуалізації структурних взаємозв'язків наочної області. При цьому компоненти діаграми відповідають елементам статичної семантичної моделі. Модель системи, у свою чергу, має бути узгоджена із внутрішньою структурою класів, яка описується на мові UML.

Клас у мові UML служить для позначення певної кількості об'єктів, які володіють однаковою структурою, поведінкою і зв'язками з об'єктами інших класів. Графічно клас зображується у вигляді прямокутника, який додатково може бути розділений горизонтальними лініями на розділи або секції. У цих розділах можуть указуватися ім'я класу, атрибути (змінні дані) і операції (методи досягнення результату).

Процес розробки діаграми класів займає центральне місце в об'єктно-орієнтованому моделюванні складних систем. Від уміння правильно вибрати класи і встановити між ними взаємозв'язки часто залежить не лише успіх процесу проєктування, але і продуктивність виконання програми. Як показує практика, кожен програміст у своїй роботі прагне певною мірою використовувати уже накопичений особистий досвід при розробці нових проєктів. Це обумовлено бажанням звести нове завдання до частково вирішених, щоб мати можливість

використовувати перевірені фрагменти програмного коду та окремі складові бібліотеки компонентів.

Такий підхід дозволяє суттєво скоротити терміни реалізації проекту, проте прийнятний лише у тому випадку, коли новий проект концептуально і технологічно не дуже відрізняється від попередніх.

Після розробки діаграми класів процес моделювання може бути продовжений в двох напрямках. З одного боку, якщо поведінка системи тривіальна, то можна приступити до розробки діаграм кооперації і компонентів. Для складних динамічних систем поведінку представляє найважливіший аспект їх функціонування. Деталізація поведінки здійснюється послідовно при розробці діаграм стану, послідовності і діяльності.

Автор зробив спробу систематизувати у єдину систему автоматизованого проектування для імітаційного відтворення шахти, як єдиної моделі, яка складається із різноманітних класів, які взаємодіють між собою за певною чіткою схемою у діаграмі класів системи функціонованого проектування (рис. 8.2).

Як це представлено на рис. 8.2 програма класів складається із функціоналів, які саме визначають, який математичний механізм і у якій послідовності має бути задіяний у процесі моделювання.

CCadApplication - колекція необхідної документації (перетини та розрізи гірничих виробок, літологічної різниці порід, з якими працює користувач), і робота із нею: додавання необхідних уточнень, видалення, збереження документів. Даний клас забезпечує зв'язок з графічним інтерфейсом програми: додає на панель інструментів об'єкти графічних елементів (лінії, тексти тощо), команди на панель інструментів (включення\виключення демонстрації об'єктів в 3-х вимірному представленні).

CCadDocument - колекція об'єктів CCadShape (додаткові графічні елементи лінії, сплайни, тексти, координатна сетка, площини контактів, відтворення виробок), також робота з цією колекцією: додавання, видалення, прорисовування, пошук об'єктів і т.д.

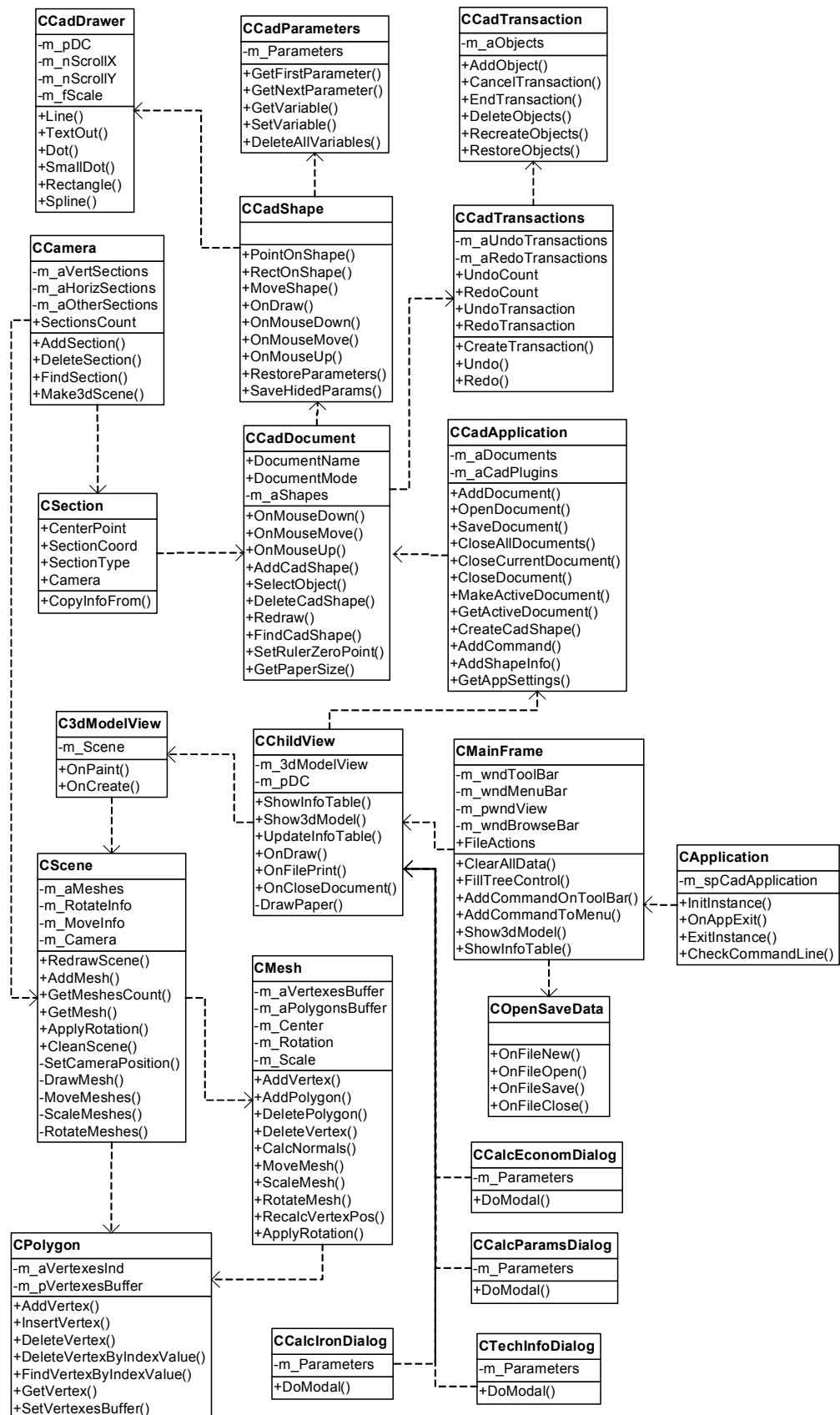


Рисунок 8.2 - Діаграма класів системи функціонального проектування

CCadShape - базовий клас опису поведінки об'єктів у документі. Сутність та призначення цього класу:

- обробка подій, виконуваних за допомогою систем управління (сенсорні панелі, миші, клавіатура);
- прорисовування об'єкту;
- ініціалізація базових параметрів (колір, товщина ліній; орієнтація об'єктів у просторі та у Декартовій системі координат);
- зберегти\відновити параметри за допомогою класу CCadParameters. Використовується для того, щоб параметри усіх об'єктів зберігати в єдиному форматі. Дозволяє здійснити збереження даних у файл, і організувати відміну некоректних дій;
- операції над об'єктом: переміщення, перевірка умов (точка на документі належить об'єкту, прямокутна область документа містить у собі сам об'єкт).

CCadDrawer - прорисовування відповідної деталізації (набір функцій, за допомогою яких відбувається графічний рисунок); використовується об'єктами CCadShape і відтворює на екрані чи друківаних носіях наступні типи об'єктів:

- лінія (товщина, колір, тип(суцільна, пунктирна.));
- сплайн (товщина, колір, тип);
- точка (в основному для виказання місця редагування об'єкту);
- текст (шрифт, розмір, кут нахилу, колір.
- прямокутник, трикутник, коло тощо (об'єкти заданої форми);

CCadParameters - дані які зберігають об'єкти CcadShape. Ці дані зберігаються у вигляді пар рядків «назва змінної», «значення», і тип видима/невидима. Якщо змінна «видима», значить її значення можна змінювати у вікні властивостей.

CCamera - колекція перетинів (ділянка шахтного поля). Можливе видалення, додавання, корегування та пошук об'єктів перетинів. Так само, у цьому класі будується 3-х мірна модель частин шахтного поля.

CSections - опис перетинів (тип перетинів (вертикальне\горизонтальне), вертикальні координати, горизонтальні координати)

CCadTransaction, CCadTransactions - збереження змін об'єктів, а також використовується для відміни не правильних дій. Перед зміною будь якого графічного об'єкту CCadShape створюється примірник CCadTransaction і копії стану об'єкту CCadShape у вигляді екземпляра CCadParameters.

C3dModelView – графічний елемент управління для 3-х мірного представлення шахти. Виконує ініціалізацію бібліотеки OPENGL, обробляє віконні повідомлення миші і передає їх екземпляру CScene.

CScene – клас роботи з 3-х мірними об'єктами. Містить колекцію 3-х мірних об'єктів (CMesh), положення точки перегляду (принцип відеокамери) у системі: «простір - час». Реалізує прорисовування усіх об'єктів, їх вибір, зміну положення і обертання, а також зміну положення самої точки.

CMesh – опис 3-х мірного об'єкту, операції переміщення, обертання. Містить колекцію полігонів (CPolygon) і колекцію точок (CVertex).

CPolygon – опис полігону (елементарний тривимірний об'єкт). У ньому міститься масив індексів і точок просторового відображення різних імітаційних об'єктів, які знаходяться у CMesh.

CLine, CText, CSpline – базові об'єкти документа, успадковані від CCadShape.

CSectionCoord – графічне представлення координатної сітки документа. За 3-мірною моделлю визначаються відповідні перетин усіх модельованих об'єктів і відтворюються його у вигляді ліній.

CIronContour – визначає межі проектування. У даному випадку існує два рівні відтворення границь імітаційного представлення: контур корисної копалини у межах усієї шахти та у межах окремої виймальної ділянки. Даний клас також відповідає за відтворення літологічної різниці гірських порід у вертикальній площині – межі симуляції порід покрівлі та подошви.

CSurveyTraverse – відтворення об'єктів техногенного походження – усіх підземних та наземних споруджень із дотриманням форми та відповідних геометричних розмірів.

COpenSaveData – операційний та командний клас. Він забезпечує відкриття збереження файлу, що містить усю інформацію. Цей клас відповідає за управління усією розробленою інформацією.

CTechInfoDialog – містить інформацію щодо баз даних. У якості вхідної інформації крім статистичних даних слугують також результати розрахунку, отриманими іншими програмними продуктами. В нашому випадку це є дані від оцінки геомеханічної ситуації на окремій виймальній ділянці.

C CalcEconomDialog – клас розрахунку економічного ефекту, відповідає за економічну доцільність впровадження. У якості математичного механізму використовуються відомі принципи оцінки ефективності впровадження нової техніки, технології у конкретних гірничо-геологічних умовах.

C CalcIronDialog – відповідає за розрахунок гірського тиску та відтворює геомеханічну ситуацію досліджуваних областей. В даному випадку застосовуються програмний продукт Flac 5,01, який використовує кінцеворізничну модель при пружно-пластичному відтворенні гірського масиву. Отримані результати сумісні із класом CTechInfoDialog.

C CalcParamsDialog – розрахунок технологічних параметрів. Є кінцевим етапом роботи програмного продукту і призначений для вибору раціонального застосування високонавантаженого виймання вугілля виходячи із технічного забезпечення механічного відбивання вугілля від пласта, його транспортування, технологічного забезпечення гірничих робіт, безпеки виконання виробничих процесів, економічної та екологічної доцільності.

Розроблена діаграма класів системи функціонального проектування не є кінцевим продуктом у вигляді окремого програмного пакету на мові комп'ютерного програмування. Вона містить усі необхідні складові для імітаційного відтворення шахти при високопродуктивному вийманні тонких та вельми тонких вугільних пластів. Авторіві вдалось реалізувати лише окремі частини і поєднати їх у єдину імітаційну систему.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У результаті проведених досліджень були обґрунтовані наукові принципи формування імітаційних моделей у гірничому виробництві:

1. Розробка імітаційного моделювання процесів видобування корисних копалин підземним способом базується безпосередньо на вдосконаленні технології відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів.

2. Довжину виймального стовпа варто приймати з розрахунку заданого ресурсу механізованого кріплення і експлуатаційної продуктивності виймального комплексу. Ресурс кріплення звичайно виражають календарним часом її роботи під навантаженням.

3. У випадку, якщо вантажопотік з лави більше прийомної здатності стрічкового конвеєра, то на їх стику варто встановлювати акумулюєму ємність. Геометричний обсяг бункера, залежить від нерівномірності вантажопотоку і прийомної здатності стрічкового конвеєра. Такий підхід забезпечить інтенсивне ритмічне відпрацювання виймального поля.

4. Роботи з підвищення надійності виймально-транспортного комплексу шляхом застосування більше надійних підсистем її складових потрібно проводити на стадії проектування гірничих робіт і встановлення розмірів виймального поля. Якщо ці роботи виконати при експлуатації, то підвищення капітальних витрат на модернізацію якоїсь підсистеми лягає на собівартість продукції. Підвищення надійності системи на стадії експлуатації приведе до прискорення відпрацювання виймального поля і, як результат, до запасу моторесурсу механізованого кріплення. Це забезпечить мінімізацію складової матеріально-технічного забезпечення в структурі собівартості продукції виймальної дільниці.

5. Залучення у виробництво механізованих комплексів нового технічного рівня приводить до істотної зміни напружено-деформованого стану навколишніх порід у зоні впливу очисних вибоїв.

6. Динамічний розвиток гірничих робіт, наявність різноманітних геодинамічних полів напружень в анізотропному середовищі, варіація геологічної

і структурної будови масиву на шляху просування очисного вибою приводить до необхідності внесення адекватних змін у технології видобутку вугілля й способи керування гірським тиском. Ефективність роботи механізованих комплексів залежить від своєчасної прогнозованої корекції технологічних параметрів і технічного состава, адекватної зміни геомеханічної ситуації на видобувній ділянці.

7. Динамічний розвиток гірничого машинобудування привів до того, що технічні характеристики механізованих комплексів, орієнтовані на середні показники поведження гірського масиву, недостатньо враховують часті зміни масиву. Складається ситуація, при якій технічна система механізованого очисного вибою працює окремо від гірського середовища. Це приводить до підвищеної металоємності устаткування, і як наслідок, до неефективного його використання.

Створення комп'ютерних імітаційних моделей усього комплексу шахти або її окремих структурних одиниць дає можливість ефективно управляти гірничим підприємством, вчасно вносити корективи в систему видобутку вугілля й керування гірським тиском.

8. Розроблені принципи створення алгоритмів проектування гірничих робіт. Процес створення системи автоматизованого проектування і моделювання включає наступні етапи: виявлення вимог до програмного продукту (концептуалізація); розробка моделі необхідної поведінки системи (аналіз); створення архітектури для реалізації (проектування); ітеративне виконання реалізації (еволюція); управління еволюцією продукту в ході експлуатації (супровід).

9. Розроблена методика введення геологічної і маркшейдерської документації в систему автоматизованого проектування і моделювання гірничих робіт. Методика описує способи введення маркшейдерських і геологічних даних в систему автоматизованого проектування і моделювання гірничих робіт. Початкові дані, завдяки розробленій системі, дають можливість одержувати вертикальні і горизонтальні перетини і тривимірну модель розташування корисних копалин і гірничих виробок в просторі, моделювати і проектувати технологію розробки корисних копалин.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Авершин С.Г. Расчет деформаций массива горных пород под влиянием подземных разработок. -Л. Труды ВНИМИ, 1960.-С.5-40
2. Акимов А.Г. Некоторые данные о сдвигении горных пород и способах их расчета. -Л. Труды ВНИМИ, 1958, №32.-С. 92-106
3. Бажин Н.П. К установлению параметров зоны влияния подработки на подготовительные выработки. -Л.: Труды ВНИМИ, 1962, 347.-С.10-21
4. Басинский Ю.М. Исследование влияния надроботки на крепь капитальных выработок. Л.: Труды ВНИМИ, 1967,363.- С. 183-197.
5. Бобылев А.П. Куликов В. И., Жуков В.В. Исследование режима нагружения вмещающих пласт пород при различных скоростях подвигания очистного забоя. Труды МГИ., Изд. .МГИ, 1969.- С. 109-118.
6. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. -М.: Недра, 1964.-С.107-217
7. Борисов А.А. О методах исследования закономерностей опорного давления \ \ Уголь.-№5.-С. 16-22.
8. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. -М.: Недра, 1980.-360с.
9. Власенко Б.В., Грицко. Определение напряжений в породах по измеренным смещениям их над пластом и в выработанном пространстве \ \ Физ.-техн. Проблемы разработки полезных ископаемых.-1965.-№6.-С. 36-44.
10. Власенко Б.В., Сенук Д.Г. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве по натурным измерениям смещений кровли угольных пластов \ \ Физ-тех. Проблемы разработки полезных ископаемых.- 1967.- №4.-С.3-16.
11. Гапанович Л.Н., Левинтант Р.Г. Капков Ю.В. Исследование давления горных пород на механизированную крепь М-120. \ \ Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. -М: Изд. ИГД, 1974, №125.-С. 116-122.
12. Гапанович Л.Н., Златкин В.И., Мамонтов А.Я. Исследование проявления горного давления для рационального проведения выработок вприсечку к

выработанному пространству \ \ Уголь.-1975.-№11.- С.11-14.

13. Грицко Г.И., Власенко Б.В. Общие принципы оценки НДС массива экспериментально-аналитическим методом механики горных пород \ \ Аналитические методы и вычислительная техника в механике горных пород.-Новосибирск, из-во ИГД АН СССР, 1975.—С. 109-116.

14. Гришко Н.Т., Савостьянов А.В.б Марголин В.А. К определению НДС упругого массива горных пород с учетом анизотропии слоев \ \ Проблемы механики горных пород.-Новосибирск,Наука, СО АН СССР, 1971.-С.-40-41.

15. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д.,и др Применение метода конечных элементов к задачам механики горных пород.\ \ Механика горных пород. -Алма-Ата, 1975.-с. 24.

16. Журило А.А. Горное давление в очистных забоях с труднообрушающимися кровлями. -М.: Недра, 1980.-С.122

17. Зборщик М.П., Костоманов А.И., Лобанов А.И. Исследование углов полных сдвижений в подработанной толще горного массива. \ \ Разработка месторождений полезных ископаемых. -К.: Техника,1970. №23.-С.3-8.

18. Земисев В.Н. Расчет деформаций горного массива.-М.: Недра,1973.-142с.

19. Картозия А.Л. Напряженно-деформированное состояние слоистого массива горных пород при наличии трения на контактах слоев \ \ Научные сообщения ИГД им. Скочинского.-М.: Из-во ИГД.1970, №73.-С.3-12.

20. Картозия А.Л. Влияние слоистого массива на распределение напряжений под выработанным пространством \ \ Научные сообщения ИГД им. Скочинского.-М.: Из-во ИГД.1972, №86.-С.40-44.

21. Лагерь А.И. и др. Влияние глубины расположения и высоты надработки на устойчивость выработок\ \ Изв. Вузов Горный журнал.-1972.-№9.-С. 24-29.

22. Липкович С.М., Лобанов А.И..Соловьев В.Н. Определение параметров расположения полевых выработок, проходимых в породах почвы пласта под выработанным пространством.\ \ Уголь Украины.- 1974.-№4.-С.9-13.

23. Мякенький В.И. Сдвигение и дегазация пород и угольных пластов при очистных работах.-К.: Наукова думка, 1975.- С.5-56.

24. Петухов И.М.и др. Защитные пласты.-Л.: Недра, 1972. -430 с.
25. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений. - М.: Недра,1970.-218 с.
26. Слесарев В.Д. Разработка свиты пластов.-М.: Недра, 1970. - 218 с.
27. Хохлов И.В. Сдвигение и проницаемость подработанной толщи горных пород.- М.: Недра, 1980.- 174 с.
28. Шкляренко А.Н. Опыт подработки штрека при малом междупластье.\\ Уголь.- 1971. -№2. -С. 32-33.
29. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород.-К.: УМК ВО. 1992.-272 с.
- 30 Гетопанов В.Н., Рачек В.М. Проектирование и надежность средств комплексной механизации: Учебник для вузов.- М. : Недра, 1986.- 208с.

ДОДАТОК А

Витяг
з протоколу № засідання кафедри підземної розробки родовищ
Науково-методичний семінар

м. Дніпропетровськ

10 грудня 2008 р.

Присутні: 21 член кафедри

Слухали: Інформацію проф. Ковалевської І.А. про виконання науково-дослідної роботи темі ГП-406 “Наукові принципи імітаційного моделювання інтегрованих систем технічного планування інтенсифікації гірничих робіт”.

Виступили: Професори Кузьменко А.М., Власов С.Ф., які відмітили, що робота виконана у повному обсязі і відповідно до календарного плану. Робота актуальна і її результати свідчать про високий науково-технічний рівень дослідження.

Ухвалили:

1. Робота по темі ГП-406 “Наукові принципи імітаційного моделювання інтегрованих систем технічного планування інтенсифікації гірничих робіт” виконана у відповідності до календарного плану та на високому професійному рівні.
2. Заключний звіт по темі ГП-406 затвердити.

**Завідувач кафедри,
д-р техн. наук, проф.**

В. І. Бондаренко

**Секретар кафедри,
асистент**

О.А. Долгій

ДОДАТОК Б

Протокол № 8
засідання ради за науковим напрямом “Гірництво”
Національного гірничого університету

м. Дніпропетровськ

10.12.08

Порядок денний: розгляд звітів за результатами виконаних науково-дослідних робіт у 2008 році за рахунок бюджетного фінансування.

Присутні: голова ради д.т.н., проф. Пілов П.І., заст. голови ради д.т.н., проф. Бондаренко В.І., вчений секретар ради к.т.н., Тюря Ю.І., члени ради: д.т.н., проф. Голінько В.І., д.т.н., проф. Симоненко В.І.

Слухали: Повідомлення д-ра техн. наук, професора Ковалевської І.А. наукового керівника про результати виконання роботи ГП-406 “Наукові принципи імітаційного моделювання інтегрованих систем технічного планування інтенсифікації гірничих робіт”.

У ході обговорення звіту були поставлені запитання, на які керівник теми дав вичерпні відповіді.

На закінчення виступили проф. Соколов В.В., проф. Роєнко А.М., які визначили важливість і актуальність одержаних результатів.

Ухвалили:

1. Робота виконана у повному обсязі відповідно до календарного плану і ТЗ.
2. Виконана робота за метою, предметом досліджень та одержаними результатами є фундаментальною.
3. Основні наукові результати полягають у створенні програмного забезпечення із вирішення завдань проведення гірничих робіт.
4. Перспективність роботи. Результати роботи дозволяють підняти на якісно новий рівень проектування технологічних процесів гірничого виробництва.
5. Звіт не містить відомостей, що складають державну таємницю.
6. Технічний рівень НДР відповідає сучасному рівню науки і техніки.
7. Заключний звіт схвалити.

**Заступник голови секції ради,
д-р, техн. наук, проф.**

В.І. Бондаренко

**Вчений секретар секції ради,
к.т.н.**

Ю.І. Тюря

ДОДАТОК В

РЕЦЕНЗІЯ

**на заключний звіт про науково-дослідну роботу за темою ГП-406
«Наукові принципи імітаційного моделювання інтегрованих систем
технічного планування інтенсифікації гірничих робіт»**

На рецензію представлений заключний звіт обсягом 147 сторінок машинописного тексту. Звіт складається з вступу, чотирьох розділів, висновків, переліку посилань із 30 джерел.

У першому розділі приведений аналіз дослідження проектування гірничих робіт і їхній аналіз, зібрана проектна документація гірничодобувних регіонів України, узагальнений розподіл запасів вугілля на пологих, тонких і вельми тонких пластах, придатних для імітаційного представлення інтегрованих систем технічного планування інтенсифікації гірничих робіт.

У другому розділі обґрунтовані горно-геологічні умови шахт для формування імітаційних моделей гірничого виробництва. З цією метою була досліджена документація із горно-геологічної та структурної будови шахтних полів ДП «Львіввугілля» і ВАТ «Павлоградвугілля». Проведений аналіз стану технології ведення гірничих робіт на представлених шахтах. На підставі проведених досліджень визначені основні напрями формування імітаційних моделей гірничого виробництва.

Третій розділ присвячений ранжируванню чинників в процесі інтенсифікації гірничого виробництва і розробці вимог до систем автоматизованого проектування і моделювання підземних гірничих робіт. Створена модель пріоритетності чинників в процесі інтенсифікації гірничих робіт. Розроблений алгоритм визначення коефіцієнтів готовності виймально-транспортної системи гірничих підприємства і проведений розрахунок необхідної кількості запасних частин для його функціонування.

У четвертому розділі сформовані критерії оцінки і їх візуальне відображення при проектуванні гірничих робіт. Обґрунтована загальна оцінка перспективності і прогресивності технологічних рішень, визначені оптимальні параметри очисного забою і приведена економічна оцінка підвищення надійності виймально-транспортної системи.

У наступних розділах були визначені способи обміну інформацією між системами автоматизованого проектування гірничого підприємства та підпорядкованість систем гірничого виробництва; розроблена і протестована система автоматизованого проектування і алгоритм і методики програмного забезпечення імітаційного моделювання

Робота виконана на високому науковому рівні. Тема, що розробляється, актуальна, а отримані результати мають наукове і практичне значення.

Рецензент

д-р техн. наук, проф.,

Г.А. Симанович