

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



**А.В. Малієнко**

**АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСІВ ДИСПЕТЧЕРИЗАЦІЇ ВУГІЛЬНИХ  
ШАХТ НА ОСНОВІ СИСТЕМИ ПРИЙНЯТТЯ РІШЕНЬ**

**Монографія**

Дніпро  
НТУ «ДП»  
2019

УДК 621.396.6

М 47

*Рекомендовано до друку вченою радою Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» (протокол № 64 від 27. 06. 2019).*

Рецензенти:

*В.І. Шекета* – доктор технічних наук, доцент, завідувач кафедри інженерії програмного забезпечення інституту інформаційних технологій Івано-Франківського національного технічного університету нафти і газу;

*В.В. Гнатушенко* – доктор технічних наук, доцент, професор кафедри інформаційних технологій і систем Національної металургійної академії України (м. Дніпро).

**Малієнко А.В.**

М 47 Автоматизація процесів диспетчеризації вугільних шахт на основі системи прийняття рішень: монографія / А.В. Малієнко ; М-во освіти і науки України; Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2019. – 192 с.

ISBN 978-966-350-712-5

Сформульовано основні напрями підтримки процесу оперативного керування технологічними процесами диспетчером вугільної шахти на основі комплексної моделі системи прийняття рішень диспетчером у системі оперативно-диспетчерського управління (СОДУ).

Запропоновано і реалізовано математичну модель розрахунку оптимальних навантажень на вугільні шахти, що враховує техніко-економічні обмеження та забезпечує функціонування системи прийняття рішень диспетчером (СПРД) в структурі СОДУ.

Проведений аналіз із застосуванням ймовірнісного експерименту дозволив підтвердити ефективність використаної методики, розробленої СПРД, яка дозволяє оцінити ефективність керування, скоротити час і підвищити обґрунтованість прийнятих рішень диспетчером вугільних шахт при виконанні планових показників.

Для фахівців, які працюють у сфері інформаційних технологій, аспірантів і студентів старших курсів напрямів «Системний аналіз» і «Комп'ютерні науки».

УДК 621.396.6

ISBN 978-966-350-712-5

© А.В. Малієнко, 2019

© НТУ «ДП», 2019

## Зміст

<b>Перелік умовних скорочень.....</b>	<b>5</b>
<b>Вступ.....</b>	<b>6</b>
<b>Розділ 1. Аналіз характеристик об'єкта управління та постановка задачі дослідження.....</b>	<b>10</b>
1.1. Характеристика процесу диспетчерського управління технологіями вугільних шахт .....	10
1.2. Аналіз існуючих підходів до побудови СОДУ управління шахти.....	11
1.3. Аналіз технологічних схем вугільних шахт стосовно диспетчерського управління.....	17
1.4. Технічні засоби автоматизації СОДУ вугільними шахтами.....	21
1.5. Огляд існуючих моделей і методів розв'язання задачі управління технологічних процесів вугільної шахти .....	24
1.6. Висновки. Постановка задач досліджень і розробок.....	36
<b>Розділ 2. Дослідження процесів диспетчерського управління вугільної шахти.....</b>	<b>39</b>
2.1. Аналіз алгоритму роботи диспетчера вугільної шахти .....	39
2.2. Інформаційні потоки в задачах диспетчеризації вугільних шахт.....	44
2.3. Характеристики продуктивності вугільних шахт за основними технологічними схеми .....	50
2.4. Модель визначення часу актуальності основних технологічних процесів вугільної шахти .....	55
2.5. Висновки.....	59

<b>Розділ 3. Визначення техніко-економічних обмежень системи прийняття рішень диспетчера.....</b>	<b>61</b>
3.1. Визначення ймовірності виходу обладнання за допустимий режим роботи .....	61
3.2. Визначення обмежень енергоспоживання для умов ДУ вугільної шахти .....	70
3.3. Математична модель задачі розрахунку навантаження на лави вугільних шахт .....	86
3.4. Висновки.....	95
<b>Розділ 4. Імітаційна модель визначення ефективності системи прийняття рішень диспетчером вугільних шахт .....</b>	<b>110</b>
4.1. Інформаційні дані диспетчеризації вугільних шахт .....	110
4.2. Алгоритми визначення ефективності системи прийняття рішень диспетчером вугільної шахти .....	115
4.3. Розробка алгоритм та програмна реалізація ефективною імітаційної моделі .....	119
4.4. Методи підтримки розрахункового графіка в СПРД вугільних шахт.....	144
4.5. Питання оцінки точності і надійності отриманих результатів.....	150
4.6. Висновки.....	155
<b>Загальні висновки.....</b>	<b>156</b>
<b>Список використаних джерел.....</b>	<b>159</b>
Додаток А. Перевірка даних вантажопотоку згідно технологічних схем ....	173
Додаток Б Аналіз автокореляційних функцій технологічних схем шахт ....	187

## ПЕРЕЛІК УМОВНИХ СКОРОЧЕНЬ

АСУ - система автоматизованого управління  
АСУЭ- АСУ енергозбереженням  
БН – бункер накопичувач  
ГТК - гірничотранспортний комплекс  
ДС – диспетчерська служба  
ДЗК - дробильно-закладний комплекс  
ЗЛП - задача лінійного програмування  
ЛЛ - лінійний ланка  
ММ – математична модель  
МНК – метод найменших квадратів  
ОУ – об'єкт управління  
ОЗ – очисні забої  
ПЗ - програмне забезпечення  
СТС – складна технологічна система  
СОДУ – система оперативно-диспетчерського управління  
СПРД – система прийняття рішень диспетчера  
САПР - система автоматизованого проектування  
СУБД – система управління базами даних  
СУ – система управління  
СВП - сховище вугілля поверхні  
Т - транспорт  
ТС – технічна системи  
ТП – технологічний процес  
ТМ – транспортна мережа  
ТГС - технологічний комплекс головного стовбура

## ВСТУП

Сучасне вугільне підприємство представляє собою складну систему, управління якої відбувається за допомогою сучасних СОДУ реалізованих на підставі інформації, що виникає в процесі функціонування основних ТП. Основний робочий час диспетчер витрачає на збір, отримання оперативної, актуальної інформації в телефонному режимі. Велика кількість інформаційних потоків, ієрархічність їх подання, вимагає перебору різних варіантів вирішення задач, їх оптимізацію в різних виробничих ситуаціях. Відсутність однозначних об'єктивних критеріїв, методів їх оцінки, ряду суб'єктивних факторів, що залежать від рівня обізнаності та можливості переробки інформації людиною, яка не завжди приймає найкращі рішення, визначає необхідність створення системи автоматизованого управління виробництвом, яка б мінімізувала негативний вплив «людського фактора» на всіх рівнях управління технологічним комплексом, що забезпечує видобуток, транспортування та відвантаження вугілля споживачам. Для досягнення максимальних показників продуктивності підприємства важливу роль відіграє своєчасність і обґрунтованість рішень, які приймаються диспетчером вугільної шахти в СОДУ, функціональні структури яких максимально адаптовані під конкретні технологічні умови видобутку вугілля.

В силу великого практичного значення вирішення завдань ДУ вугільної шахти, їм постійно приділялася увага наукової громадськості. Великий внесок у розвиток даного напрямку внесли роботи: Кульби В.В., Косяченка С.А., Кухарева В.М., Саллі В.І., Комісарова В.Ф., Панченка В.В., Бондаренка В.І., Мещанінова С.К., Разумного Ю.Т., Герасимовича В.Н., Резніченка С.С., Ковалю А.І., Демиденка М.А., Півняка Г.Г., Проценка С.М., Стадніка М.І., Корсуна В.І., Ткачова В.В., Заїки В.Т. та ін.

Велика розмаїтість гірничо-геологічних умов і технологічних схем, в яких експлуатуються гірничі машини й устаткування (очисні і прохідницькі комбайни, конвеєрний транспорт, допоміжне обладнання), вимагає

застосування сучасних СОДУ, заснованих на використанні сучасної обчислювальної техніки, ефективних алгоритмах управління ТП при використанні вдосконалених математичних моделей (ММ), що враховують не тільки технологічні обмеження, але і мають актуальну економічну складову під супроводженням висококваліфікованих фахівців диспетчерських служб.

Сучасний рівень розвитку комп'ютерних технологій дозволяє вирішити питання збору інформації про роботу основних ТП. Однак розробка та обґрунтування нових ММ СОДУ для прийняття та аналізу обґрунтованих рішень диспетчером шахти, при управлінні режимами роботи гірничошахтного устаткування з використанням техніко-економічного критерію є актуальною.

Метою проведених досліджень є підвищення ефективності СОДУ на основі розробки математичної моделі і алгоритму роботи системи прийняття рішень диспетчером вугільних шахт шляхом оптимізації системи з урахуванням техніко-економічних обмежень.

Для досягнення поставленої мети в роботі були вирішені наступні завдання :

1. Проведення досліджень та аналізу основних характеристик ТП, існуючих математичних методів вирішення завдань ДУ такими об'єктами. Обґрунтувати структуру ММ для вирішення задач управління основними ТП вугільної шахти на основі техніко-економічного критерію управління СОДУ.

2. Виконаний аналіз інформаційних потоків в задачах диспетчеризації вугільних шахт. На основі аналізу розглянуто представлений граф станів інформаційних потоків за описаною системою рівнянь Колмагорова, вирішення якої дозволяє провести уточнення та оцінити ймовірнісний взаємозв'язок параметрів технологічних процесів в СПРД вугільної шахти.

3. Сформувано сучасну систему техніко-економічних обмежень математичної моделі СПРД СОДУ вугільної шахти.

4. Розроблена СПРД вугільної шахти на основі комплексної ММ, з урахуванням запропонованих сучасних техніко-економічних обмежень, яка дозволяє підвищити ефективність управління в СОДУ за рахунок економічної складової. Для вирішення цього завдання було

- проведено апроксимацію автокореляційної функції вантажопотоку згідно технологічної схеми розробки вугільних пластів шахти для аналізу та використання часу спаду при визначенні параметрів роботи устаткування шахти в СПРД СОДУ;

- виконаний аналіз режимів роботи основних ТП, визначений час актуальності прийняття рішень диспетчером, вірогідність виходу обладнання за оптимальний режим роботи на основі використання задачі Райса;

- сформульована сучасна система техніко-економічних обмежень ТП шахти;

- розроблена база даних і програмний комплекс для реалізації СПРД вугільної шахти.

5. На основі розробки імітаційної моделі (ІМ) досліджено режими роботи магістрального конвеєрного транспорту вугільної шахти з урахуванням випадкового характеру видобутку вугілля, обмежень пропускної здатності конвеєрного транспорту та оснащення ТМ накопичувальними бункерами (БН) з метою визначення ймовірності перевантаження обладнання ТМ, параметрів завдяки яким забезпечується мінімальні відхилення доставки та відвантаження вугілля від планових показників, для різних наборів вхідних даних СПРД та застосування отриманих рішень в умовах СОДУ.

#### **Наукова новизна отриманих результатів:**

1. Уперше запропоновано застосування моделі інформаційних потоків у вигляді графа станів в складі спеціального математичного забезпечення системи прийняття рішень диспетчером (СПРД), що на відміну від відомих систем ДУ, дозволяє враховувати нерівномірності роботи обладнання основних ТП вугільної шахти.



2. Удосконалено математичну модель розрахунку навантажень на лави, через введення додаткових обмежень техніко-економічного характеру, що на відміну від відомих моделей уможливило підвищення ефективності прийняття рішень диспетчером вугільної шахти.

3. Розроблено імітаційну модель роботи основного обладнання ТП у вузлах транспортної мережі, яка, на відміну від існуючих, дозволяє враховувати ймовірнісний характер потоків та оцінювати ефективність системи шахтного транспорту при оснащенні їх накопичувальними бункерами з додатковим регулюванням величини надходження вугілля з лав шахти.

**Практичне значення роботи** полягає в наступному:

– запропоновано структуру врахування ймовірнісних зв'язків між контрольованими параметрами роботи ТП шахти;

– розроблено методику визначення ймовірності неприпустимих навантажень обладнання при роботі устаткуванням шахти;

– запропоновано структуру системи прийняття рішень диспетчером та оцінку ефективності її впровадження під час виконання планових показників;

– розроблено алгоритм і комп'ютерну програму урахування накопичувальних бункерів та сховищ вугілля поверхні в умовах функціонування вугільних шахт Донбасу.

Викладені результати становлять єдиний комплекс науково-методичних пропозицій, математичних моделей, алгоритмів і методик, які дозволяють розробити та впровадити систему прийняття рішень диспетчером вугільної шахти та забезпечити можливість підвищення ефективності та скоротити час прийняття рішень диспетчером.

## **РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ ХАРАКТЕРИСТИК ОБ'ЄКТА УПРАВЛІННЯ ТА ПОСТАНОВКА ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕННЯ**

### **1.1. Характеристика процесу диспетчерського управління технологіями вугільних шахт**

Вугілля - основний енергоносіє, обсяги видобутку якого достатні для повного забезпечення потреб національної економіки України. Тому вугільна промисловість України є гарантом енергетичної незалежності держави. Слід зазначити, що через недостатні капітальні вкладення попередніх років в вугільну промисловість, в Україні найстаріший, серед країн СНД, шахтний фонд. В результаті сформувався негативний баланс виробничих потужностей. Майже 96% шахт понад 20 років працюють без реконструкції. Через повільну реструктуризацію галузі в експлуатації знаходяться багато дрібних і середньо збиткових, безперспективних підприємств. Загрозливих масштабів набув знос активної частини промислово-виробничих фондів галузі.

Стратегічна мета розвитку вугільної промисловості полягає в стабілізації та подальшому розвитку галузі, при економічно обґрунтованих обсягах видобутку вугільної продукції, необхідних для енергетичної незалежності України [1].

Проведений аналіз робіт Б.А. Грядущего [2] показує необхідність переглянути стратегію розвитку вугільної галузі в умовах ринкових відносин.

Стан гірничо-видобувної промисловості який був представлений Г.Г. Литвинським [3] дозволяє виявити і сформулювати принципові технічні протиріччя, показати напрямки їх подолання шляхом прийняття нестандартних рішень, заснованих на прогресивних концепціях і законах розвитку сучасних СОДУ вугільних шахт.

Провівши аналіз шахти, як об'єкта управління (ОУ), визначимо основні особливості її функціонування:

1. безперервний територіальний розвиток виробництва, розосередження і рухливість в часі і просторі усіх видів робіт і виробничих ланок; імовірнісний характер виробничих процесів, визначається впливом гірничо-геологічних, технологічних, технічних і організаційних фактора на всі виробничі процеси (видобуток, транспортування вугілля, проведення підготовчих виробок);

2. необхідність забезпечення безпечного ведення робіт в підземних умовах;

3. значною інерційністю виробничих процесів і операцій.

Безперервні процеси (прівітрювання, водовідлив, енергопостачання) обумовлюють своїм режимом роботу технологічних ділянок. Порушення заданих режимів призводить до серйозних порушень роботи шахти, а часто і до зупинки всього виробничого циклу видобутку вугілля.

Виходячи з викладеного - шахта як об'єкт управління, є системою з багатоопераційними і взаємопов'язаними виробничими процесами, управління якими вимагає впровадження сучасних СОДУ за всіма ТП виробництва корисних копалин під контролем кваліфікованих співробітників ДС шахти.

## **1.2. Аналіз існуючих підходів до побудови систем оперативно диспетчерського управління шахти**

Збільшення концентрації очисних і прохідницьких робіт є основним напрямком вдосконалення технології видобутку вугілля. Цей процес пов'язаний з впровадженням нових технологічних схем, створенням нових машин і устаткування для очисних і прохідницьких робіт, транспортного обладнання, а як наслідок і вдосконалення СОДУ. До теперішнього часу СОДУ основними ТП розроблялися як локальні, функціонування яких не було підпорядковано єдиній меті. При низькій концентрації гірничих робіт і невисокому навантаженні на очисні забої такий стан речей був допустимий.

Однак з впровадженням нового обладнання, що дозволяє на практиці збільшити концентрацію очисних робіт з досягненням високих навантажень, відсутність координації в управлінні основними ТП стало помітним стримуючим фактором до виконання планових показників. На високонавантажених шахтах ця робота, в значній мірі, покладається на диспетчерські служби, на основі збору, переважно по телефону з віддалених ділянок шахти, і аналізу отриманої інформації. Як приклад можливо розглядати запити інформації про готовність обладнання після ремонтної зміни, отримання даних про виникнення позаштатних ситуацій, простої обладнання, час усунення несправностей і поломок, узгодження робіт між учасниками ТП та ін. В даний час моніторинг основних ТП та, при необхідних випадках управління, виконуються гірничим диспетчером або змінними диспетчерами [4].

Згідно з концепцією СОДУ (рис. 1.1), її основним завданням є інтелектуальний розвиток системи при вирішенні задач автоматизованого пошуку найбільш правильних (оптимальних) варіантів управління конкретним ТП в реальному масштабі часу.

Для виконання функцій оперативного контролю та управління виробництвом на протязі зміни диспетчеру в тій чи іншій мірі достатньо інформації, яку він отримує від засобів телесигналізації, телевимірювання, а також отриманої оперативної інформації за допомогою телефонного зв'язку, під час переговорів з безпосередніми виконувачами або керівниками технологічного процесу.

Відзначимо, що в завдання диспетчерських служб шахти так само входять накопичення і систематизація відомостей про поведінку основної та додаткових ланок виробництва за визначений відрізок часу, для подальшого аналізу їх впливу на виробничу сторону діяльності шахти.

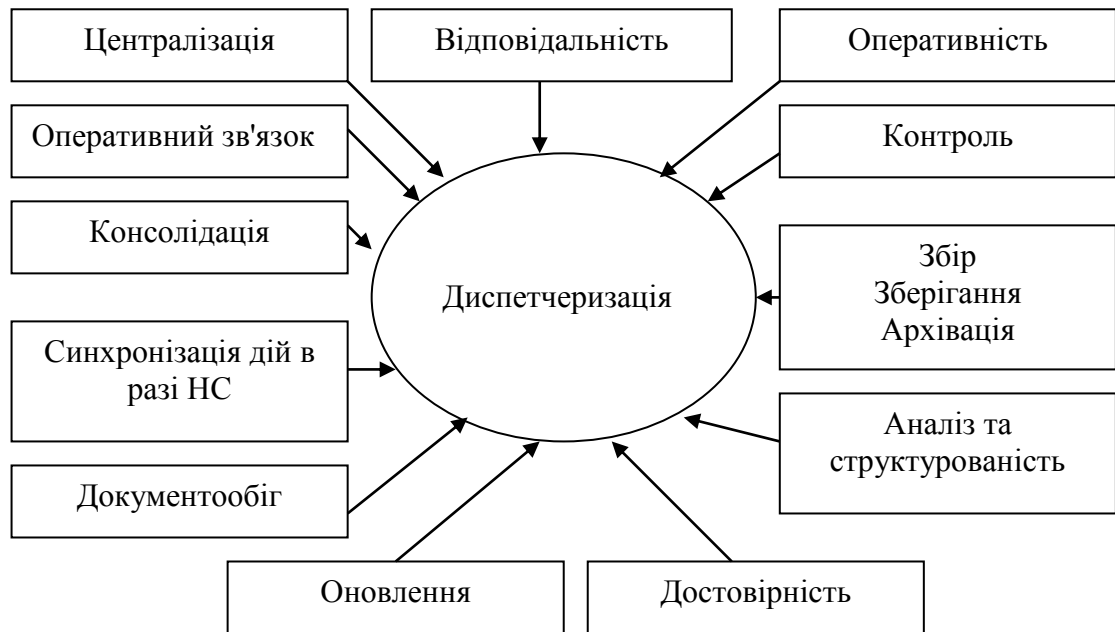


Рис.1.1. Концепція і основні функції відділу диспетчеризації вугільних шахт

Значний обсяг інформації, яку отримує диспетчер в диспетчерській (готовність ділянок до роботи, забезпечення їх матеріалами, простій обладнання та їх причини, позаштатні ситуації та ін.), вимагає ручної реєстрації, попередньої обробки та підготовки для подальшого використання усіма службами шахти, для цього на підприємстві регламентована спеціальна диспетчерська документація. Для оцінки чисельних відомостей, що надходять за перебіг зміни, диспетчеру необхідно правильно проаналізувати, систематизувати, забезпечити наочність та зручність подальшого використання отриманих матеріалів, на що витрачається близько 80% робочого часу, при цьому можливі відхилення на ділянках вугільної шахти, накопичення, змінне отримання нової актуальної інформації про хід проведення основних ТП [5,6].

Для подальшого використання отриманої інформації диспетчер веде робочий документообіг – змінні рапорти, діаграми робіт та простоїв обладнання.

На основі прийнятої інформації та встановлених залежностей для нормальної роботи систем шахти диспетчеру необхідно отримати основні параметри роботи ТП видобутку, проходки та відвантаження:

1. наявність або відсутність породи в прохідницькому забої;
2. вільний обсягу акумулюючи бункерів за умови мінімального завантаження кожного з них при штатній роботі лави;
3. поточну накопичувальну здатність конвеєрів;
4. час, необхідний для повного «скачування» вугілля з конвеєра для очищення стрічок;
5. час, необхідний для повного «перекачування» накопиченої породи;
6. потенційну можливість виконання планового завдання після ліквідації нештатної ситуації: в лаві, на транспорті, в накопичувальному бункері;
7. визначення можливості компенсації втрат видобутку в даній лаві за рахунок інших лав; визначення компенсуючого потенціалу сусідніх ділянок (лав);
8. визначення прогнозної величини втрати видобутку вугілля;
9. визначення обсягу породи, накопиченої при проходці;
10. постійний контроль виконання завдання для прийняття пріоритетних рішень щодо коригування планових завдань окремим лавам для виконання сукупного завдання (тому що можливі варіанти часткового виконання планового завдання);

Визначення:

1. кількості добутого вугілля;
2. кількості вугілля, якого не вистачає до виконання планового завдання (борг);
3. в момент початку роботи лав, що аварійно були зупинені, дія компенсуючих вибоїв припиняється, якщо ці забої свої планові завдання виконали, а за час, що залишився до кінця зміни аварійна лава взмозі компенсувати свій «борг»;

#### 4. прогноз часу простою в залежності від виду аварії.

На рис. 1.2. загально представлені основні завдання диспетчерів СОДУ вугільної шахт. При цьому кожна задача може бути представлена набором основних дій диспетчера.

На першому етапі диспетчер отримує інформацію про роботу видобувних ділянок, розраховується час, протягом якого буде виконаний плановий видобуток, встановлений змінним завданням, якщо цей час більше, ніж залишилося до закінчення зміни, диспетчер дає вказівку на перерозподіл об'ємів видобутку між діючими лавами.

На другому етапі аналізується інформація про час роботи прохідницького комплексу, та визначається можливість виконання планових показників до кінця доби. Диспетчер повинен постійно отримувати інформацію про час виконання планових показників, фактичний обсяг виконаних робіт з розрахунком часу, який буде витрачено для виконання змінних завдань з видобутку вугілля.

На третьому етапі відбувається отримання оперативної інформації про вихід з ладу конвеєрної лінії, визначення часу усунення недоліків, перерозподіл навантаження на лави що працюють для забезпечення планових показників за зміну. У разі виходу з ладу накопичувального бункера лави: якщо з стрічки було скачане вугілля, то, наскільки це можливо, проводиться робота на конвеєр і, відповідно часу простою, проводиться або не проводиться перерозподіл навантаження на інші лави шахти.

У разі виходу з ладу магістральної конвеєрної лінії: якщо це доцільно, то проводиться запуск всієї конвеєрної лінії, і, відповідно до часу усунення недоліків, відбувається перерозподіл навантаження на очисні вибої, які мають можливість працювати на магістральний конвеєр. Решта забоїв працюють на бункер накопичувачі (БН). Якщо немає можливості працювати на магістральний конвеєр, то всі забої працюють на БН.



Рис. 1.2. Основні завдання СОДУ

Якщо наповнення БН, на який працює забій, наближається до критичної (інші ТП працюють в штатному режимі), проводиться розрахунок часу, за який буде скачане вугілля з магістральної конвеєрної лінії, а також час, за який вугільні комбайни взмозі працювати на БН та час, за який буде скачана порода з бункера. Після аналізу розрахованого часу транспортування породної маси відбувається протягом самого малого отриманого результату.

Історично сформований підхід до побудови СОДУ передбачає [7,8], створення автономних, локальних систем, об'єднаних в єдину систему за допомогою додаткових апаратних засобів, що реалізують, як правило, функції передачі інформації. Слабким місцем такого підходу є те, що основні ТП (проведення гірничих виробок, видобуток вугілля та його транспортування), тісним чином пов'язані між собою в послідовний технологічний ланцюг, але вони мають свої незалежні СУ. Для передачі інформації диспетчеру потрібна додаткова підсистема, яка, будучи незалежною і не пов'язаною з ТП [9], не може надійно вирішити питання інформаційного забезпечення диспетчерських служб шахти.



Як відзначалося вище, завданням диспетчера в даний час є координація роботи основних ТП на основі зібраної, переважно за допомогою телефонного зв'язку, інформації:

1. про стан очисного комбайна ("працює", "відключений", "причина відключення", "місце знаходження комбайна", "напрямок руху комбайна", "кількість знятих смуг", "кількостей видобутого з початку зміни вугілля", і т.д.);

2. про стан прохідницького комбайна ("працює", "відключений", "причина відключення", "кількостей відбитої породи" і т.д.);

3. про заповнення БН;

4. про стан живильника БН.

Низька ефективність керування, при використанні існуючих СОДУ, пояснюється великим обсягом оперативної інформації, недостатньою швидкістю визначенні її актуальності, розрахунку, аналізу та прийняття обґрунтованих (адекватно ситуації) рішень диспетчерськими службами вугільної шахти.

### **1.3. Аналіз технологічних схем вугільних шахт стосовно диспетчерського управління.**

При здійсненні гірничим диспетчером керуючих впливів в СОДУ на ТП вугільної шахти необхідно враховувати, що тільки спільний розгляд техніко-економічних обмежень, спрямованих на подальше вдосконалення технології та організації виробництва, при створенні умов для більш ефективного використання обладнання, це передумови для підвищення ефективності виробництва. Це слід враховувати при вирішенні задачі моделювання основних ТП та розрахунку навантаження на них.[10,11].

На першому етапі розробки СПРД розглянемо імовірнісний характер продуктивності шахти за технологічною схемою видобутку і транспортування вугілля.

На підставі аналізу технологічних особливостей, різноманіття гірничо-геологічних, гірничотехнічних і техніко-економічних показників шахт Західного і Східного Донбасу проведена класифікація технологічних схем за характерними ознаками. Основу класифікації склали три групи, що відображають особливості залягання пластів, систем підготовки і систем розробки шахтних полів, схем і видів підземного транспорту вугілля і породи та ін. Представники кожної з цих груп позначені найменуванням технологічних схем № 1-3 (рис.1.3 - рис.1.5) в якості вхідних даних для детального розгляду в даній роботі.

Основні технічні дані по шахтам наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 Характеристики вугільних шахт за типами

№ технологічної схеми	Глибина розробки $H_{ц}$	Потужність шахти, тыс.т/рік $D_y$	Середня кількість очисних вибоїв <b>C</b>	Кількість породи що видається тыс.т/рік $D_n$	Середня кількість підготовчих вибоїв	Нормальний водоприток, м <sup>3</sup> /год $Q_n$
1	300-1500	600	6	300	5	100- 800
		900	6	450	8	
		1200	7	550	11	
		1500	7	600	10	
2	300-1500	900	6	450	8	100- 800
		1200	7	550	11	
		1500	7	600	10	
		2400	8	960	11	
		3000	10	1000	12	
3(<45°)	300-1500	600	8	300	8	100- 800
		900	10	450	12	
		1200	12	550	17	
3(>45°)	300-1500	600	14	300	8	100- 800
		900	17	450	12	
		1200	20	550	17	



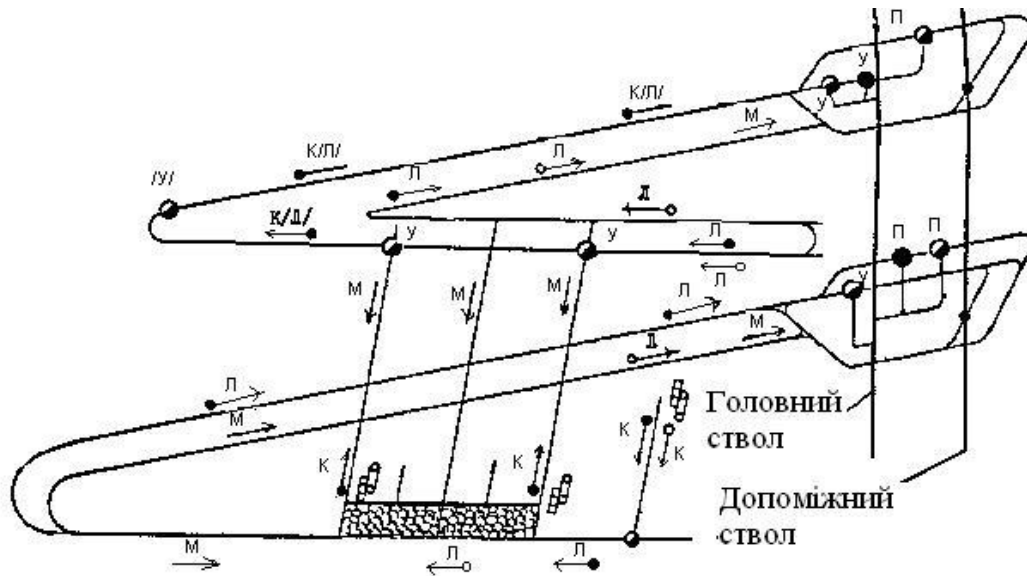


Рис. 1.4. Технологічна схема № 2

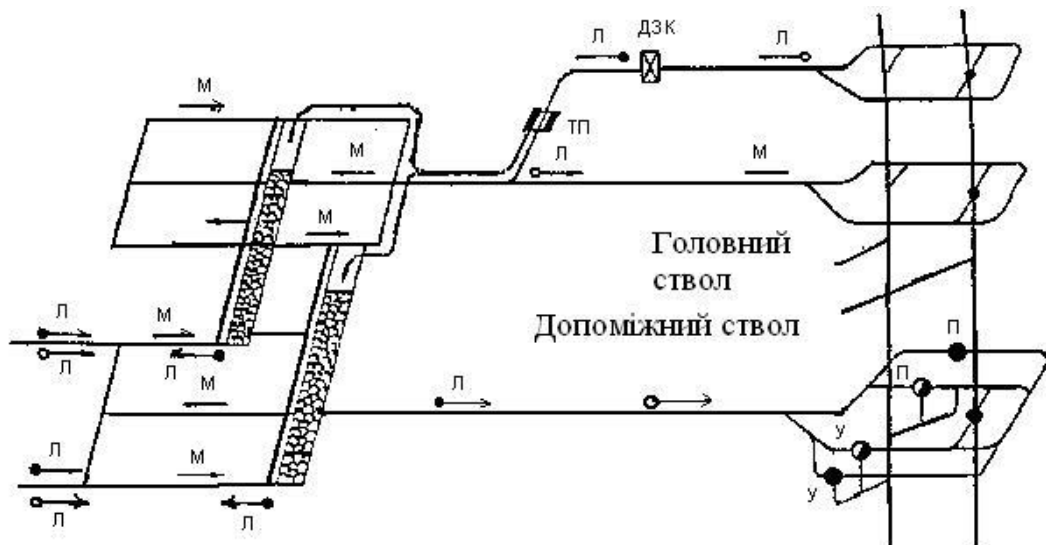


Рис.1.5. Технологічна схема № 3

Використання різних схем видобутку та систем керування потребує розробки нової, або модернізації старої системи диспетчерського управління на основі розрахунку, аналізу актуальності обґрунтованих (адекватно ситуації) рішень диспетчерськими службами вугільної шахти виходячи із

технологічних можливостей та обмежень обладнання процесів видобутку вугілля.

#### **1.4 Технічні засоби автоматизації і системи оперативно-диспетчерського управління вугільними шахтами**

На даний час на підприємствах вугільної промисловості широко впроваджуються засоби автоматизації, АСУ ТП, СОДУ, але їх розробки не носять системний характер, засоби автоматизації часто локальні, побудовані на застарілій елементній базі, що використовують обмежений обсяг інформації, алгоритми функціонування недосконалі [13]. Як показує досвід експлуатації, автоматизація окремих об'єктів і підрозділів, навіть при досягненні на них високій ефективності майже не позначається на показниках діяльності підприємства в цілому [14]. Для досягнення оптимальних результатів необхідна розробка системної, принципово нової концепції створення СОДУ, з досконалими системами передачі інформації та розрахунку, з використанням сучасних ММ.

Розроблена інститутом «Автоматгірмаш ім. В.А.Антипова» комплексна система автоматизації шахт на базі сучасних інформаційних технологій, багатофакторного контролю ТП, стану обладнання, масиву гірничої породи, внутрішньо шахтних аерології.

Ця система в умовах різноманітності структурних особливостей та виробничого потенціалу шахти обумовлює необхідність відкритої ієрархічної структури, модульної побудови системи, а висока динамічність, стохастичний характер змін та реальна невизначеність гірничо-геологічних умов і зовнішнього середовища - її адаптацію та прогнозування розвитку ситуацій на шахті.

Концепція реалізується в рамках створюваної інститутом модульно-адаптивної прогностичної СУ шахтою. Максимальний варіант системи

складається з 22 окремих функціонально автономних, але інформаційно пов'язаних модулів, одним з яких є модуль оперативно-диспетчерської служби. СОДУ, який призначений для оперативних управлінь шахтою на основі інформації про параметри безпеки та прогнозування появи аварійних ситуацій, виконання ТП, стану гірничошахтного устаткування і внутрішньо шахтного середовища. Ця інформація відображається на екрані колективного використання, моніторах диспетчера, керівника шахти та керівників технічних служб. Вона використовується для прийняття обґрунтованих, оптимальних управлінських рішень диспетчером та керівником шахти.

Всі підсистеми об'єднані в обчислювальну мережу з формуванням загальної бази даних.

Важливими особливостями СОДУ є наявність функцій багатофакторного контролю стану контрольованих об'єктів та технологічних процесів вугільної шахти [15].

В даний час також застосовують СОДУ для вугільних шахт виробництва ТОВ «ІНГОРТЕХ» [16]. Система СОДУ забезпечує:

1. збір даних про параметри ТП та стан обладнання;
2. виконання функцій автоматичного управління і регулювання об'єктів ТП, виявлення та відпрацювання позаштатних ситуацій;
3. передачу даних від локальних систем автоматизації об'єктів шахти на верхній рівень для обробки та зберігання;
4. відображення поточних і архівних даних на АРМ (автоматичному робочому місці) гірничого диспетчера, головних фахівців та керівників шахти; дистанційне управління об'єктами шахти з АРМ гірничого диспетчера;
5. можливість виведення необхідної інформації на друкууючий пристрій;
6. оперативний доступ керівництва шахти до поточної та архівної інформації;
7. безперервний цілодобовий режим роботи системи.

Також відома уніфікована телекомунікаційна автоматизована система диспетчерського контролю і управління УТАС [8], розроблена ГП «Петровський завод вугільного машинобудування».

Система УТАС забезпечує виконання таких функцій:

1. місцева та централізована індикація поточних значень аналогових показників об'єктів які контролюються;
2. місцева та централізована візуальна попереджувальна сигналізація при досягненні критичного стану об'єктів які контролюються;
3. місцева і централізована візуальна і звукова аварійна сигналізація про досягнення гранично допустимих рівнів параметрів (показників) які контролюються або аварійного стану контрольованих;
4. місцева сигналізація про граничні положення та позиції пересувного устаткування, деталей машин і механізмів;
5. ввімкнення об'єктів ТП за командою диспетчера (оператора), в т.ч. за встановленими алгоритмами, їх технологічну зупинку;
6. видача керуючих команд на захисні виключення обладнання або блокування ланцюгів управління при досягненні контрольованими показниками гранично допустимого рівня;
7. можливість здійснення централізованих керуючих впливів (захисних відключень, блокувань) з метою не допустити розвитку аварійних ситуацій;
8. передача, прийом, відображення, реєстрація та накопичення інформації що надходить від складових частин системи;
9. відбір, первинна обробка та передача диспетчерській службі шахти технологічної інформації та інформації про показники безпеки об'єктів ТП які контролюються;
10. надання диспетчеру інформації про стан об'єктів ТП які контролюються з використанням чотирьох типів сигналів (нормальна робота, перед аварійний стан, аварійний стан, режим перевірки).

Таким чином, огляд існуючих СОДУ показує, що диспетчеру складно отримати актуальну та достовірну інформацію з об'єктів управління, та контролю ТП, йому важко аналізувати велику кількість отриманої інформації, що надходить на диспетчерський пульт, при цьому виділяючи критично актуальні напрямки [17,18]. Для більш ефективної роботи диспетчерських служб шахти необхідно впровадження більш досконалих технологій отримання, обробки отриманої інформації диспетчерськими службами шахти, з розробкою алгоритму розрахунку виконання планових показників з введенням, економічно актуальних обмежень ТП вугільних шахт.

### **1.5 Огляд існуючих моделей і методів розв'язання задачі управління технологічних процесів вугільної шахти.**

Процес взаємодії СУ та об'єкта якою вона управляє представлений у вигляді схеми, зображеної на рис.1.6. При цьому сам об'єкт управління зображено у вигляді двох блоків: безпосередньо самої керованої ТС і блока реалізації розрахованих управлінь в СУ.

При управлінні вугільною шахтою, як СТС блок реалізації управління недостатньо представити тільки набором регуляторів, тому що часто виникає необхідність в реалізації управлінь, які потребують масштабних змін режиму функціонування самої СТС.

Тоді, для ефективного використання класичних методів теорії управління СТС поряд з блоком вироблення управлінь, треба встановлювати блок визначення плану його реалізації. Це дозволить своєчасно виявити необхідність реалізації управління при забезпеченні оптимального режиму функціонування ТП вугільної шахти.



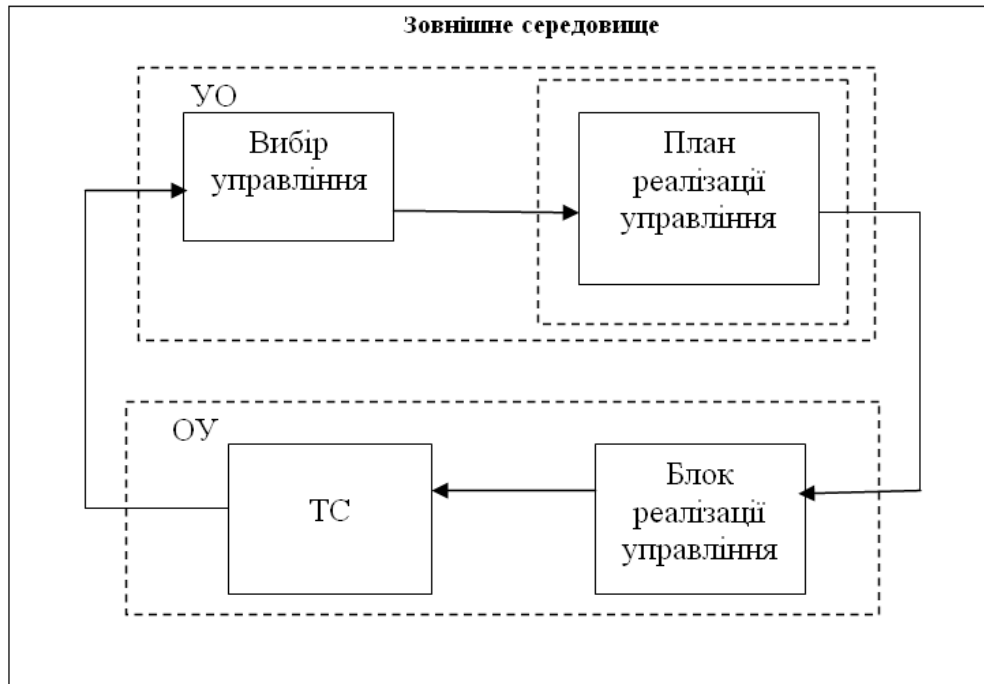


Рис. 1.6. Схема взаємодії управляючого об'єкта та об'єкта управління в процесі функціонування

Відома модель СОДУ навантаженням на лави вугільної шахти [19] представлена у вигляді функції мети, яка визначає виконання планових показників видобутку вугілля по шахті:

$$\sum_{i=1}^n x_i \rightarrow D_v \quad (1.1)$$

Система обмежень представлена набором граничних функцій: граничні навантаження на очисні вибої:

$$d_i \leq x_i \leq D_i \quad (1.2)$$

граничні навантаження по вмісту золи у вугіллі що видобувається:

$$\sum_{i=1}^n (z_i x_i) / D_v \leq Z_i \quad (1.3)$$

граничні навантаження по вмісту сірки у вугіллі що видобувається:

$$\sum_{i=1}^n (s_i \cdot x_i) / D_g \leq S_i \quad (1.4)$$

де  $x_i$  – обсяг видобутку по  $i$ -му очисному вибою [т],  $i - 1, 2, \dots n$ ;

$n$  – кількість видобувних забоїв що працюють;

$D_b$  – фактична виробнича потужності шахти [т];

$d_i$  – нормативне навантаження на час розрахунку [т];

$D_i$  – максимальний технічний обсяг видобутку по лаві [т];

$Z_i$  – граничний вміст золи у вугіллі що видобувається, [%];

$S_i$  – граничний вміст сірки у вугіллі що видобувається, [%].

В літературі зустрічається варіант розподілу місячного навантаження на очисні вибої з урахуванням мінімуму експлуатаційних витрат [20].

Для визначення плану реалізації на шахті, в СОДУ використовуються структурні властивості рішень задач управління окремих ланок вуглевидобутку. Тому необхідно враховувати загальні характеристики ТП вугільних шахт, властивості СОДУ яка використовується для умов конкретної вугільної шахти з урахуванням обмежень технологічного характеру [21, 22].

В умовах дискретно-безперервного стохастичного характеру гірничого виробництва утримувати систему «видобуток-якість вугілля» строго на планових показниках неможливо. Залишається лише використовувати такий алгоритм управління в СОДУ, який забезпечує перехід роботи ТП з фактичного стану в найбільш наближений до оптимального або планового. Таким чином дотримується принцип оптимальності, згідно з яким незалежно від того, як система потрапила в даний стан, управління має забезпечити виведення системи на оптимальну траєкторію подальшого руху до кінця протікання процесу або до закінчення планового періоду. Такий підхід до оптимізації процесу роботи забезпечує реалізацію принципу безперервності перспективного, поточного, оперативного планування і керування в сучасних СОДУ.

Потужність пласта, вміст золи, сірки, волога вугілля в лаві не є керованими чинниками, оскільки визначаються гірничо-геологічними умовами разом з довжиною лави, яка для діючих лав – постійна. Завдання СОДУ очисними роботами полягає в стабілізації якісних показників вугілля в процесі виконання плану видобутку по шахті в цілому.

В СОДУ очисними роботами перспективне та поточне планування являє собою пошук максимально наближених значень до планових показаннями, а місячне, добове, змінне планування та автоматичне управління – процеси наближення до виконання планових показників [23,24]. Відомі моделі місячного, добового і змінного планування, які ідентичні моделям лінійного програмування та формулюються наступним чином: знаходження сукупності величин  $Q_{it}$  та  $Q_{jt}$ , які мінімізують лінійну функцію мети:

$$Z_t = \sum_{i=1}^n Q_{it} A_i^c + \sum_{j=1}^m Q_{jt} A_j^c \rightarrow \min, i = \overline{1..n}, j = \overline{1..m} \quad (1.5)$$

при обмеженнях:

$$0 \leq Q_{it} \leq Q_i; \quad i = \overline{1..n}, \quad (1.6)$$

$$Q_j \leq Q_{jt} \leq Q_{j \max}; \quad j = \overline{1..m} \quad (1.7)$$

$$D_{\min} \leq \sum_{i=1}^n Q_{it} + \sum_{j=1}^m Q_{jt} \leq D_{\max} \quad i = \overline{1..n}, j = \overline{1..m}. \quad (1.8)$$

де  $Q_i$  – видобуток з  $i$ -ї випереджаючої лави, за попередній період часу (перед плановим), [т];

$Q_j$  – планований видобуток з  $i$ -ї лави яка випереджає, [т];

$Q_{jt}$  – видобуток з  $j$ -ї лави яка відстає, за попередній період часу, [т];

$Q_{jt}$  – планований видобуток з  $j$ -ї лави яка відстає, [т];

$D$  – плановий показник видобутку по шахті, [т];

$A_i^c, A_j^c$  – вміст золи та сірки з  $i$ -ї та  $j$ -ї лав, частки одиниці;

$A_n^c$  – плановий показник вмісту золи в вугіллі по шахті;

$n, m$  – число лав які випереджують та відстають від планових показників видобутку вугілля;

$t$  – час розрахунку планових показників.

Лінійна форма моделі (1.5) являє собою понадпланову кількісну характеристику вмісту золи у вугіллі за планований період. Обмеження (1.8) виражає вимоги виконання директивних показників за обсягом видобутку, а нерівність (1.6) – умова для лави яка випереджає; планований видобуток не повинен перевищувати визначений рівень. Нерівність (1.7) визначає зміну меж планових показань для лави яка відстає. Плановане навантаження не повинно бути менше поточної і більше максимально можливого навантаження на  $j$ -ту лаву, що представляє собою величину виробничої потужності забою, розрахованої з урахуванням технічних можливостей обладнання та умов провітрювання. Зазначені обмеження справедливі на етапі місячного планування.

Відомо використання критерію оптимальності моделі, з урахуванням необхідної для оперативно-виробничого управління точністю, згідно рекомендаціям [25], які представлені лінійною функцією. Рішення завдання за допомогою методів лінійного програмування дозволяє визначити оптимальне планове навантаження лавам які задіяні в процесі видобутку вугілля. Впровадження та використання обмежень для величин навантажень лав які випереджують або відстають у видобутку за плановий період часу, сприяє утриманню планових пропорцій очисних вибоїв.

У даному підході не врахований можливий вихід шахти за встановлений режим нормальної роботи, в рамках якого ще можливо економічно обґрунтоване функціонування обладнання основних ТП [26]. За цей час диспетчер без втрати для процесу видобутку шахти може скоординувати роботу всіх служб шахти для повернення гірничого обладнання в штатний режим роботи та виконання планових навантажень без зупинки машин та механізмів ТП.

На рівні добового планування за допомогою цієї моделі визначаються контрольні завдання очисним ділянкам. Завдання управління залишається незмінною і на етапі місячного планування, змінюються тільки вимоги до планованих навантажень на випереджаючі лави. Наприклад, в інтересах виконання поточного плану не можна передбачати навантаження на лави, які були б менше планових.

Для виконання планових навантажень, з урахуванням якісних показників, диспетчер перерозподіляє потоки гірничої маси з видобувних лав. З урахуванням якісних параметрів вантажопотік може бути направлений до скіпового підйому та на поверхню шахти в СВП (сховище вугілля на поверхні), в накопичувальні бункера (БН) шахтного поля, при цьому відбувається змішування рядового вугілля. Цей варіант управління плановими показниками шахти, з урахуванням якісних показників, застосовується в шахтах Східного Донбасу з багато горизонтним розкриттям шахтних полів, на шахтах з розташуванням збагачувальних фабрик на території ряду шахт одного вугільного басейну.

На етапі змінного планування задачами управління є вибір таких нарядів лав, які відповідають їх виробничим можливостям, враховуючи результати роботи лав з початку місяця, доби, або за попередні зміни. Модель змінного управління [27] представлена таким чином:

$$L = \sum_{k=1}^{m+n} Q_k A_k^c - D_{cm} A_n^c \rightarrow \min i = \overline{1..n+m}$$

при наступних обмеженнях:

$$Q_k^{\min} \leq Q_k \leq Q_k^{\max} \text{ и } D_{zm} \leq \sum_{k=1}^{m+n} Q_k \leq D_{zm\max},$$

де  $D_{zm}$  – змінний план видобутку вугілля на шахті, [т];

$m+n$  – загальна кількість лав на шахті.

Фактор випередження або відставання лав на рівні змінного планування не враховується окремо, а входить побічно в обмеження

навантаження на очисний забій, яке в свою чергу відображає реальну виробничу обстановку на шахті. Отримані на рівні змінного планування навантаження є вихідними в процесі управління очисними роботами. Для організації СОДУ необхідні наступні дані: показники вмісту золи в вугіллі кожного очисного забою; плановий видобуток по шахті за зміну; плановий вміст золи в вугіллі шахти; фактичний видобуток в кожному очисному забої.

Відомі СОДУ [28,29,30] очисними роботами, управління якими здійснюється наступним чином.

Стан шахти визначає вектор станів:

$$X = x_1, x_2, \dots, x_l,$$

де  $l$  – кількість очисних забоїв на шахті.

Кожна компонента вектора стану може приймати велику кількість значень. Для зменшення їх кількості, необхідно відкинути практично неможливі значення, залишивши найбільш ймовірні або ввести загально допустиме значення, об'єднавши їх за певною ознакою. Основний показник такої ознаки є рівень виконання плану видобутку очисним забоем. Наприклад, для кожної компоненти вектора можливо прийняти, виходячи зі статистичних даних роботи шахти чотири узагальнених значення:

$x_i^0$  – видобуток по участку відсутній, або складає біля 50% від плану;

$x_i^1$  – видобуток становить близько 75% від планової;

$x_i^2$  – очисний забій працює в режимі, близькому до плану;

$x_i^3$  – очисний забій працює у форсованому режимі з навантаженням до 125% від планового видобутку і більше.

Для того щоб проводити управління якістю вугілля, вектор, що характеризує стан шахти, необхідно доповнити показниками вмісту золи для кожного очисного забою [23]. З урахуванням цих показників вектор станів набирає вигляд:

$$X = X_1^{0.1.2.3} A_1^c, X_2^{0.1.2.3} A_2^c, X_i^{0.1.2.3} A_i^c, \overline{DA}^c,$$

причому

$$\bar{D} = \sum_{i=1}^l x_i, \text{ а } \bar{A}^C = \sum_{i=1}^l \frac{x_i \cdot A_i^C}{\bar{D}}, i = \overline{1..l}.$$

Як показано вище в усі моделі ДУ очисними роботами не включені витрати видобувних ділянок та шахти на сам процес видобутку вугілля. Це пояснюється тим, що завданням ДУ не є розробка нових планових завдань, а є коригування їх з урахуванням співвідношень навантажень, рекомендованих поточним планом, в якому прийняті до уваги як змінні, так і постійні витрати окремих ділянок та шахти в цілому. Останнє є недоліком описаного підходу і не дозволяє розраховувати ефективність технологічних процесів шахти.

В роботах Демиденко М.А. розглядаються питання оперативного диспетчерського управління гірничим виробництвом [21-34]. При цьому вказуються недоліки такого управління - доцільність управління в багатьох випадках визначається на основі досвіду і інтуїції самого диспетчера. Тому, якщо досвід диспетчера недостатній або цілі управління в даний момент не повністю усвідомлені, то висока ймовірність прийняття неправильних оперативних управлінських рішень.

Автори ряду робіт відзначають важливість вирішення проблем вдосконалення СОДУ для усунення існуючих недоліків. Так, в [35,36] вказується, що внутрішньо змінні простої на шахтах України складають до 22% робочого часу. При цьому одна шоста частина тривалих простоїв в лавах викликана організаційними причинами. Це головним чином відсутність фронту робіт, кріпильних матеріалів і порушень правил техніки безпеки, за що відповідає диспетчерська служба шахти.

В даний час на вугільних шахтах експлуатуються сучасні комплекси очищення вугільних пластів, що обумовлює безперервне зростання навантажень на лаву. В цих умовах навіть невеликі за часом простої будь-якої технологічної ланки шахти викликають значні втрати видобутку корисних копалин.

В роботах А.С.Астахова та Е.І. Гойзмана [37,38] наведені ММ оптимізації оперативного керівництва і організації виробничих процесів в окремо взятому очисному забої вугільної шахти. Запропоновані ММ дозволяють розподілити робітників по процесах і операціях виробничого циклу в забої за критерієм мінімуму сумарної трудомісткості робіт. Однак в цій моделі оптимізація роботи окремого забою не пов'язана з функціонуванням всього комплексу шахти.

Найбільш значні теоретичні та практичні успіхи були отримані в рішенні задач ДУ виробництвом вугільних шахт в комплексі але, у багатьох роботах гірниче виробництво розглядається як детермінований процес, в інших - як випадковий. Існують роботи, що поєднують обидва підходи. Крім того, сама проблема СОДУ гірським комплексом шахти в різних роботах ставиться по-різному.

В роботах [39-41] розглянуто оперативне управління при перерозподілу навантажень для виконання планових показників забоїв в загальношахтному видобутку з урахуванням технологічних обмежень.

М.А.Бурштейном та Є.І.Мироновою [42] запропонована ММ оперативного регулювання пайовою участю вибоїв в загальношахтному видобутку з метою забезпечення виконання і перевиконання добових і змінних завдань за обсягом видобутку вугілля з урахуванням його якості. Модель дозволяє здійснити вибір таких завдань, які відповідають виробничим можливостям лав та шахти з урахуванням результатів їх роботи за попередню добу та зміни розрахункової доби. В якості критерію оптимізації в моделі узятий мінімум відхилення фактичного вмісту золи в вугіллі від планової. Для реалізації моделі на ЕОМ використовується апарат лінійного програмування.

В якості критерію оптимальності Демиденко М.А. [29] запропонував прийняти економічний критерій у формі відхилення фактичного прибутку рудника від плану в більшу сторону.

$$R = P_{пл} - P_{ф} \longrightarrow \min,$$



де  $P_{nl}$  – плановий прибуток за прийнятий період оперативного управління [грн];

$P_\phi$  – фактичний прибуток [грн] за цей період складає:

$$P_\phi = C * D - Z_1 - Z_2;$$

де  $C$  – ціна однієї тонни корисних копалин виданого підприємством [грн./т];

$D$  – обсяг видачі корисних копалини за прийнятий період оперативного управління [т];

$Z_1$  – витрати на видобуток і видачу корисних копалин на поверхню [грн.];

$Z_2$  – витрати на управління [грн.].

В роботі Панченко В.В. [42] вирішується аналогічна задача СОДУ гірничотранспортним комплексом (ГТК) залізрудного кар'єру. Для змінного інтервалу часу вона має дві мети:

1. Забезпечення виконання змінного обсягу переробки по прийомному ланцюгу;

2. Стабілізація середньої якості руд в обсягах усереднення.

Формально найбільш просто ступінь досягнення цих цілей можна оцінити наступними критеріями ефективності управління за зміну:

$$\Delta Q = \sum_{m=1}^M (G_m^{nl} - G_m^\phi)^2 \rightarrow \min \quad (1.9)$$

при

$$G_m^{nl} - \Delta G_m \leq G_m^\phi \leq G_m^{nl} + \Delta G_m, m = \overline{1, M} \quad (1.10)$$

та

$$\Delta \alpha = \sum_{j=1}^{Jm} (\overline{\alpha_{mj}^{nl}} - \overline{\alpha_{mj}^\phi})^2 \rightarrow \min \quad (1.11)$$

при

$$\overline{\alpha_{mj}^{nl}} - \Delta \alpha_m^{\partial об} \leq \alpha_{mj}^\phi \leq \overline{\alpha_{mj}^{nl}} + \Delta \alpha_m^{\partial об}, m = \overline{1, M}. \quad (1.12)$$

де  $G_m^\phi$  – фактичний змінний обсяг переробки по  $m$ -му розвантажувальному пункту приймальної ланки [т];

$\Delta G_m$  – допустимі відхилення обсягу  $G_m^\Phi$  від  $G_m^{nl}$  [т];

$\overline{\alpha_{mj}^\Phi}$  – фактичне середнє значення якості руд к  $j$ -му обсязі усереднення для  $m$ -го розвантажувального пункту приймальної ланки.

Провівши декомпозицію критерій ефективності СОДУ на змінному інтервалі, зокрема, для нижнього рівня гірничотранспортного комплексу, набуває наступний виду:

$$\sum_{i=1}^R \sum_{j=1}^J \sum_{l=1}^L (Q_{ijl}^{nl} - Q_{ijl}^\Phi)^2 \rightarrow \min, \quad (1.13)$$

$$\sum_{s=1}^S \sum_{k=1}^N (P_{ks}^{nl} - P_{ks}^\Phi)^2 \rightarrow \min, \quad (1.14)$$

де  $L$  – число конкретних інтервалів часу для обсягів видобутку по забоях при формуванні  $j$ -го обсягу усереднення;

$Q_{ijl}^{nl}, Q_{ijl}^\Phi$  – відповідно плановий та фактичний обсяги видобутку по  $i$ -му забою при формуванні  $j$ -го обсягу усереднення за  $L$ -му контрольному інтервалі часу [т];

$S$  – число контрольних інтервалів часу протягом зміни для транспортної роботи автосамоскидів;

$P_{ks}^{nl}, P_{ks}^\Phi$  – відповідно планова та фактична транспортна робота  $k$ -го автосамоскиду в  $S$ -й контрольний інтервалів часу.

Особливості математичного опису вантажопотоків гірничих підприємств, стосовно побудови СОДУ, сформульовані вченими Національного гірничого університету академіком Півняком Г.Г., професором Ткачовим В.В. та ін. в [43] являють собою випадковий процес, який досить монотонно змінюється в часі. При цьому основними характеристиками транспортних вантажопотоків є: середнє значення, або математичне очікування  $M_Q$ , дисперсія  $D_Q$ , середньоквадратичне відхилення  $\sigma_Q = \sqrt{D_Q}$ , кореляційний функція  $RQ(\tau)$  і диференційний закон розподілу

інтенсивності вантажопотоку  $P(Q)$ , які використовуються для вибору рівня ймовірності певних розрахункових величин.

У загальному випадку вантажопотік  $Q(t)$  являє собою послідовність імпульсів випадкової тривалості. В межах тривалості імпульсів вантажопотік може бути описаний як безперервний процес. При цьому можна описати його як безперервну  $Q'(t)$ , так і дискретну  $\varphi Q(t)$  складові процесу  $Q(t)$ .

Наявності в транспортних системах проміжних бункерів, час заповнення яких залежить від тривалості спаду кореляційної функції [44], дозволили запропонувати модель вантажопотоку в вигляді сукупності прямокутних імпульсів випадкової тривалості і висоти.

Транспортування корисних копалин на шахтах являє собою розгалужену конвеєрну мережу, яка забезпечує доставку видобутих корисних копалин в загальношахтний бункер або СВП. Технологічні транспортні схеми мають певні особливості в умовах вугільних шахт. Однак загальною рисою цих схем є те, що для ефективного управління вантажопотоками СОДУ в транспортній системі необхідні БН, які дозволяють здійснювати регулювання завантаження на декількох транспортних магістралях. БН дозволяють здійснювати перерозподіл корисних копалин. При цьому задача управління вантажопотоками на гірському підприємстві може бути сформульовано по-різному. В одному випадку потрібно забезпечити ритмічність роботи всіх технологічних комплексів, для чого необхідно стабілізувати вантажопотоки по продуктивності, в інших випадках - забезпечити таке управління технологічним обладнанням, за допомогою якого було б можливо прогнозувати обсяги видобутку і якість корисних копалин при оптимальному використанні всіх можливостей БН, транспортної мережі та СВП

## 1.6 Висновки. Постановка задач досліджень і розробок

Огляд літературних джерел та існуючих СОДУ показує, що велика кількість інформації диспетчерські служби отримують в оперативному режимі за допомогою телефонного зв'язку, в ручному режимі вносять її до баз даних СОДУ вугільних шахт, а при отриманні нової інформації диспетчеру потрібен запас часу для введення нових даних та їх аналізу. При цьому ефективність управління ТП вугільних шахт знижується. ММ, що забезпечують вирішення завдань СОДУ для умов шахт не завжди пристосовані до конкретних технологічних умов і мають наступні недоліки.

1. У розглянутих математичних моделях СОДУ передбачається, що продуктивність кожної лави  $X_i$ ,  $i = \overline{1, n}$  – є величина постійна на даному плановому періоді. Насправді це є випадкова величина з певним законом розподілу. Більш точно  $X_i(t)$ , – являє собою випадковий процес з певними характеристиками.

2. При постановці задач виконання планових відвантажень вугілля не враховуються процес доставки вугілля на поверхню шахти з урахуванням випадкового характеру  $X_i(t)$  та обмежень пропускної здатності ТМ, що може привести до перевантаження конвеєрів. При цьому необхідно враховувати конфігурацію ТМ, наявність ряду БН та їх розмір, вміст СВП.

3. Розгляд питань обліку обмежень при ефективному ДУ основними ТП вимагає проведення додаткових досліджень. Визначення взаємозв'язку між основними параметрами видобутку, пропускної спроможності транспортної мережі (ТМ), а в разі наявності на ділянках ТМ накопичувальних бункерів (БН), які є додатковим регулюванням величини вантажопотоків надходження вугілля з лави, є однією з основ складової ефективної ММ сучасної СОДУ, але які не розглядалися в існуючих ММ СОДУ.

4. Підвищення ефективності процесу ДУ можливо на основі розрахункового обґрунтування прийнятих рішень при використанні техніко-

економічного критерію з урахуванням технологічних, енергетичних та економічних обмежень видобутку на вугільних шахтах.

5. В аналітичній частині врахувати дію БН практично неможливо, для цього необхідне застосування обчислювального експерименту на основі імітаційної моделі з урахуванням розробленої ММ СПРД вугільної шахти.

Таким чином, в проаналізованих роботах СОДУ гірським комплексом шахти розглядається, як задача управління ТП без комплексного урахування таких важливих техніко-економічних параметрів як якісні характеристики вугілля, що видобувається (зола, сірка, вологість), економічних показників виконання планових відвантажень споживачеві з урахуванням витрат, які роблять великий вплив на формування прибутковості підприємства.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити такі наукові задачі:

1. На основі досліджень і аналізу характеристик ТП та існуючих математичних методів вирішення завдань ДУ такими об'єктами обґрунтувати структуру математичної моделі для вирішення задач управління основними ТП вугільної шахти
2. Виконати аналіз інформаційних потоків в задачах диспетчеризації вугільних шахт для уточнення параметрів математичної моделі СПРД.
3. Сформувати систему техніко-економічних обмежень стосовно СПРД СОДУ.
4. Розробити систему підтримки прийняття рішень диспетчера (СПРД) вугільних шахт на основі комплексної ММ, що містить техніко-економічних обмеження. Для вирішення цього завдання необхідно:
  - провести апроксимацію автокореляційної функції вантажопотоку згідно технологічної схеми розробки вугільних пластів;
  - виконати аналіз основних ТП, визначити час актуальності прийняття відповідальних рішень та ймовірність виходу обладнання за оптимальний режим роботи;
  - сформувати систему техніко-економічних обмежень ТП шахти ;

- розробити базу даних і програмний комплекс для реалізації СПРД вугільної шахти.

5. На основі розробки імітаційної моделі (ІМ) дослідити режими роботи магістрального конвеєрного транспорту вугільної шахти з урахуванням випадкового характеру видобутку вугілля, обмежень пропускної здатності ТМ та оснащення її БН з метою визначення ймовірності перевантаження обладнання ТМ, параметрів мінімального відхилення відвантаження вугілля від планових показників, для різних наборів вхідних даних СПРД та застосування отриманих рішень в умовах СОДУ.

## **РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ДИСПЕТЧЕРСЬКОГО УПРАВЛІННЯ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ**

### **2.1 Аналіз алгоритму роботи диспетчера вугільної шахти**

Ефективність функціонування СОДУ визначається тим, наскільки ефективно використовується інформація, що циркулює в системі. Інформація відображена в СОДУ розділяється на оперативну і довідкову [45].

Оперативна інформація існує короткий період часу і відображається за допомогою індикаторних приладів. Вона надходить безперервно і в першу чергу використовується диспетчером при прийнятті оперативних управлінських рішень за основними ТП вугільної шахти.

В даний час СОДУ на гірничих підприємствах обладнані застарілими технічними засобами передачі інформації та не забезпечуються новими методичними розробками.

Основна інформація приходить від систем:

"ОЗ" (очисних забоїв) – безперервне визначення і передача місцезнаходження комбайна в лаві, напрямок його руху. В подальшому зберігаються і обробляються дані про пройдений шлях комбайна за зміну, число циклів виконаних за зміну, а як наслідок – розрахунок просування забою, видобуток вугілля - ця інформація довідкового характеру;

"Т" (транспорт) – облік складу, стан і рух основного гірничо-шахтного транспорту, облік шахтних вагонеток та контроль наявності електровозів на навантажувальних пунктах і в приствольному дворі. Відбувається оцінка доцільності і необхідності відправлення складу з порожніми вагонетками до того чи іншого навантажувального пункту.

Ця інформація використовується практично всіма службами шахти, і тому вона реєструється в обліково-довідковій формі, розмножується і

накопичується для подальшого обліку, аналізу та планування поточної, а також перспективної діяльності шахти.

Накопичена в обліково-довідкових формах інформація дозволяє звільнити диспетчера від заповнення документів з обліку погодинного видобутку і простоїв обладнання на шахті, табелів виходу і т.д. та перевести його роботу на більш важливі питання і проблематику його діяльності [46].

Виходячи із завдань диспетчерської служби [47], представимо схему алгоритму роботи диспетчера протягом зміни на рис.2.1, яка починається з детального ознайомлення з фактично виконаним завданням попередньої зміни [блок 1]. Головні завдання на заданому проміжку часу [блок 2 - 3] – зменшити втрату інформації про хід робочого циклу, ефективно використовувати отримані дані, як в усній, так і в письмовій формі.

Після уточнення та отримання всіх даних диспетчер дає вказівку для виконання комплексу робіт в оперативному режимі [блок 4].

Надалі виконується звичайна послідовність контролю режимів роботи персоналу [блок 5], а також всього обладнання, прослуховуються доповіді гірських майстрів.

При виникненні позаштатних ситуацій, диспетчер дає команди відповідно до існуючих інструкцій, плану ліквідації аварій, а також вживає заходів щодо запобігання порушень нормального режиму [блок 6, 7, 8].

Після перевірки позаштатних ситуацій [блок 9] і нормалізації всіх процесів, диспетчер переходить до вирішення чергового завдання управління [блок 10], контролю роботи окремих ТП або роботи шахти в цілому.



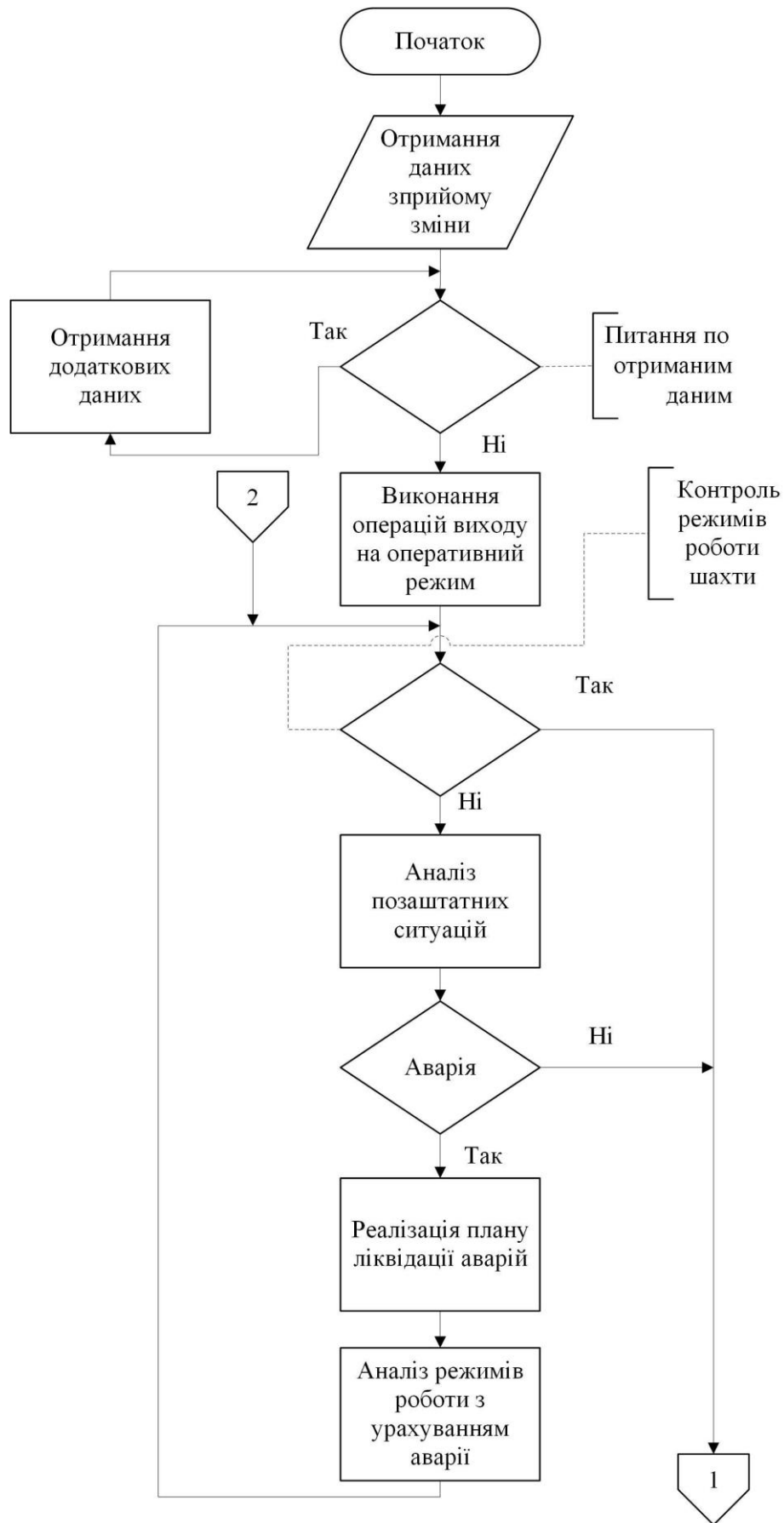


Рис.2.1. Алгоритм роботи диспетчера протягом зміни

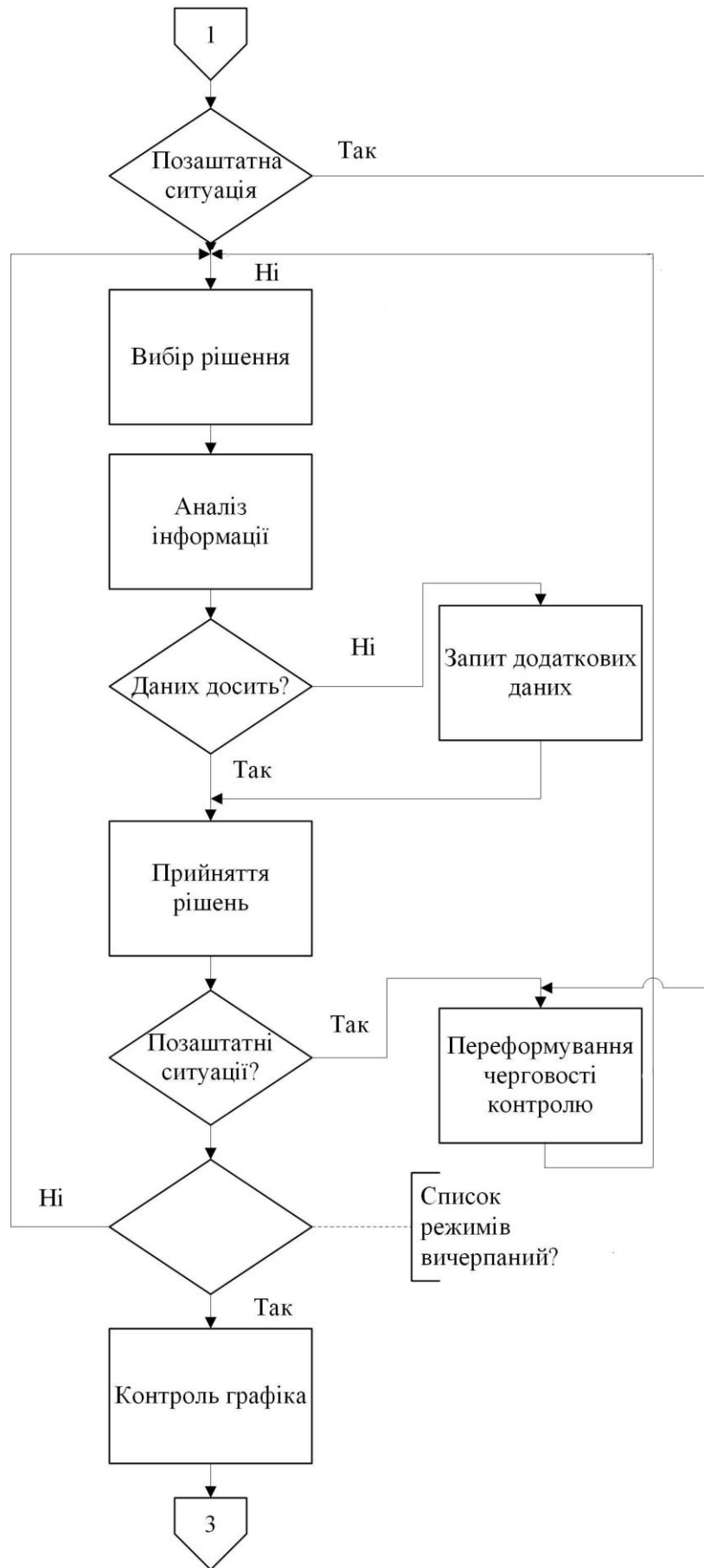


Рис.2.1. Алгоритм роботи диспетчера протягом зміни (продовження)



Рис.2.1. Алгоритм роботи диспетчера протягом зміни (продовження)

Диспетчер аналізує кількість отриманих даних [блок 13], уточнює додаткову інформацію [блок 14] якісного або кількісного типу і по можливості, в найкоротший час, дає вказівки для виконання поставленого завдання [блок 14, 15]. Цикл [13, 14, 15] триває до тих пір, поки режими контролю та управління не зводяться до мінімального значення відхилень від планових показників окремих ділянок, або шахти в цілому.

В кінці зміни диспетчер, користуючись накопиченою інформацією, заповнює звітну документацію, якщо даних бракує, відбувається запит додаткових даних, виконуються розрахунки, формується звітна документація [блок 22, 23, 24, 25, 25].

Аналіз алгоритму роботи диспетчера, в СОДУ показав, що на диспетчера лягає відповідальне завдання корекції графіка всіх робіт по шахті і, зокрема, прийняття відповідальних рішень з управління процесами роботи лави, підземного транспорту, вентиляції, водовідливу, електропостачання, доставки необхідного обладнання та матеріалів. 80% часу всієї зміни гірського диспетчера займають ці процедури [47]. Таким чином, своєчасна корекція графіка роботи всіх систем шахти, з урахуванням не тільки технологічних, але і економічних показників, є актуальною і затребуваною.

## **2.2 Інформаційні потоки в задачах диспетчеризації вугільних шахт**

СОДУ на вугільній шахті значно відрізняється від аналогічних виробничих структур, тому що в ній присутній фактор підвищеної небезпеки як основних, так і допоміжних ТП. З огляду на це виділяємо інформаційне оточення диспетчера вугільної шахти та його власні виробничі характеристики, як найважливішої ланки СОДУ вугільної шахти.

Вихідні характеристики диспетчерів, які виконують одні і ті ж функції, різні, що впливає на загальну ефективність управління. В даний час не існує формалізованих методів для визначення завантаження диспетчерів різними

операціями, просторово-часових показників за окремими функціями, числа команд з управління в різних ситуаціях. Для отримання оцінок по перелічених напрямках, проведені дослідження числових характеристик інформаційних потоків, які супроводжують роботу диспетчера вугільної шахти в СПРД для СОДУ. При цьому, в першу чергу, розглядається вхідний інформаційний потік, який містить як детерміновану, так і стохастичну складові [48].

Беручи до уваги інтенсивність інформаційного потоку СОДУ постійною ( $\lambda = \text{const}$ ) – визначаємо що цей потік має властивості стаціонарності. Таке припущення є правомірним для нормального режиму роботи шахти. Подальші дослідження стосувалися визначення часу очікування в черзі груп даних, що підлягають обробці. При цьому були встановлені три системи пріоритетів для відповідних груп даних СПРД.

До першої групи належать дані про екстрені ситуації основних ТП. Це можуть бути поломки обладнання, граничні значення загазованості, відмови на транспортних ланцюгах і т.п. Для цієї інформації час обробки  $t_{обр}=0$  (min).

В другій групі відокремимо інформацію, яка використовується для налаштування та корекції режимів роботи основних ТП. При цьому час пере налаштування  $t_{пер}$  визначається виразом:

$$t_{пер} = t_{обсл} + t_{мех} + t_{оч}, \quad (2.1)$$

де  $t_{обсл}$  – час обробки даних цієї групи;

$t_{мех}$  – час перебудови технологічних механізмів;

$t_{оч}$  – час очікування до моменту, коли буде пауза в ТП

$$t_{оч} = t_{пер} - t_{обсл} - t_{мех}. \quad (2.2)$$

Третя група – це потоки даних, які визначають інформацію по допоміжним ТП. Періоди її надходження в СПРД залежать від конкретних

умов допоміжних процесів і повинні безперервно відслідковуватися в реальному масштабі часу.

Позначивши кожний стан інформаційного потоку в СПРД трьох розрядним двійковим кодом маємо три біта інформації. Кожен розряд цього коду буде означати наявність вхідної інформації відповідної групи. Наприклад, код 100 – наявність даних першої групи, які необхідно обробляти, відповідно – надходить інформація про аварійну ситуацію на одній з ділянок ТП шахти.

При такому підході операції з обробки вхідної інформації можна представити графом стану (рис.2.2), при розмітці якого використаний код Грея, що забезпечує відмінність всіх сусідніх станів тільки в одному двійковому розряді.

Очевидно, що ряд зв'язків в повнозв'язковому графі переходів можна відкинути, як незначні, або неможливі. У прийнятій системі кодування такими переходами будуть дуги, що зв'язують два стани, які відрізняються не більше ніж одним розрядом коду. Це може означати, що одночасно надходять дані однієї або декількох груп. Кількість вершин графа визначається як  $2^3 = 8$ .

Кожна окрема вершина отриманого графа стану основних ТП пов'язана тільки з трьома сусідніми вершинами графа. Дуги, що призводять до появи в коді нової одиниці (надходження в систему нових даних від ТП, які необхідно обробляти), зіставляються з інтенсивністю цього потоку даних  $\lambda_i$ . Після обробки чергової групи даних технічними засобами СПРД і диспетчером система перейде в новий стан, а відповідний елемент коду змінить своє значення з 1 в 0. Таку ситуацію будемо визначати дугою з потоком інтенсивності  $\mu_j$ .

Таким чином, процес обробки отриманих даних в СПРД може бути описаний графом з восьми вершин. У кожен момент часу система буде перебувати тільки в одному стані, ймовірність якої позначимо  $P_i$ .

У такій спосіб визначаються основні особливості отриманого графа:

- допускається канонічне перетворення орієнтованого графа в неорієнтовний;
- прийняте допущення дозволяє визначати ймовірності  $P_i$  шляхом складання рівнянь Колмогорова для даної системи.

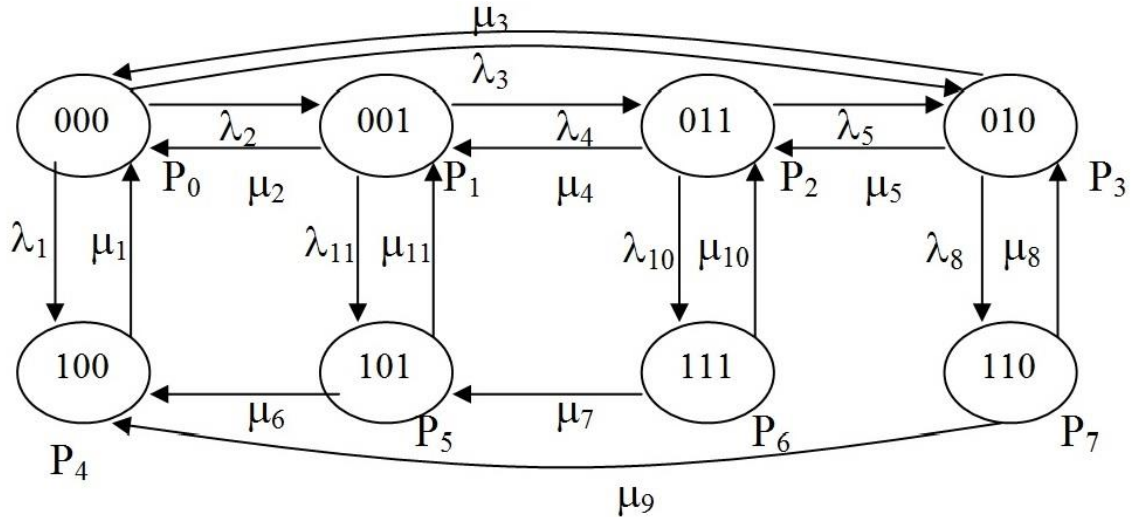


Рис.2.2. Граф станів інформаційних задач диспетчеризації

$$\left\{ \begin{array}{l} P_0(\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3) = P_1\mu_2 + P_3\mu_3 + P_4\mu_1; \\ P_1(\mu_2 + \lambda_4 + \lambda_{11}) = P_0\lambda_2 + P_5\mu_{11} + P_2\mu_4; \\ P_2(\lambda_5 + \mu_4 + \lambda_{10}) = P_1\lambda_4 + P_3\mu_5 + P_6\mu_{10}; \\ P_3(\mu_3 + \mu_5 + \lambda_8) = P_0\lambda_3 + P_2\lambda_5 + P_7\mu_8; \\ P_4\mu_1 = P_0\lambda_1 + P_5\mu_6 + P_7\mu_9; \\ P_5(\mu_6 + \mu_{11}) = P_1\lambda_{11} + P_6\mu_7; \\ P_6(\mu_7 + \mu_{10}) = P_2\lambda_{10}; \\ P_0 + P_1 + P_2 + P_3 + P_4 + P_5 + P_6 + P_7 = 1. \end{array} \right. \quad (2.3)$$

Останнє рівняння системи - балансне.

Невідомими в системі лінійних рівнянь є значення ймовірностей  $P_i$ . Інтенсивності потоків  $\lambda_i$  і  $\mu_j$  визначаються як

$$\lambda_i = 1/T_i \text{ и } \mu_j = 1/t_j, \quad (2.4)$$

де  $T_i$  – середнє значення інтервалу часу між появою даних  $i$ -ї групи;  
 $t_j$  – середній час обробки даних  $j$ -ї групи.

Отримані в результаті рішення системи рівнянь значення ймовірностей можуть безпосередньо використовуватися для оцінки тимчасових

характеристик основних ТП в СПРД СОДУ вугільної шахти як в якості параметрів ММ, так і при перевірці в обчислювальному експерименті. При дослідженні значення  $T_i$  і  $t_j$  визначаються за звітними даними, рапортами і журналами диспетчерських служб, або при безпосередньому хронометражі роботи основних ТП вугільної шахти.

Стан системи описується трьома бітами інформації. Нормальній роботі лави відповідає наявність 1 в групі другого і третього біта та 0 в першому. У разі приходу інформації про екстрені ситуації (поломки обладнання, загазованість, проблема транспортній системі і т.д.) в першому биті виходить 1 – робота ТП виходить за межі нормального стану. Система здійснює перерахунок ймовірностей нормальної роботи ТП і всієї шахти в цілому, який впливає на виконання планових показників.

У таблицях 2.1-2.3 представлені результати розрахунку та аналізу інформаційних потоків, проведених по шахті «Ударник».

Отримані результати, на вище зазначений шахті в звітний період, показують, що за період спостереження основні ТП шахти працюють в звичайному режимі, позаштатні ситуації виникають рідко та не перевищують 10% по першій, третій, четвертій, п'ятій лаві, лава два перебувала в нештатній ситуації більше 13% роботи, відповідно необхідно провести додатковий комплекс підготовчих робіт для недопущення значних простоїв обладнання та виходу обладнання за нормальний режим роботи ТП шахти.

Таблиця 2.1 Значення інтенсивності потоків  $\lambda$ .

	1	2	3	4	5
11	0,3	0,1	0,1	0,4	0,1
12	0,2	0,2	0,1	0,4	0,1
13	0,4	0,4	0,2	0,2	0,2
14	0,1	0,1	0,4	0,1	0,1
15	0,2	0,1	0,1	0,2	0,3
18	0,1	0,4	0,2	0,3	0,4
110	0,2	0,3	0,4	0,2	0,2
111	0,2	0,1	0,4	0,1	0,1
112	0,4	0,2	0,1	0,4	0,1



Таблиця 2.2 Значення інтенсивності потоків  $\mu$ .

	1	2	3	4	5
m1	5	3	5	2	5
m2	2	5	5	2	5
m3	2	2	3	5	4
m4	3	2	2	3	2
m5	5	4	4	5	2
m6	2	3	3	3	2
m7	2	5	2	2	3
m8	3	3	3	4	5
m9	5	2	2	4	5
m10	4	3	3	3	2
m11	5	2	5	2	2

Таблиця 2.3 Значення ймовірностей станів основних ТП

	1	2	3	4	5
p0 -001	0 ,25	0 ,65	0 ,77	0 ,83	0 ,73
p1 -011	0 ,35	0 ,03	0 ,02	0 ,03	0 ,15
p2 -000	0 ,25	0 ,12	0 ,08	0 ,10	0 ,04
p3 -010	0 ,13	0 ,08	0 ,04	0 ,03	0 ,01
p4 -100	0 ,00	0 ,06	0 ,04	0 ,01	0 ,07
p5 -101	0 ,01	0 ,01	0 ,00	0 ,00	0 ,00
p6 -111	0 ,01	0 ,00	0 ,01	0 ,01	0 ,00
p7 -110	0 ,00	0 ,05	0 ,04	0 ,00	0 ,00

Аналіз отриманих результатів показує, що робота проводиться відповідно до планових завдань, випадки виникнення екстрених ситуацій незначні, при цьому потрібно провести корекцію режимів роботи другої лави при підключенні допоміжних ТП.

В процесі розробки СПРД СОДУ сформована модель інформаційних потоків, яка застосовується в складі спеціального математичного забезпечення СПРД, з введенням розрахункового коефіцієнта що враховує нерівномірність роботи обладнання основних ТП вугільної шахти.

### 2.3 Характеристики продуктивності вугільних шахт за основними технологічними схеми

Представимо результати аналізу проведеного дослідження продуктивності роботи підприємств та шахт за даними вантажопотоків та технологічними схемами розглянутими в першому розділі.

Згідно отриманих даних з підприємств вугільної галузі та розподілу (розділ 1.3.) на рис.2.3, рис.2.4 побудовано закони розподілу та автокореляційна функція продуктивності підприємств (рис.2.5). Для технологічних схем шахт № 2-3, результати аналізу представлені на рисунках 2.6-2.11, розрахункова частина представлена в додатку Б [49].

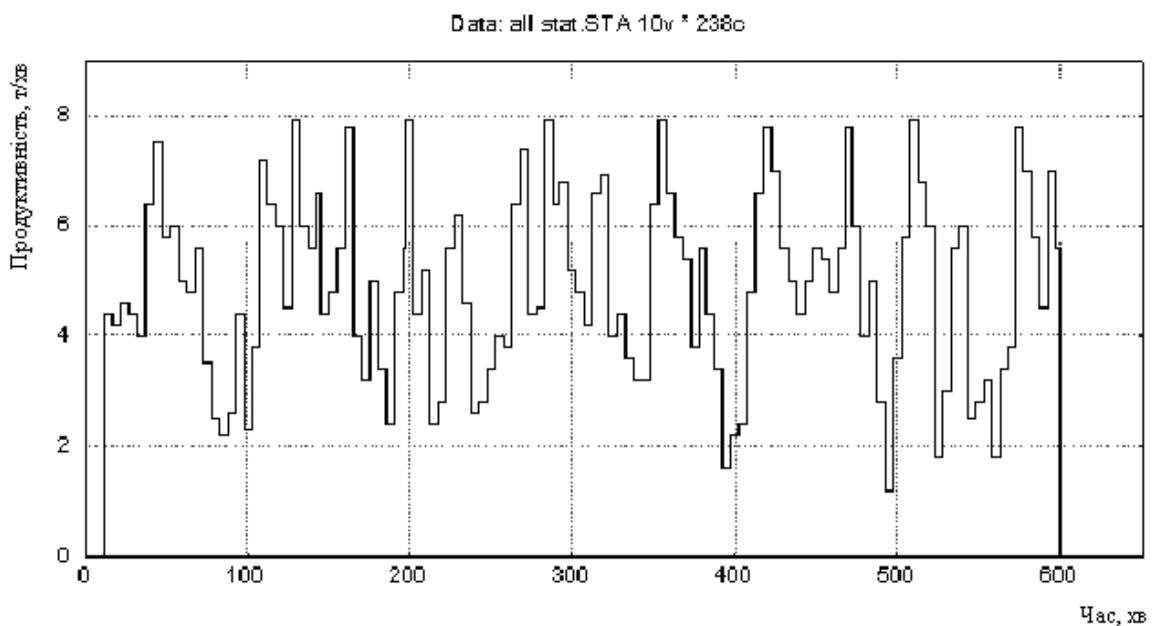


Рис.2.3. Реалізація вантажопотоку згідно аналізу

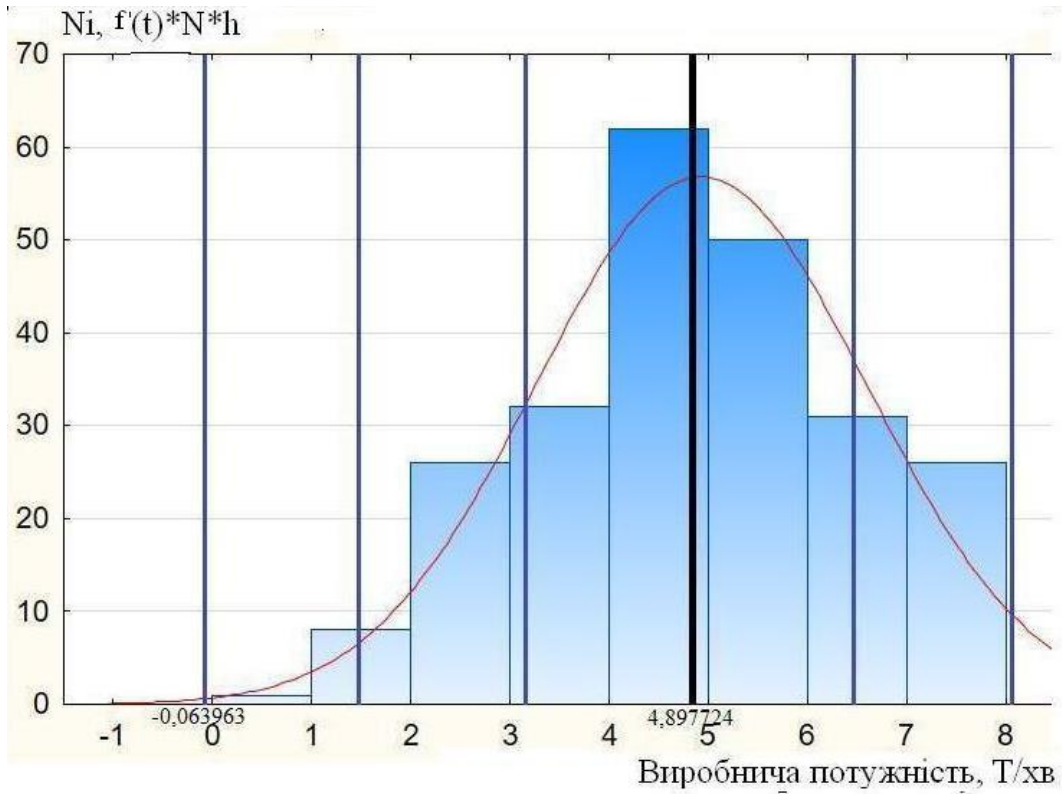


Рис. 2.4. Гістограма розподілу вантажопотоку

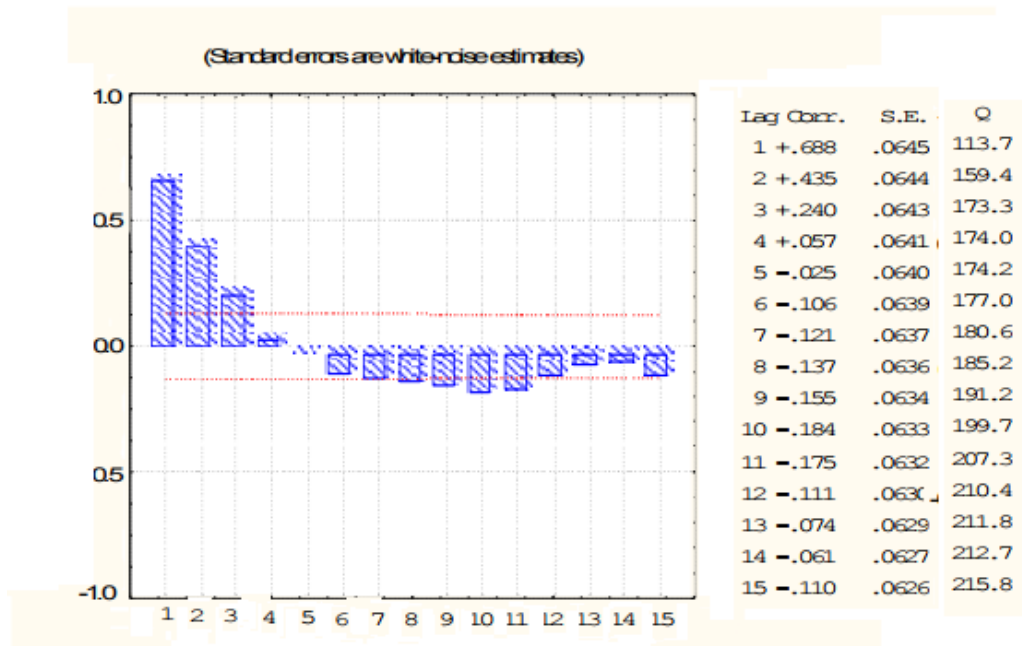


Рис.2.5. Автокореляційна функція вантажопотоку

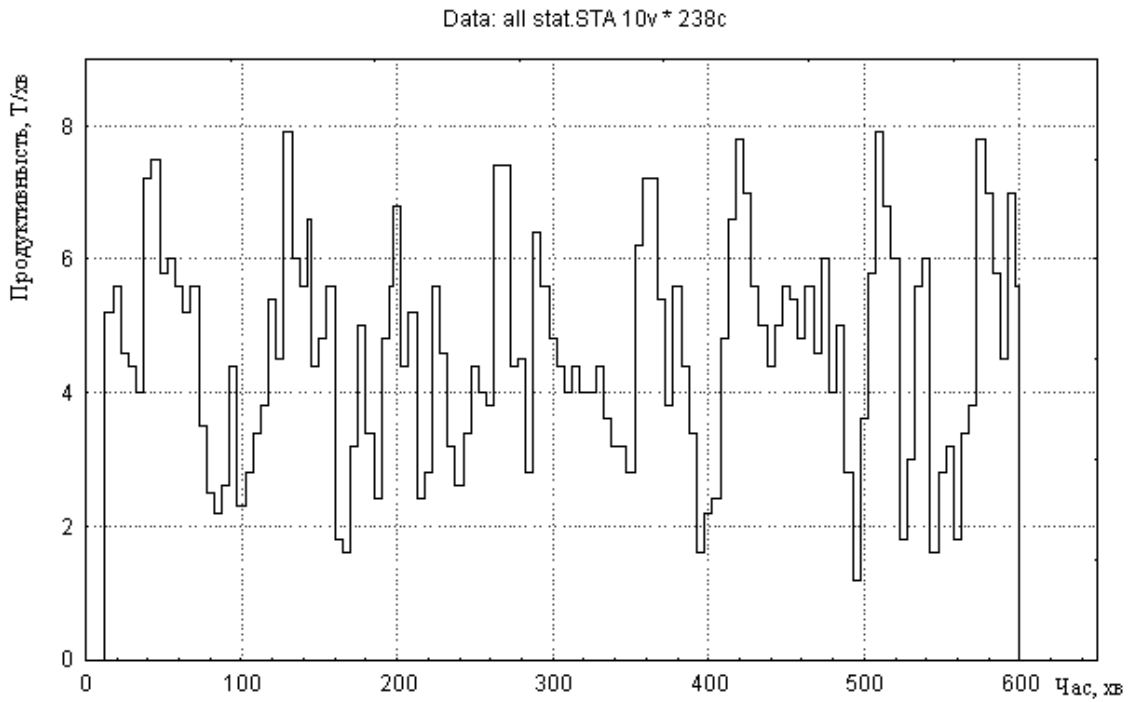


Рис. 2.6. Реалізація вантажопотоку для технологічної схеми №2

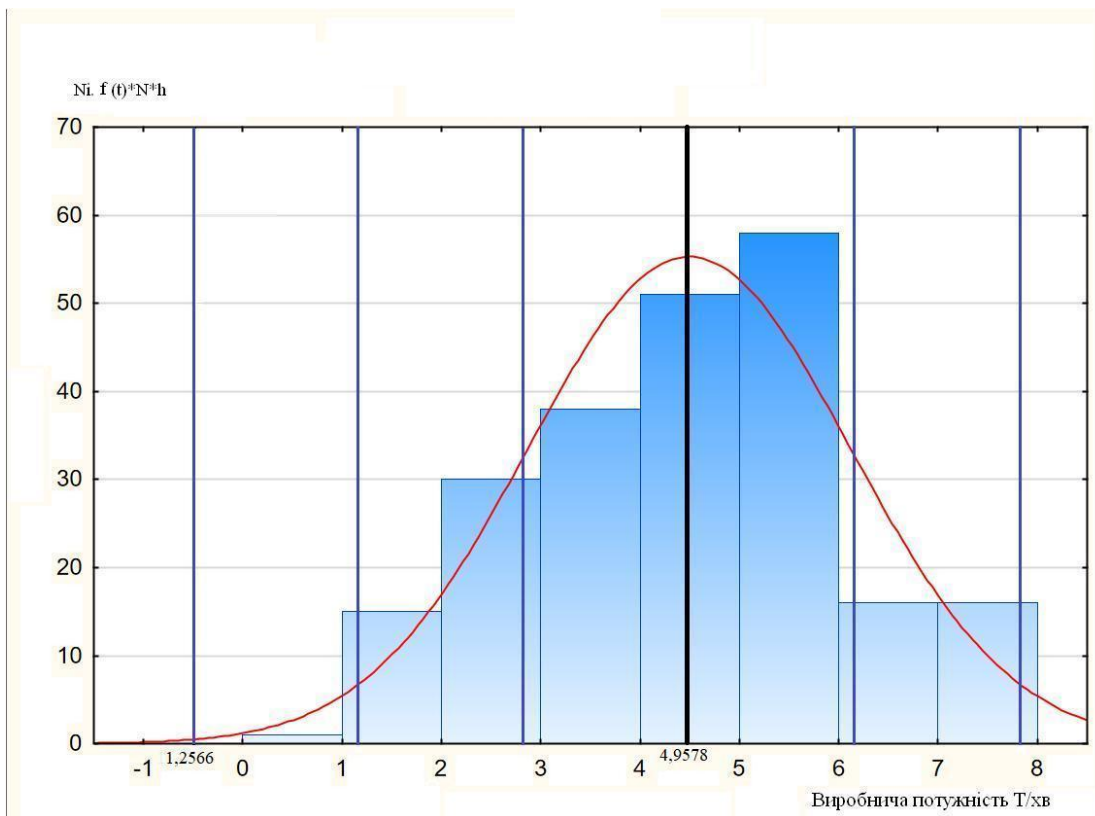


Рис.2.7. Гістограма розподілу вантажопотоку для технологічної схеми №2

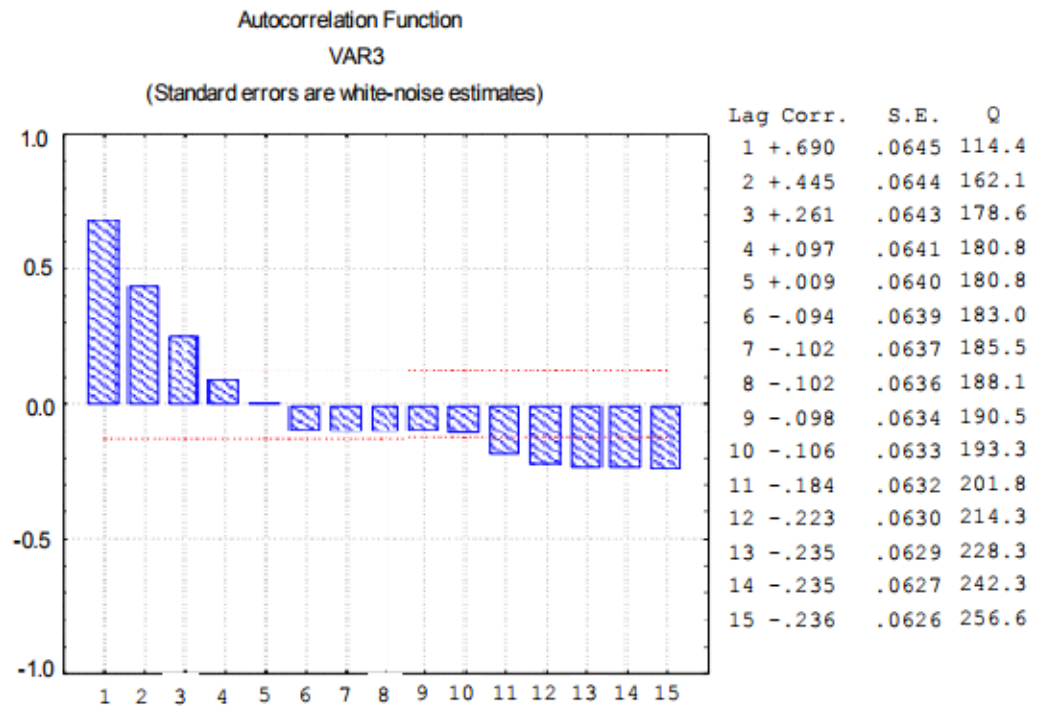


Рис. 2.8. Автокореляційна функція вантажопотоку для технологічної схеми №2.

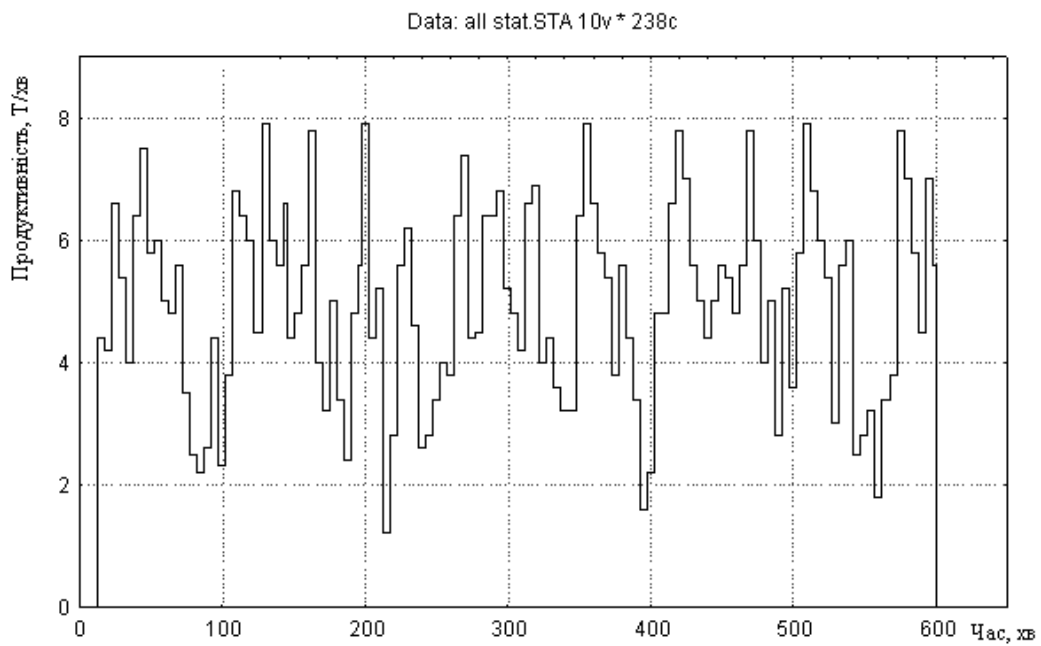


Рис.2.9. Реалізація вантажопотоку для технологічної схеми №3.

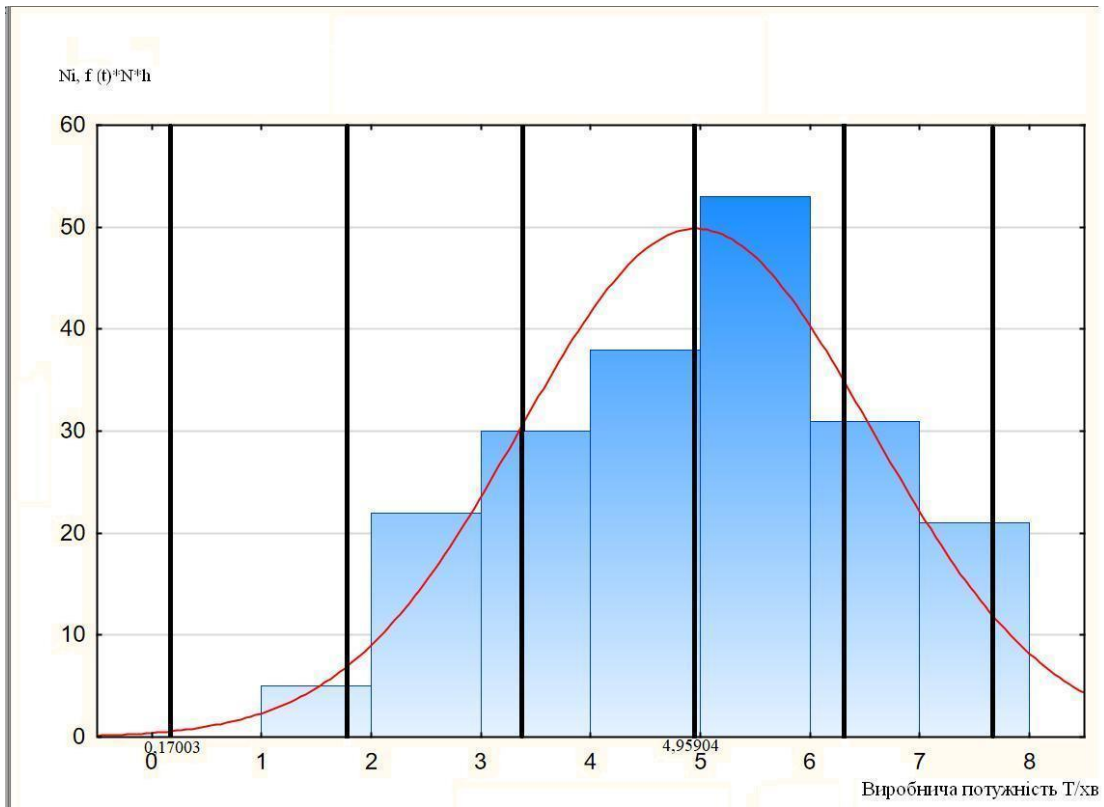


Рис.2.10 Гістограма розподілу вантажопотоку для технологічної схеми №3.

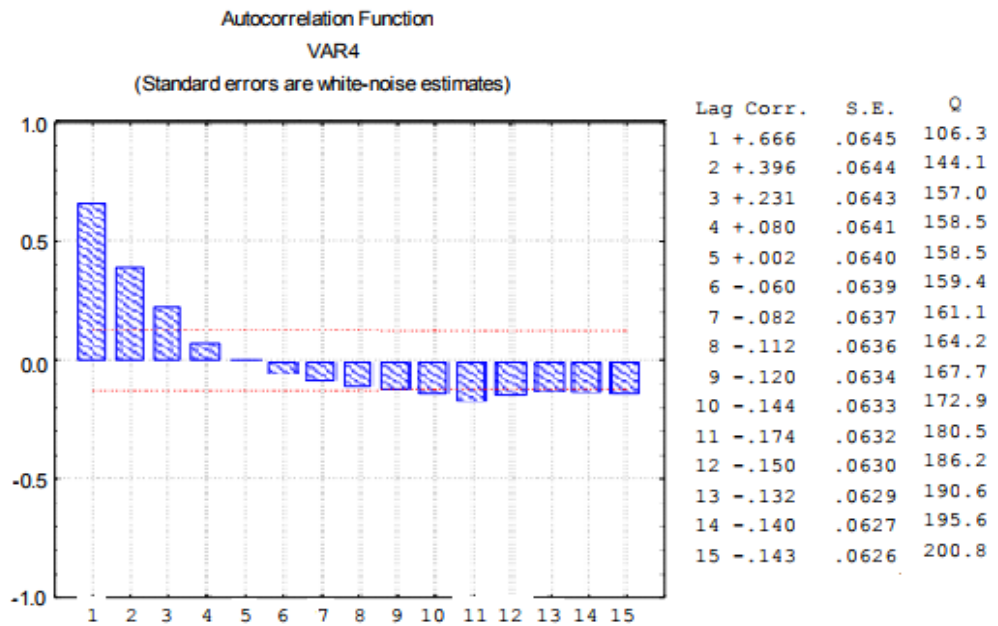


Рис.2.11 Автокореляційна функція вантажопотоку для технологічної схеми №3.

В результаті такого аналізу встановлено, що математичне очікування навантаження на лаву приймає значення в діапазоні 4,5 – 4,95, тон на хвилину, середньоквадратичне відхилення знаходиться в діапазоні 1.6 – 1.65, коефіцієнт варіації вантажопотоків, які аналізуються, приймає значення в діапазоні 0,32 – 0,36.

Таким чином, проведений статистичний аналіз продуктивності підприємств та шахт Східного та Західного Донбасу за основними типами технологічних схем підтверджує що характеристику продуктивності слід розглядати як випадкову величину з нормальним законом розподілу, стосовно подальшого використання отриманих даних при опрацюванні в СПРД СОДУ вугільних шахт.

#### 2.4 Модель визначення часу актуальності основних технологічних процесів вугільної шахти

Диспетчерське управління СТС (складної технологічної системи), якими є основні ТП вугільної шахти, відбувається на базі рішення в кожен момент часу  $t = 0, 1, 2, \dots$  задачі лінійного програмування [50]:

$$\max(c^t, x_t) \quad (2.5)$$

при умові виконання обмежень наступного виду:

$$\sum_{j=1}^n a_{ij}^t x_j^t = b_i^t, \quad i = \overline{1, m}, \quad (2.6)$$

$$x_t \geq 0; \quad (2.7)$$

де  $c^t$ ,  $x_t$  –  $(1 \times n)$ - матриці,  $A_i^t = (a_{i1}, a_{i2}, \dots, a_{in})^T$ ,  $i = \overline{1, m}$ ;  $A^t = (A_1^t, A_2^t, \dots, A_n^t)$  –  $(m \times n)$ - матриця,  $b^t = (b_1^t, b_2^t, \dots, b_m^t)^T$  –  $(m \times 1)$ -матриця.

Ранг системи векторів  $\{A_1^t, \dots, A_n^t\}$  дорівнює  $m$  – числу обмежень (2.6).

Введемо наступні позначення:  $D^t$  – матриця, складена із векторів базису

рішення  $\{A_{i_1}^t, \dots, A_{i_m}^t\}$ ,  $i_k \in \{1, 2, \dots, n\} \forall k$ ;  $r(D^t)$  – ранг матриці  $D^t$ ;  
 $(D^t)^{-1} = (d_{ij}^t)$  ( $i, j = 1, \dots, m$ ) – матриця, зворотна к  $D^t$ .

Компоненти вектору стану ЗЛП  $S^t = (a_{11}^t, a_{21}^t, \dots, a_{mn}^t, b_1^t, \dots, b_m^t, c_1^t, \dots, c_n^t)$ ,  
 $S^t \in R^{m+m+n}$ , представляє собою лінійні функції випадкового вектора  $U^t \in R^k$ .  
 Компоненти  $U^t$  – параметри СТС, яка розглянута. Тоді, динаміка  $S^t$   
 визначається станом вектора  $U^t$ .

Відповідно до прийнятих допущень, в момент часу  $t$  з вектором стану  
 $S^t \in R^{m+m+n}$  ЗЛП (2.5) – (2.7), стосовно СПРД що розробляється і має єдине  
 рішення  $x_t \in R^n$ . Тоді  $J_{x_t} = \{i_1, \dots, i_m\}$  – набір індексів вектор-столбців матриці  
 $A^t = (A_1^t, \dots, A_n^t)$ , відповідних базисним компонентів оптимального плану  
 $x_t \in R^n$ . Назвемо  $J_{x_t}$  індекс-базисом рішення  $x_t \in R^n$ ,  $J_{x_t} \subset J$ , де  $J$  – безліч  
 індексів всіх стовбців матриці  $A^t$  [51].

При переході до наступного моменту часу  $t+j$  ( $j>0$ ), вектор стану  $S^{t+j}$   
 рішення ЗЛП СПРД (2.5) – (2.7) приймає наступні значення  $x_{t+j} \in R^n$  і індекс-  
 базис  $J_{x_{t+j}}$  – зміна робочого обладнання ТП або зміна умов відвантаженого  
 вугілля. В результаті виникає дві якісно протилежні ситуації: перша - в якій  
 індекс-базис у  $x_t$  и  $x_{t+j}$  співпадають,  $J_{x_t} = J_{x_{t+j}}$ , при цьому рішення  
 відрізнялися тільки значеннями базисних компонентів. Друга - при умові в  
 якій не співпадають значення  $J_{x_t} \neq J_{x_{t+j}}$ . На основі рішення ЗЛП в умовах  
 СПРД диспетчер вибирає рішення керуючись розрахунками, при яких вибір  
 управління робиться на основі послідовності рішень в дискретні момент часу  
 $t = 0, 1, 2, \dots$  У першій ситуації відбувається кількісна зміна окремих  
 координат керуючих впливів, яке, може бути визначено шляхом вирішення  
 системи лінійних алгебраїчних рівнянь, у другій – якісна  
 перебудова режиму керування [52].



При такій постановці задачі, стосовно СПРД СОДУ яка розробляється, в разі, коли індекс-базиси поточного та подальшого рішення відрізняються, реалізуються рішення ЗЛП СПРД (2.5)–(2.7). Дане рішення вимагає попередньої підготовки, та полягає в необхідності проведення підготовчих операцій виконавчими службами шахти на основних ТП з урахуванням керуючих впливів СОДУ. Тоді безліч допустимих рішень  $X(S^t)$  задачі (2.5)–(2.7) в кожен момент часу  $t$  розбивається на два взаємно непересічних підмножини:  $X_1(S^t)$  – допустимі рішення, що мають індекс-базис, який співпадає з поточним, і  $X_2(S^t)$  – рішення, що включають в себе допустимі управління з індекс-базисами, відмінними від поточного. Інакше,  $X(S^t) = \{X_1(S^t), X_2(S^t)\}$ , а відображення  $K(S^{t+j})$  задається наступним чином:

$$x_{t+j} \in X_1(S^{t+j}) \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} = J_{x_t}; \quad x_{t+j} \in X_2(S^{t+j}) \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} \neq J_{x_t}$$

В результаті функція, задана на  $X(S^t)$ , визначається за правилом:

$$\rho(K(S^{t+j})) = \begin{cases} 0 \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} = J_{x_t} \\ 1 \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} \neq J_{x_t} \end{cases}. \quad (2.8)$$

Вся безліч допустимих рішень СПРД розбивається на два класи еквівалентності відносно  $\rho(K(S^{t+j}))$  так, що:

$$x_{t+j} \in K_0 \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} = J_{x_t},$$

$$x_{t+j} \in K_1 \Leftrightarrow J_{x_{t+j}} \neq J_{x_t}.$$

Виконання першої частини умови означає можливість проведення коригування в поточному режимі роботи обладнання основних ТП вугільної шахти - управління проведено ефективно. У другому випадку необхідна якісно-кількісна перебудова процесу управління, зміна, коректування роботи допоміжного або основного обладнання ТП для виконання поставленого завдання. Таким чином метод вирішення в СПРД, зводиться до покрокового пошуку результату, а в широкому колі додатків введемо поняття актуальності, яке можна застосувати на даний клас задач. При цьому під актуальністю оптимального рішення по відношенню до ОУ приймається його

властивість забезпечувати реалізацію управління в СОДУ наступних за ним оптимальним рішень в режимі реального часу або на етапі впровадження запропонованого завдання в ТП конкретної вугільної шахти. Таким чином кількісною характеристикою запропонованої властивості є час актуальності - час, протягом якого прийняття оптимального рішення, визначає керуючий вплив диспетчера на обладнання яке працює в конкретний момент часу і знаходиться в базових змінних основного завдання, а реалізоване управління можливо в темпі функціонування обладнання ТП при підвищенні ефективності прийнятих рішень.

Рішення  $x_t \in R^n$  задачі (2.5)–(2.7) приймається як актуальне на інтервалі часу  $[t, t+\Delta\theta]$  ( $\Delta\theta > 0$ ), якщо виконується умова:

$$J_{x_t} = J_{x_{t+j}} \quad \forall j \leq \Delta\theta \quad (j > 0).$$

Час, протягом якого рішення задачі в умовах СПРД (2.5) - (2.7) залишається актуальним для реалізації в реальному масштабі часу, визначаємо часом актуальності прийняття рішень.

Момент часу  $\mu$ , в який рішення  $x_t$  втрачає властивість актуальності будемо вважати моментом втрати актуальності керування СПРД  $x_t \in R^n$  задачі (2.5) – (2.7).

$$\mu = \arg \min_{j > 0} (t + j : J_{x_t} \neq J_{x_{t+j}}) \quad (2.9)$$

Для визначення часу актуальності управління в СПРД  $x_t \in R^n$ , поточний стан  $U^t$  параметрів досліджуваної СТС підтверджується безпомилково, а майбутнє –  $\hat{U}^t(j)$  ( $j > 0$ ) прогнозується з мінімальною середньо квадратичною помилкою.

Поставлена задача визначення часу актуальності рішення СПРД  $x_t \in R^n$  по своїй формальній суті близька до однокрокових стохастичного ЗЛП [53,54]. Але, на відміну від останніх, в ній не розглядається питання визначення рішення в момент часу  $t+j$  на підставі даних, отриманих в момент

часу  $t$ , або його функціональної форми від нової інформації, що надходить про роботу обладнання основних ТП вугільної шахти.

В умовах оптимальної роботи підприємства, при виконанні планових показників відвантаження вугілля споживачам, може виникнути необхідність зміни набору використаного обладнання або компонентного складу відвантаженого вугілля, що тягне за собою зміну базису оптимального рішення задачі (2.5) - (2.7).

В постановці що розглядається,  $X_{t+j}$  обчислюється в момент приходу інформації про зміну стану ТП  $t+j$ , та в результаті рішення ЗЛП для СПРД (2.5)–(2.7).

При даній постановці задачі в СПРД істотними виявляються структурні властивості майбутнього рішення, так як від них залежить необхідність в проведенні додаткових організаційно-технічних заходів, які в свою чергу збільшують час прийняття ефективних рішень диспетчерськими службами вугільної шахти.

Тому завдання визначення часу актуальності вимагає проведення додаткового аналізу, а в подальшому вимагає розробки спеціальної процедури коригування процесу управління СОДК вугільної шахти.

## **2.5 Висновки до розділу**

1. Аналіз чинного алгоритму роботи диспетчера в СОДУ показав, що на диспетчера лягає відповідальне завдання корекції графіка всіх робіт по шахті  $i$ , зокрема, прийняття відповідальних і своєчасних рішень з управління процесами основного технологічного устаткування. Завдання пошуку оптимального плану роботи всіх систем шахти, що враховує обмеження техніко-економічних параметрів процесу видобутку вугілля, є актуальною і затребуваною.

2. Проведений аналіз інформаційних потоків, які супроводжують роботу диспетчера вугільної шахти в СПРД для СОДУ. Побудовано граф станів інформаційних потоків і сформована система рівнянь Колмогорова, рішення якої дозволило визначити ймовірні характеристики стану окремих ділянок шахти, що використовуються при врахуванні нерівномірності роботи обладнання основних ТП шахти при уточненні параметрів імітаційної моделі СПРД СОДУ.

3. Здійснено статистичний аналіз продуктивності шахти для трьох основних типів технологічних схем вугільних шахт. Показано, що на цих шахтах вантажопотік є випадковою величиною з нормальним законом розподілу.

4. Виявлено, що структурні властивості рішень СПРД в СОДУ шахти істотно впливають на час прийняття ефективних рішень диспетчерськими службами вугільної шахти, в умовах проведення додаткових організаційно-технічних заходів на ділянках ТП вугільної шахти.

### **РОЗДІЛ 3 ВИЗНАЧЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ОБМЕЖЕНЬ СИСТЕМИ ПРИЙНЯТТЯ РІШЕНЬ ДИСПЕТЧЕРА**

#### **3.1 Визначення ймовірності виходу обладнання за допустимий режим роботи.**

Різноманітність і мінливість гірничо-геологічних умов, в яких експлуатуються гірничі машини й устаткування (очисні і прохідницькі комбайни, конвеєрний транспорт, допоміжне обладнання), призводить до відхилення режимів їх роботи від запланованих або допустимих. У зв'язку з цим, при побудові ефективних СОДУ, виникає задача визначення виходу гірничого устаткування за встановлені межі параметрів нормальної роботи, в рамках яких ще можливо прийнятне, з технічної або економічної точок зору, функціонування обладнання основних ТП. Математичне рішення цього

завдання зводиться до визначення імовірнісних характеристик процесу перетину випадковою функцією заданого рівня. Подібна задача вирішення «завдання про викиди» була розглянута та описана Райсом [55].

Для ефективного диспетчерського управління роботою основних ТП, пов'язаних з видобутком та транспортуванням вугільної маси, необхідно враховувати стохастичний характер потоку видобутого матеріалу, який в свою чергу є випадковим процесом [56]. Його характеристику дає закон розподілу інтенсивності вантажопотоку і автокореляційна функція, які отримані за результатами спостережень у вигляді наочних гістограм (розділ 2).

Для оперативного вирішення завдань ДУ основними ТП пов'язаних з видобутком вугілля необхідно мати аналітичний вираз автокореляційної функції даного процесу, яка з урахуванням виду отриманих нормованих графіків апроксимувати експонентою загального вигляду [57]:

$$K_0(\tau) = b_0 + b_1 e^{b_2 \tau} \quad (3.1)$$

Перш ніж приступити до регресійного аналізу необхідно провести лінеаризацію рівняння (3.1). Рівняння перепишемо в наступному вигляді:  $\ln(Y - b_0) = \ln b_1 + b_2 x$ , воно приводиться до лінійної регресії  $\ln(Y - b_0)$  по  $x$ . Для цього необхідно вибрати відповідне значення  $b_0$  (приймаємо  $b_0 = 0$ ); тоді параметри  $\ln b_1$  та  $b_2$  оцінюються за допомогою парної лінійної регресії.

Статичні методи лінійної регресії можуть бути адаптовані для нелінійної регресії, однак статичний аналіз при цьому буде наближеним. Загальна сума квадратів залишків в дисперсійному аналізі обчислюється звичайним способом, також неважко підрахувати залишкову суму квадратів як суму квадратів різниці між даними спостереження і розрахунковими значеннями  $y$ . За аналогією з лінійної регресії кожному розрахунковому значенню змінної відповідає одна ступінь свободи.

Припускаючи що  $x$  та  $y$  матриці. За допомогою МНК підберемо криву експоненційної залежності. Для того щоб підібрати криву виду (3.1) нам необхідно її мінімізувати

$$\sum_{i=1}^n \{(y_i - b_0 - b_1 \exp(b_2 x_i))\}^2 \rightarrow \min.$$

У точці, де значення функції  $f(x,y)$  досягає максимуму (або мінімуму), обидві приватні похідні  $\partial f/\partial x$  и  $\partial f/\partial y$  дорівнюють нулю.

Таким чином, нелінійними нормальними рівняннями є:

$$\begin{aligned} nb_0 + b_1 \sum \exp(b_2 x_i) &= \sum y_i, \\ b_0 \sum \exp(b_2 x_i) + b_1 \sum \exp(2b_2 x_i) &= \sum y_i \exp(b_2 x_i), \\ b_0 \sum x_i \exp(b_2 x_i) + b_1 \sum x_i \exp(2b_2 x_i) &= \sum x_i y_i \exp(b_2 x_i). \end{aligned} \quad (3.2)$$

Вирішити ці рівняння вручну досить важко. Для цього була застосована програма Approximation, робоче вікно якої показано на рис.3.1.

В даному випадку можливий і інший підхід [57]. Допускаючи, що параметр  $b_2$  відомий, необхідно визначити параметри  $b_0$  і  $b_1$ . Залежність (3.1) є лінійною з невідомих параметрах  $b_0$ ,  $b_1$  і для їх визначення може бути застосований звичайний матричний підхід. У практиці, зрозуміло,  $b_2$  не є відомим, треба провести кілька розрахунків, кожен раз застосовуючи лінійний МНК. Значення  $b_2$  та відповідні значення  $b_0$  та  $b_1$ , що відповідають мінімальній сумі квадратів залишків, приведуть нас до кривої з найменшими квадратами відхилень, найкращим чином описаної кривої. Проілюструємо цей метод.

Значення коефіцієнтів моделі (3.1) розраховуємо за допомогою пакету Approximation за значеннями автокореляційної функції методом найменших квадратів (МНК).

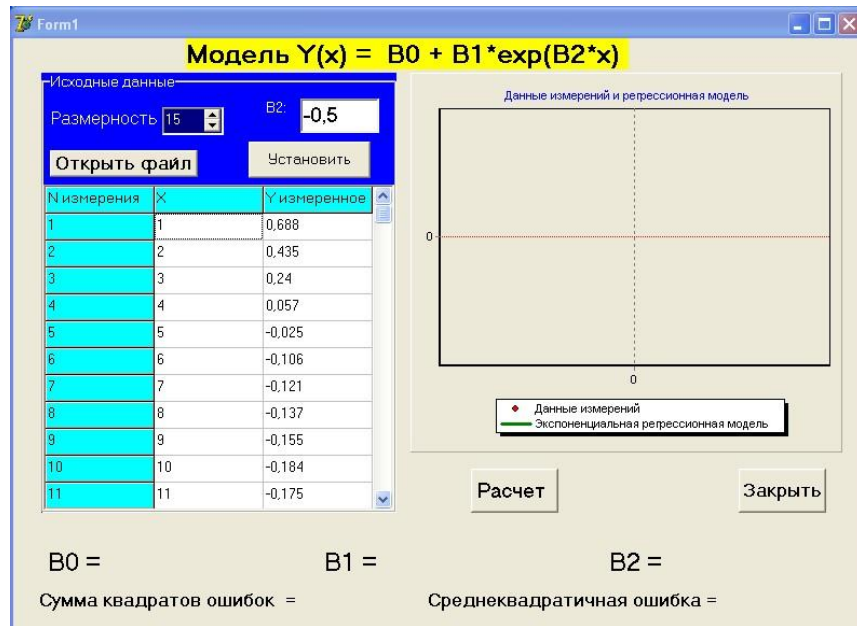


Рис.3.1. Рабочее окно программы Approximation

Програма Approximation використовує формули, які показані вище. Вона дає відповідну модель і обчислює коефіцієнти експоненційної регресійної моделі МНК  $(b_0, b_1)$ , а також показує дані вимірювань та експонентну регресію на графіку. Розрахунок із застосуванням даного методу представимо нижче.

Перш за все, вибираємо початкове значення  $b_2$ .(3.3). Якщо через  $Y(x)$  позначити розрахункове значення  $y$  в точці  $x$ , то, з 3.1 – беремо значення до точки перетину осі  $x$  (рис 3.2.):

$$\ln\left(\frac{Y(5) - Y(4)}{Y(4) - Y(3)}\right) = b_2 = \ln\left(\frac{Y(5) - Y(3)}{Y(3) - Y(1)}\right). \quad (3.3)$$

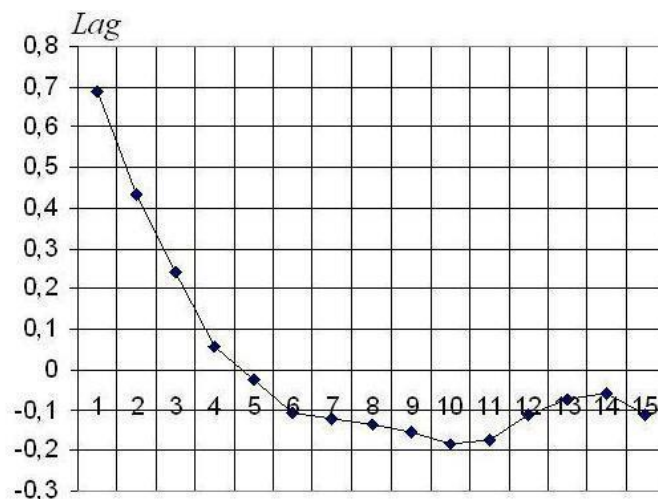


Рис.3.2. Автокореляційна функція вантажопотоку для технологічної схеми №1

Проведемо розрахунок для технологічної схеми №1.

Вихідна автокореляційна функція вантажопотоку показана на рис. 3.2.

Підставляючи в формулі (3.3) розрахункових значень спостережені у, отримаємо інтервал наближення для  $b_2$ :

$$-0,803 \leq b_2 \leq -0,263.$$

Вводимо значення  $b_2$  між -0,803 та -0,263 в програмі Approximation, та будуємо таблицю значень 3.1 та рис. 3.3.

Заповнюємо значення  $b_2$  і напишемо навпроти кожного значення суму квадратів( таблиця 3.1).

**Таблиця 3.1 Діапазон  $b_2$  сума квадратів помилок**

Діапазон $b_2$	Сума квадратів помилок
-0,803	0,08362
-0,76	0,07287
-0,717	0,0625
-0,674	0,05277
-0,631	0,04395
-0,588	0,0364
-0,545	0,03062
-0,502	0,02716
<b>-0,50</b>	<b>0,02706</b>
-0,416	0,03016
-0,373	0,03845
-0,33	0,0526
-0,287	0,0739
-0,263	0,08933

З таблиці та графіка видно, що найменша помилка становить 0,02706. Тоді, як початкове значення  $b_2$  беремо рівним - 0,50 і вводимо  $b_2 = - 0,050$  до програми Approximation, та отримаємо відповідну модель коефіцієнтів експоненційної регресійної моделі розрахований МНК ( $b_0, b_1$ ).

У вікні програми Approximation виводяться крива та модель коефіцієнтів експоненційної регресійної моделі вантажопотоку (рис 3.4).



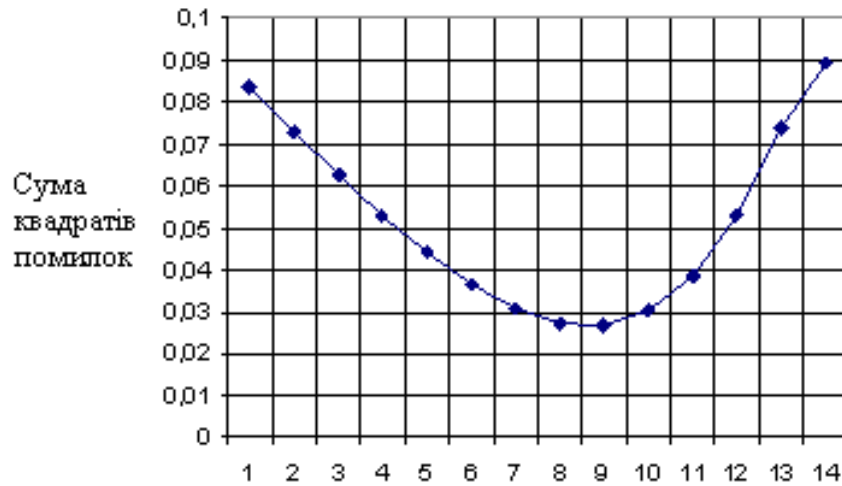


Рис 3.3. Сума квадратів помилок.

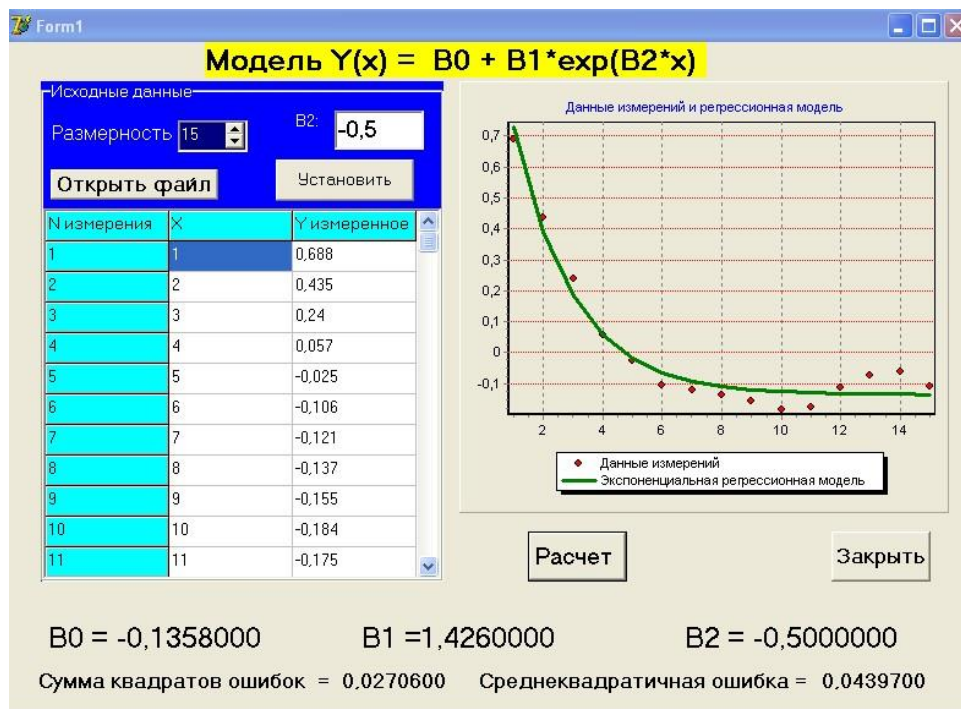


Рис.3.4. Побудова графіка та результати розрахунків в програмі Approximation за технологічною схемою №1.

Аналізуючи процес вантажопотоку вугілля отримуємо такі значення коефіцієнтів моделі:  $b_0 = -0,1358$ ,  $b_1 = 1,426$ , а  $b_2 = -0,5$  при значенні середньоквадратичній помилці апроксимації 0,04397.

Емпіричне рівняння нормованої автокореляційної функції вантажопотоку вугілля представляється у вигляді:

$$K_0(\tau) = -0.1358 + 1.426e^{-0.5\tau}. \quad (3.4)$$

Як показав подальший аналіз - цей вираз досить точно моделює автокореляційну функцію процесу на ділянці і може бути використано для оцінки часу спаду –  $\tau_0$ .

В додатку Б наведені приклади розрахунку для технологічних схем 2 і 3 представлені в розділі 1.3.

Час спаду автокореляційної функції отримаємо з виразу (3.1), за умови  $K_0(\tau) = 0$ . В результаті вираз для розрахунку  $\tau_0$  набуває вигляду:

$$\tau_0 = \frac{1}{b_2} \ln \left( -\frac{b_0}{b_1} \right). \quad (3.5)$$

Провівши розрахунок значення коефіцієнтів емпіричної моделі в (3.5), отримаємо  $\tau_0 = 4,7$ , а з урахуванням ціни ділення  $\tau_s = 2,5$  хвилин, величина часу спаду автокореляційної функції  $\approx 12$  хвилин.

Для застосування метода задачі Райса необхідно більш точно описати початкову ділянку автокореляційної функції, прилеглої до нульової точки. Це обумовлено тим, що необхідно оцінити швидкість зміни випадкової функції ТП вугільної шахти та потрібно обчислити другу похідну  $K_0(\tau)$  в нульовій точці:

$$K_v(0) = -\frac{d^2}{d\tau^2} K_0(\tau) \Big|_{\tau=0}.$$

Візьмемо другу похідну від виразу (3.2) і отримаємо:

$$K_0''(\tau) = b_1 (b_2)^2 e^{b_2\tau}$$

При  $\tau=0$ , значення кореляційної функції визначає  $b_1(b_2)^2$ , яке чутливо до значення коефіцієнта загасання експоненти –  $b_2$  через знаходження її в квадраті. Таким чином  $b_2$  обчислюється з максимальним наближенням і достовірністю для початкової ділянки функції [58,59]. З урахуванням вищесказаного, апроксимацію вираження (3.5) необхідно проводити не по всій сукупності розрахованих дискретних значень автокореляційної функції, а лише за початковими значеннями, які знаходяться в межах монотонного зниження, починаючи з першого значення, яке для нормованої функції

дорівнює 1. При обчисленні коефіцієнтів моделі з застосуванням МНК та додатковим критерієм оптимальності розрахунків яким є мінімум відхилення різниці  $b_1$  и  $b_0$  від одиниці.

$$1 - |b_1 - b_0| \rightarrow \min \quad (3.6)$$

Цей критерій можна представимо в наступному вигляді:

$$(1 - |b_1 - b_0|) \rightarrow \varepsilon$$

де  $\varepsilon$  - помилка обчислення, для завдань даного класу дорівнює 0,0003.

Домогтися цього можна підбором значення  $b_2$ . В якості початкового наближення приймається величина, розраховану МНК за всією сукупністю дискретних значень автокореляційної функції [60].

Для моделі, представленої виразом (3.1), розрахуємо величину  $K_v(0)$  та значення  $K_0(\tau)$ .

У першому випадку отримуємо:

$$K_0(\tau) = 1,426 \cdot (0,5)^2 e^{-0,5\tau}; K_0(\tau)|_{\tau=0} = 0,3565.$$

У другому – попередньо визначимо коефіцієнти моделі МНК по 5-ти початковим значенням, підбираючи  $b_2$  по критерію (3.3) та за умовою (3.6) отримуємо наступні значення експоненційної функції:

$$b_0 = -0,6538; b_1 = 1,654, a b_2 = -0,2088$$

та, відповідно,

$$K_0(\tau) = 1,654 \cdot (0,2088)^2 e^{-0,2088\tau}; K_0(\tau)|_{\tau=0} = 0,072.$$

Розрахунок показує, що значення кореляційних функцій при  $\tau = 0$ , істотно відрізняються при різних підходах до визначення коефіцієнтів однієї і тієї ж моделі, отримані для одного і того ж випадкового процесу, але з різними критеріями розрахунку.

Маючи уточнену аналітичну модель автокореляційної функції, розрахуємо статистичні дані в постановці завдання Райса [61,62].

Вважаючи процес зміни вантажопотоку вугілля нормальним, визначимо, скільки разів в середньому за  $T = 600$  хвилин роботи лави

інтенсивність вантажопотоку буде виходити за межі  $a = 8$  т/хвилину, згідно верхньої межі, якщо дисперсія вантажопотоку  $\sigma^2 = 2,967$  ( $\sigma = 1,7225$ ).

Спочатку визначимо дисперсію швидкості зміни випадкової функції в натуральному вигляді як:

$$\sigma_v^2 = \sigma^2 \cdot K_0(\tau) \Big|_{\tau=0} = 2,967 \cdot 0,072 = 0,21395 \quad (\sigma_v = 0,4625)$$

число викидів  $\bar{n}_a = T\bar{v}_a$  отримаємо для середнього числа викидів в одиницю часу  $\bar{v}_a$  або, для тимчасової щільності ймовірності  $p(a/t) = p(a)$ , отримуємо:

$$\bar{v}_a = p(a) = \frac{\sigma_v}{2\pi\sigma_x} e^{-\frac{(a-\bar{x})^2}{2\sigma_x^2}} = \frac{0,2139}{2\pi \cdot 2,967} e^{-\frac{(8-4,68)^2}{2 \cdot 2,967}} = 0,00179,$$

а

$$\bar{n}_a = T\bar{v}_a = 600 \times 0,00179 = 1,076.$$

Застосовуючи закон Пуассона визначимо ймовірності  $P_0$ ,  $P_1$ ,  $P_2$  того, що за час  $T$ , рівне часу управління  $\tau_0$  від 12 до 15 хвилин, не буде жодного викиду, буде один викид, два викиду відповідно. Результати розрахунку проводимо за наступними формулами та занесемо до табл. 3.2.

$$P_0 = e^{-\bar{n}_a} = e^{-1,075} = 0,314;$$

$$P_1 = \bar{n}_a e^{-\bar{n}_a} = 1,075 e^{-1,075} = 0,367$$

$$P_2 = \frac{\bar{n}_a^2}{2} e^{-\bar{n}_a} = \frac{1,075^2}{2} e^{-1,075} = 0,197.$$

Згідно з наведеними розрахунками ймовірність нормальної роботи обладнання протягом часу управління досить висока. При збільшенні рівня  $a$ , можливо повне виключення виходу обладнання за встановлений режим, однак вибір оптимального значення рівня  $a$  повинен проводитися з урахуванням допустимих значень розрахованих ймовірностей і конкретного завдання управління ТП шахти та завдань диспетчерського управління.

Якщо час, який витрачається на розрахунки впливу управління, а також підготовка до вирішення поставленого завдання менше, ніж час спаду автокореляційної функції то управління в СОДУ може бути реалізовано в автоматичному режимі.

Визначення кількості виходів показників роботи гірничошахтного устаткування за встановлені допустимі межі, також дозволяє отримати їх ймовірності, їх тривалість, а застосування даного алгоритму управління в СПРД - пов'язане з ним і час актуальності прийняття ефективних рішень диспетчером шахти.

Як показано в табл. 3.2, час спаду автокореляційної функції змінюється в межах 10-17 хвилин. Для конкретних технологічних схем та ступеня зміни продуктивності шахти можливо сформулювати обмеження за часом актуальності прийняття рішень диспетчером вугільної шахти, яка пред'являється до роботи СОДУ шахт.

Таблиця 3.2 Результати аналізу виходу обладнання за оптимальний режим роботи для технологічних схем №1 – №3

№ гідно 1.2.	$b_0$	$b_1$	$b_2$	$\tau_0$	$K_0(\tau)$	$\sigma^2$	$\sigma_v^2$	$\bar{v}_a$	$\bar{n}_a$	$P_0$	$P_1$	$P_2$
Технологічна схема № 1												
1	-0,65	1,654	-0,2	<b>11,11</b>	0,0721	2,967	0,213	0,0017	1,075	0,314	0,367	0,197
2	-0,34	1,348	-0,26	<b>13,24</b>	0,0911	3,056	0,278	0,0023	1,43	0,238	0,342	0,245
3	0,23	1,21	-0,29	<b>14,33</b>	0,102	3,568	0,363	0,0034	2,08	0,125	0,26	0,27
Технологічна схема №2												
1	0,22	1,29	0,34	<b>13,01</b>	0,1492	2,8	0,417	0,0033	1,99	0,137	0,272	0,27
2	0,22	1,2	-0,4	<b>10,6</b>	0,192	2,72	0,522	0,0040	2,42	0,089	0,216	0,26
3	-0,28	1,51	-0,3	<b>14,04</b>	0,1359	2,856	0,388	0,0031	1,88	0,152	0,286	0,27
Технологічна схема №3												
1	-0,16	1,22	-0,39	<b>13,06</b>	0,186	2,738	0,510	0,0039	2,38	0,092	0,22	0,262
2	-0,25	1,45	-0,32	<b>13,73</b>	0,148	2,806	0,416	0,0033	1,99	0,137	0,272	0,27
3	-0,3	1,56	-0,35	<b>11,78</b>	0,191	2,707	0,517	0,0039	2,38	0,092	0,22	0,262

Рішення про актуальність того чи іншого керуючого впливу має прийматися диспетчером на підставі аналізу часу, який потрібен на вирішення поставленого завдання СОДУ із застосуванням ефективних методів управління основними ТП вугільної шахти [62].

### 3.2 Визначення обмежень енергоспоживання для умов ДУ вугільної шахти

Для дослідження зв'язку між величинами електричних навантажень ТП при керуванні в СОДУ та змінними значеннями виробничих потужностей шахти, глибин, водопритоків, а також для отримання електричної складової при подальшому використанні її в техніко-економічних обмеженнях ММ

СПРД застосовується апарат кореляційно-регресивного аналізу. Але отримати достовірні вихідні дані про енергоспоживання окремих ділянок ТП, а головне вугільної шахти в цілому дуже важко [63,64,65].

По-перше, не всі ТП та установки на шахтах мають необхідні датчики та апаратуру систем контролю та автоматизації, що відстежує параметри потрібні для ефективного управління енерговикористання диспетчерською службою.

По-друге, не завжди точні відомості про середню швидкість подачі виїмкових комбайнів, середню швидкість подачі прохідницьких машин, середнє навантаження (маса вантажу) на один метр довжини конвеєра за різні ділянки часу. Фактична кількість видобутку вугілля, обсяг гірської маси яка була вийнята прохідницькими комбайнами та переміщена конвеєрами, водоприток та кількість води що відкачали з шахти, а також дані о позиційних параметрах очисних комбайнів в лаві, заповнення БН, дозуючих та інших бункерів, водосбірників є наближеними. Все це істотно ускладнює аналіз фактичного рівня електровикористання гірничою технікою та розробку ефективних заходів з енергозбереження. Таким чином одним з моментів, при організації СПРД енергозбереження на шахті, є наявність достовірної та оперативної інформації про енергетичні, технологічні і позиційні параметри гірських машин та електроспоживаючого обладнання.

Основна залежність енергоспоживання відбувається від наступних ТП та параметрів:  $P_{ком}$  – електричного навантаження комбайну,  $P_{під}$  – електричного навантаження по вугільному підйому,  $P_{тр}$  – електричного навантаження по локомотивному транспорту,  $P_{тк}$  – електричного навантаження по конвеєрному транспорту та  $P_{вод}$  – електричного навантаження водовідливу.

При визначенні електроенергетичних показників основних ТП вугільної шахти використовується три основні підходи [65-69]:

1. звітно-статистичний (для виробничих ділянок на підземних роботах до теперішнього часу не організований через відсутність обліку ЕЕ);
2. дослідно-аналітичний (заснований на загальні закономірності електроспоживання окремих механізмів машин і установок і вибірково визначених з досвіду коефіцієнтах);
3. дослідний (експериментальний) - для застосування на підземних роботах в промислових масштабах відповідною апаратурою не забезпечений.

Визначимо питому витрату електроенергії гірничих машин та устаткування, а також фактори, які впливають на точність одержуваних при цьому оцінок за допомогою дослідно-аналітичного методу.

*Вугледобувні комбайни.* При умові що відома потужності пласта, або його математичне очікування розраховане -  $M(m)$ , ширині захоплення  $b$  та опірності вугілля різанню (руйнування) витрата електроенергії на виїмку вугілля комбайном залежить від типу виконавчого та навантажувального органів, робочої швидкості подачі, а питома витрата обчислюється за виразом [70]:

$$M(P_{\text{ком}}) = kM(P_n) / 60M(v_n)bM(m)\gamma\eta_{\text{эс}}, \quad (3.7)$$

де  $k = 1,05 \dots 1,15$  – коефіцієнт, що враховує витрати електроенергії на пуск, зміну зубків та інші допоміжні операції;

$M(P_n)$  – математичне очікування середньої часової потужності споживання електроенергії комбайном, кВт;

$M(V_n)$  – математичне очікування робочої швидкості подачі комбайна, м/хв;

$b$  – ширина захвату виконавчих органів комбайна, м;

$M(m)$  – математичне очікування потужності пласта що виймається, м;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля в масиві, т/м<sup>3</sup>;

$\eta_{\text{эс}}$  – к.к.д. живильної мережі.

З формули (3.7) отримуємо, що для конкретного пласта вугілля зі значенням опірністю вугілля різанню, при сталості ( $M(m)$ ,  $b$ ,  $\gamma$  та  $\eta_{\text{эс}}$ ) питома витрата електроенергії на виїмку тонни вугілля обернено пропорційній



швидкості подачі комбайна. В умовах експлуатації і управління збільшення швидкості подачі комбайна, в технічно допустимих межах, призводить до зниження питомих витрати електроенергії. Цей висновок справедливий для комбайнів з усіма типами виконавчих органів – ланцюговим, барабанним, шнековим. При цьому контроль струмової складової досить важливий, інакше при перегріванні обмоток двигуна це призводить до виходу з ладу дорогого устаткування комбайна.

*Підйом по стовбуру (скіповий).* Вибір встановленої потужності електродвигуна для підйомної машини проводиться на основі технологічного графіка роботи підйому з урахуванням:

1. ефективної споживаної потужності за цикл підйому;
2. максимального пікового моменту в період розгону при підйомі максимального вантажу;
3. необхідного екстреного максимального моменту.

Режим роботи електричного двигуна підйомної установки повторно-короткочасний. Тут чергуються періоди руху і пауз. Навантаження змінюється не тільки після закінчення кожного циклу, але протягом періоду руху.

Графіки зміни навантаження за один цикл підйому можна представити у вигляді діаграми зміни потужності на валу барабана  $N=f(t)$ , діаграми зміни моменту на валу барабана  $M=f(t)$  при постійному радіусі навивки, діаграмою рушійних зусиль на окружності навивки  $F=f(t)$ .

Для асинхронних двигунів і двигунів постійного струму з незалежним збудженням ( $\Phi=const$ ), у яких струм двигуна при нормальній його роботі можна вважати пропорційним обертальному моменту який він розвиває ( $M=RT I\Phi$ ), або зусиллю на окружності навивки, навантажувальну діаграму  $M$  та  $F=f(t)$  можливо представити як  $I=F(t)$ .

Потужність електродвигуна визначається з умови нагрівання його обмоток до допустимої температури при тривалій роботі в повторно-короткочасному режимі. Для визначення її величини необхідно фактичний

повторно-короткочасний режим роботи двигуна зі змінним навантаженням привести до умовно еквівалентному по нагріванню режиму, з безперервно постійним навантаженням. Нагрівання обмоток двигуна пропорційні квадрату сили струму і часу, протягом якого цей струм діє. Для підйомних двигунів які зараз випускаються рекомендується визначати еквівалентну частину часу одного циклу, з урахуванням погіршення охолодження обмоток не тільки в періоди пауз, а й в періоди розгону та уповільнення, коли двигун обертається не з номінальною швидкістю, а пусковий струм має максимальне значення [64].

$$T_{екв} = \frac{2}{3}(t_1+t_3)+t_2+\frac{1}{3}\theta,$$

де:  $t_1$  – час прискореного руху;

$t_2$  – час рівномірного руху;

$t_3$  – час уповільненої руху;

$\theta$  - час паузи на завантаження.

Еквівалентна (ефективна) потужність електродвигуна визначається виходячи з діаграми швидкості, прискорень та рушійних зусиль

$$P_{екв} = \frac{F_{екв} \cdot V_{макс}}{102 \cdot S}, \quad (3.8)$$

де  $V_{макс}$  – максимальна швидкість руху в циклі;

$F_{екв}$  – еквівалентна окружності навивки.

Для визначення еквівалентної потужності двигуна необхідно визначити  $F_{екв}$ , тобто знайти величину  $\int_0^T F^2 dt$ . У зв'язку з тим що  $F = f(t)$  протягом періоду

є розривною функцією яка змінюється по різними законами, значення  $\int_0^T F^2 dt$

вирішують по окремим періодам за формулою:

$$\int_0^T F^2 dt = \sum_{i=0}^{n_i} \int_0^{t_i} F^2 dt;$$

де  $n_i$  – кількість періодів в одному циклі руху підйомної системи;  
 $t_i$  – тривалість  $n_i$  періоду.

При трьохперіодній трапецоїдальній діаграмі швидкості та врівноваженою системі підйому в кожному проміжку (періоді) часу рушійне зусилля постійне:

$$\int_0^T F^2 dt = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3$$

і відповідно еквівалентне рушійне зусилля:

$$F_{екв} = \sqrt{\frac{F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3}{T_{екв}}}$$

Якщо зусилля на окружності навивки протягом кожного періоду руху змінюється за лінійним законом від  $F_1$  до  $F_2$  і т.д., як це має місце при трапецоїдальній діаграмі швидкості і невірноваженості системі підйому, то еквівалентне рушійне зусилля на окружності навивки визначається наступним чином:

$$F_{екв} = \sqrt{\frac{(F_1^2 + F_1 F_2 + F_2^2) \frac{t_1}{3} + (F_3^2 + F_3 F_4 + F_4^2) \frac{t_2}{3} + (F_5^2 + F_5 F_6 + F_6^2) \frac{t_3}{3}}{T_{екв}}}$$

У звичайних умовах роботи двигуна підйому, ступінь охолодження обмоток пропорційна швидкості його обертання. З огляду на цей факт, при розрахунках період одного циклу замінюють еквівалентним йому часом, за яке двигун охолоджується, віддаючи тепло в зовнішнє середовище, якщо він обертається з максимальною швидкістю, тобто:

$$T_{екв} = T + \frac{1}{3} \theta.$$

Коефіцієнт  $\frac{1}{3}$  враховує погіршення охолодження в період паузи.

При установці на підйомі двигунів постійного струму великої потужності і особливо тихохідних двигунів застосовують примусову

вентиляцію, і тому охолодження двигуна залишається незмінним протягом усього циклу з підйому. При цьому еквівалентну одному часовому циклу:

$$T_{екв} = T + \theta.$$

*Транспорт вугілля (породи) в шахті і на поверхні.* Для виявлення факторів, що впливають на формування електричних навантажень ТМ, що входить до складу основних ТП, розглянемо підземний транспорт шахти та транспорт в складі технологічного комплексу поверхні.

Підземний транспорт умовно розділений на:

1. магістральний транспорт;
2. дільничний транспорт.

Питома витрата електричної енергії на підземному транспорті в загально шахтній витраті становить 12%. Тому значний інтерес становлять дослідження можливості використання підземного транспорту в якості електроспоживача для зниження максимальної потужності вугільного підприємства в години максимум електроспоживання [71,72].

Основними видами внутрішньо шахтного транспорту є: електровозне відкочування, конвеєрний транспорт, підземні механізовані БН та допоміжний транспорт (монорейкові дороги, лебідки різного призначення та ін.).

При транспортуванні корисних копалин у горизонтальних виробках шахти, з усіх видів доставки, найбільшого поширення набуває електровозний транспорт (до 85-90%), причому (зважаючи на специфіку умов застосування) переважно відкочування акумуляторними електровозами (до 75%) [73].

Особливістю акумуляторного електровозного транспорту, як споживача електричної енергії є те, що споживання енергії відбувається при зарядці резервних батарей в зарядних камерах і не пов'язане технологічно з роботою транспорту. Тому використання його в якості енергоспоживача з метою зниження споживаної енергії в період максимуму навантаження недоцільно.

Відповідно до основного техніко-економічного напрямку розвитку підземного транспорту [69] при транспортуванні вугілля по магістральним виробкам, залежно від характерних гірничотехнічних умов рекомендується застосовувати:

1. На шахтах, що розробляють пологі та похилі пласти:
  - в головних (капітальних) похилих виробках з кутами нахилу до  $16-18^\circ$  - тільки конвеєрний транспорт;
  - в похилих виробках з кутами нахилу понад  $16-18^\circ$  – конвеєрний транспорт, спільно з круто похилими конвеєрами або скіповою канатною відкаткою;
  - в головних горизонтальних виробках – конвеєрний транспорт або локомотивну відкатку.

Переважний вид транспорту встановлюється на підставі порівняння техніко-економічних показників, з урахуванням конкретних гірничотехнічних умов кожної шахти, перспектив її розвитку, кількості марок вугілля, що видобувається на шахті, надійності роботи транспортних систем і трудомісткості транспортного процесу. Оцінку варіантів слід проводити за приведеними витратами на установку та обслуговування. При близьких показниках порівнюваних варіантів необхідно віддавати перевагу конвеєрного виду транспорту.

2. На шахтах, що розробляють круті пласти – в штреках, в квершлагах на горизонті приствольного двору – конвеєрний, комбінований або локомотивний транспорт. Конвеєрний транспорт доцільно застосовувати на шахтах з блочною підготовкою шахтного поля при високій продуктивності (понад 1000 т/добу) очисних вибоїв. Комбінований конвеєрно-локомотивний транспорт доцільно застосовувати при розробці групи зближених пластів. При цьому доставку вугілля від близько розташованих ОЗ до групового навантажувального пункту слід здійснювати конвеєрним транспортом, а від групового навантажувального пункту до приствольного двору – локомотивним транспортом.

Остаточний вибір виду транспорту проводиться для кожної шахти на підставі порівняння техніко-економічних характеристик різних видів транспорту.

При аналізі класифікації виробництва шахт та їх групуванні (технологічні схеми № 1-3, розділ 1.3.) в якості основного виду транспорту по магістральних виробках шахт прийнятий конвеєрний транспорт, або буже рідко локомотивна відкочування. Слід зазначити, що споживачі електричної енергії електровозного акумуляторного транспорту, як зазначалося вище, через специфікації технології відкатки не можуть виконувати роль ефективних енерго економічних оспоживачів.

До складу розглянутих процесів видобутку і транспортування вугілля та породи входить технологічний комплекс головного стовбура (ТГС). З аналізу проектних даних випливає, що споживана технологічним комплексом потужність коливається в певних, досить широких межах, основна частка (80-85%) сумарною електричної навантаження технологічного комплексу припадає на конвеєрний транспорт передачі вугілля (породи) від стовбура до пункту навантаження або склад (відвал) .

Потужності приводу окремих механізмів ТГС приймаються, як правило, виходячи з умови заводської комплектності поставки з основним технологічним механізмом, номенклатура і параметри якого вибираються в залежності від величини вантажопотоку та протяжності доставки.

З викладеного випливає, що основний елементом, який впливає на формування потужності електроспоживачів в технологічному ланцюгу транспортування вугілля (породи) в шахті та на поверхні, який необхідно включити в розрахункову частину СПРД, є стрічковий конвеєрний транспорт [72,73].

Таким чином математичне очікування потужності, що витрачається на холостий хід конвеєра, дорівнює:

$$M(P_{xx}) = CLM(V), \quad (3.9)$$

де  $C$  – коефіцієнт, що залежить від ширини стрічки;

$L$  – довжина, м;

$M(V)$  – математичне очікування швидкості руху стрічки, м/хв.

Математичне очікування потужності, що витрачається на подолання сил шкідливих опорів при навантаженому конвеєрі, дорівнює:

$$M(P_{uc}) = 0,00015M(D_0)L;$$

де  $M(D_0)$  - математичне очікування продуктивності стрічкового конвеєра.

Математичне очікування потужності, що витрачається на підйом (спуск) матеріалу, обчислюється за формулою:

$$M(P_m) = \pm 0,00274 * M(D_0)L \sin \beta$$

де  $\beta$  – кут нахилу конвеєра до горизонталі.

Знак (+) плюс застосовується при доставці матеріалу вгору, знак (-) мінус - при доставці вниз;

Тоді математичне очікування потужності на валу електродвигуна:

$$M(P_{ов}) = (P_{xx} + M(P_{uc}) + M(P_m)) \frac{1}{S};$$

де  $S$  – ККД привода конвеєра.

Математичне очікування продуктивності стрічкового конвеєра прямо пропорційна середній площі поперечного перерізу матеріалу, розташованого на стрічці, швидкості руху стрічки, насипної ваги матеріалу та визначається за формулою:

$$M(D_0) = 3600FVM(\gamma);$$

де  $F$  – середня площа матеріалу;

$V$  – швидкість руху стрічки;

$\gamma$  – математичне очікування насипної ваги матеріалу.

$$FM(\gamma) = q/1000;$$

де  $q$  – вага матеріалу на одному погонному метрі стрічки.

Тоді

$$V = M(D_0) / 3600FM(\gamma) \quad (3.10)$$

підставляючи (3.10) в (3.9), отримаємо:

$$M(P_{xx}) = CL \frac{M(D_0)}{3.6q},$$

$$M(P_{\partial s}) = \left( CL \frac{M(D_0)}{3.6q} + 0,00015M(D_0)L + 0.00274M(D_0)L \sin \beta \right) \frac{1}{S} \quad (3.11)$$

Наведена залежність (3.11) дає підстави судити про те, що основними факторами, що впливають на величину розрахункової потужності транспортного ланцюга шахти (в т.ч. в складі ТМ) є математичне очікування кількості вугілля (породи) яка видається  $M(Dy(n))$  та протяжність доставки  $L$ .

*Водовідливне устаткування.* Водовідливні установки є великими споживачами електроенергії, причому зі збільшенням глибини шахт та зростанням припливу споживання електроенергії водовідливом істотно зростає. Водовідливні установки, що працюють на підприємствах вугільної промисловості, в період нормальної роботи характеризуються постійними швидкістю обертання і статичним моментом. Характерним є також відсутність регулювання продуктивності насосного агрегату [74,75].

У переважній більшості випадків для водовідливних установок застосовуються асинхронні двигуни з короткозамкненим ротором. Асинхронні двигуни з короткозамкненим ротором набули найбільшого поширення внаслідок простоти конструкції, надійності роботи та малої витрати електроенергії при пуску.

До недоліків асинхронних двигунів, що застосовуються для приводу водовідливних комплексів, слід віднести перегрів обмоток та аварійне відключення установок при зниженні напрузі нижче  $0,8U_n$ , а також квадратичну залежність моменту двигуна від величини напруги живлення.

Устаткування з синхронними двигунами для приводу насосних агрегатів шахтного водовідливу мають ускладнену схему автоматичного



управління, однак стабільно працюють навіть при зниженні напруги до (0,5-0,6)  $U_n$  випадання двигуна із синхронізму відбувається вкрай рідко - при глибоких і тривалих зниженнях напружених мережі.

Математичне очікування потужності електродвигуна для приводу насосного агрегату визначається за виразом:

$$M(P_N) = K \frac{M(Q_0)H_M \nu}{102 \cdot 3600 \cdot S};$$

де  $K=1,05-1,1$  – коефіцієнт запасу потужності насоса;

$M(Q_0)$  – математичне очікування продуктивності насоса, м<sup>3</sup>/хв;

$H_M$  – манометричний тиск, Па;

$\nu$  – питома вага рідини;

$S$  – ККД насосної установки.

Момент спротиву насоса при закритій засувці:

$$M_c = \frac{102 \cdot N_1}{\omega};$$

де  $N_1=0,15N$  – потужність, що підводиться до насоса при закритій засувці;

$\omega$  – кутова швидкість.

Математичне очікування корисної потужності насоса:

$$M(P_n) = \frac{M(Q_0)M(H_M)V}{102}. \quad (3.12)$$

З урахуванням всіх видів втрат математичне очікування потужності на валу насоса визначається за формулою:

$$M(P_g) = \frac{M(Q_0)M(H_M)\nu}{102S}; \quad (3.13)$$

де

$$S = S_r S_o S_m = \frac{H_M}{H_T} \cdot \frac{Q_0}{Q_0 + q} \frac{\nu(Q + q)H_T}{100N_g} = \frac{M(Q_0)M(H_M)\nu}{102N_g}.$$

Розглядаючи спільно (3.12) і (3.13), отримуємо

$$M(P_e) = \frac{N_n}{S},$$

тоді потужність, споживана електродвигуном насоса з мережі, буде дорівнювати:

$$M(P_c) = \frac{N_e}{S_{\partial e}}; \quad (3.14)$$

де  $S_{\partial e}$  – ККД електродвигуна.

Якщо відомий ККД двигуна  $S_{\partial e}$ , то з (3.14) досить просто визначається математичне очікування потужності  $M(P_e)$  на валу.

Як видно з виразу (3.13), на величину розрахункової потужності електродвигуна насосного агрегату робить істотний вплив глибина відкачки  $H$  і величина шахтного припливу  $M(Q)$ . Таким чином, основними параметрами, що визначають режим роботи насосів, є продуктивність і манометричний тиск, які визначають: потужність електродвигуна, витрата електроенергії і техніко-економічні показники його роботи. Напір і продуктивність, що визначають режим роботи насосного агрегату і не є постійними величинами за весь період експлуатації насосів.

*Режими роботи насоса для різних умов його роботи* Так, для нового насоса режим роботи може відповідати напірним характеристикам з урахуванням допустимих заводом граничних відхилень величин напору від + 5% до -3% розрахункових характеристик. В процесі експлуатації насоса відбувається абразивний знос його робочих коліс, при цьому заводом допускається зниження величин напірної характеристики на 10% [76]. Крім того, при експлуатації водовідливних трубопроводів відбувається відкладення на внутрішніх стінках твердого осаду, що зменшує прохідний перетин трубопроводу і збільшує при цьому його гідравлічний опір. У зв'язку з цим змінюються параметри робочої характеристики напірного трубопроводу та режимів роботи самого насоса.

Зміна робочих характеристик насоса та трубопровода відбувається згодом, крім наведених граничних режимів роботи насоса мають місце проміжні режими роботи, що знаходиться в зоні граничних режимів.

З усього різноманіття робочих режимів слід прийняти три розрахункових стану, за якими проводиться подальший експлуатаційний розрахунок водовідливної установки:

1. режим I відповідає розрахунковому станом роботи водовідливної установки з максимально допустимою продуктивністю насоса і максимальної споживчої потужності;

2. режим II відповідає розрахунковому стану роботи водовідливної установки з номінальною продуктивністю насоса і номінальною споживаною потужністю;

3. режим III відповідає розрахунковому станом роботи водовідливної установки з мінімально допустимої продуктивністю і мінімальною потужністю.

Кожному режиму відповідає певне число робочих насосних установок, їх час роботи з відкачування шахтного водотоку. Зі зменшенням продуктивності насосних установок збільшується час роботи насоса та їх кількість, з метою виконання вимог §524 ПБ [77]. Одночасно при цьому зменшується розрахункова потужність на валу насоса. Зазначене положення враховано при розрахунку електричних навантажень шахтних водовідливних установок.

Таким чином, як зазначалося вище, для розрахунку потужності приводу скіпових підйомів використаний метод технологічного графіка, розрахункова потужність на валу насосів водовідливних комплексів визначена з урахуванням режимів їх роботи та враховуючи зниження її величини в процесі експлуатації. Потужність конвеєрних ліній, що входять до складу ТП видобутку, транспортування вугілля і доставки породи, хоча і визначені з використанням коефіцієнта попиту, проте за даними статистики несумірні з потужністю приводу скіпового підйому (6-8% і 8-20%

відповідно). Ці обставини зводять до мінімуму можливі неточності при визначенні вихідних електричних навантажень енергоспоживача через похибки: існуючих методів розрахунку, що важливо для конкретного рішення задачі дослідження та отримання моделей електричних навантажень енергоспоживача для правильної оцінки економічної доцільності регулювання електроспоживання.

Отримані дані по потужності основних електроспоживачів вугільної шахти дозволяють ввести в ММ СПРД додаткові обмеження, які з урахуванням періодів максимуму навантажень матемотр наступний вигляд:

$$\sum_{i=1}^n (P_{\text{ком}}^i + P_{\text{дв}}^i + P_{\text{вс}}) + \sum_{j=1}^m (P_{\text{н}}^j + P_{\text{спож}}) \leq P_{\text{заяв}}, \quad t > t_{\text{max}}, t < t_{\text{min}}, \quad (3.15)$$

$$\sum_{i=1}^n (P_{\text{ком}}^i + P_{\text{дв}}^i + P_{\text{вс}}) \leq P_{\text{план}}, \quad t_{\text{min}} < t < t_{\text{max}}; \quad (3.16)$$

де  $n$  – кількість задіяних двигунів конвеєрів,

$m$  – кількість задіяних двигунів насосів;

$P_{\text{заяв}}, P_{\text{планв}}$  – заявлена і планова потужність обладнання;

$P_{\text{вс}}$  – потужність, що витрачається на подолання сили опору навантаженого конвеєра;

$P_{\text{спож}}$  – потужність енергоспоживача;

$t_{\text{min}}, t_{\text{max}}$  – період максимуму навантаження.

Частка споживання електроенергії однотипних технологічних ланок на різних шахтах, від загального енергоспоживання, не є постійною величиною [78]. Дані аналізу енергоспоживання на вугільних шахтах з пологим заляганням пластів Східного Донбасу наведені в табл. 3.3. Для порівняння в табл. 3.4 наведена аналогічна інформація для шахт Західного Донбасу.

Таблиця 3.3 Баланс споживання електроенергії вугільних шахт з пологим заляганням пластів Східного Донбасу

Приймачі електроенергії (електроспоживаюче устаткування)	Частка ТП в питомій витраті ЕЕ, $\frac{KВт \cdot год}{т}$	Частка за- гальношахтн ої витрати ЕЕ, %
1. Машини та механізми очисних та підготовчих робіт	2,5 – 6,0	10 – 24
2. Підземний транспорт по головним відкаточними виробіткам (конвеєрний та електровозний)	0,6 – 2,5	4 – 8
3. Інші ЄС в гірничих виробітках	0,3 – 0,8	2 – 4
4. Підйомні стовбурові установки	2,0 – 5,0	8 – 20
5. Компресорні станції	0,5 – 1,0	3 – 6
6. Вентилятори головного провітрювання	3,0 – 10	15 – 35
7. Водовідливні установки	2,0 – 7,0	7 – 25
8. Механізми технологічного комплексу і допоміжні цехи на поверхні	0,8 – 3,5	6 – 12
9. Капітальне будівництво	0,5 – 1,5	3 - 8

Таблиця 3.4 Баланс споживання електроенергії шахти ім. Н.І. Сташкова (Добовий видобуток 4830 т)

Приймачі електроенергії (електроспоживаюче устаткування)	Частка ТП в питомій витраті ЕЕ, $\frac{KВт \cdot год}{т}$	Частка загальношахтного витрати ЕЕ, %
1. Машини та механізми очисних та підготовчих робіт, включаючи участковий транспорт	3,0	7,7
2. Машини и механізми підготовчих робіт	1,3	3,2
3. Конвеєрний підземний транспорт по відкатувальним виробках	6,0	15,4
4. Електровозний підземний транспорт	0,1	0,2
5. Підйомні стовбурові установки	2,5	6,4
6. Вентилятори головного провітрювання	7,2	18,5
7. Водовідливні установки	8,1	21,0
8. Механізми технологічного комплексу та споживачі на поверхні	10,6	27,6
Всі електроприймачі	38,8	100,0

Різниця в електроспоживанні підкреслює специфіку вугільного басейну: невелика глибина залягання вугілля, застосування систем відпрацювання з конвеєризацією вантажопотоку вугілля, значна віддаленість і розгалуженість гірничих виробок, а також складні гідрогеологічні умови відпрацювання родовища [79].

За даними табл. 3.3 най енергоємнішими на підземних роботах є процеси видобутку вугілля, транспортування вугілля і породи, водовідведення. На поверхні - підйом вугілля і породи, вентиляція.

Таким чином, в якості ключових технологічних параметрів, що надають найбільший вплив на електроспоживання визначені: виробнича потужність шахти, протяжність технологічного ланцюга транспортно-видобувного комплексу, глибина залягання пласта та шахтний водоприток. У систему обмежень запропонованої ММ включені обмеження для розрахунку можливого перевищення ліміту споживаної електроенергії за час квазістаціонарності (актуальності) ТП вугільної шахти.

### **3.3. Математична модель задачі розрахунку навантаження на лави вугільних шахт**

Нехай планується видобуток вугілля на період часу  $T$  з усіх лав шахти, що працюють у штатному режимі. Тут і надалі  $T$  вимірюється в годинах. Добуте вугілля з кожної лави може бути направлене частково – в загальну ємність (контейнер) для задоволення попиту, частково – на поповнення запасів вугля у СВП шахти. Якщо кількість добутого вугілля недостатня для задоволення споживача (наприклад, у випадку реалізації нештатної ситуації на деякій лаві), решту можна відвантажити із сховища. При цьому мають бути враховані обмеження на використання електроенергії, на технологічні характеристики отриманої суміші, а також розміри СВП і номінальну

кількість вугля, який має залишатися у сховищі на кінець періоду, що розглядається.

Задача розрахунку оптимальних навантажень на лави вугільної шахти за певний період часу складається з мінімізації сумарної собівартості видобутого вугілля по всім лавам за період  $T$ , у тому числі штрафу за перевищення ліміту витраченої електроенергії і витрат, пов'язаних із зміною поточного стану СВП, з урахуванням трьох типів обмежень: технологічних – за вмістом золи, сірки і вологи у загальному обсязі видобутого вугілля; виробничих – на планову потужність лав і поточний стан СВП; енергетичних – на максимально можливе електричне навантаження по вугільному підйому, транспорту і водовідливу і ін [80].

Далі представимо дві моделі сформульованої задачі, які відрізняються між собою змістом шуканих параметрів, а також виглядом цільової функції.

Введемо наступні позначення величин, що вважаються відомими:

$n$  – кількість працюючих лав;

$D_{план}$  – плановий (узгоджений з попитом) обсяг видобутку вугілля по шахті в цілому,  $[m]$ ;

$C_i$ ,  $i = \overline{1, n}$ , – собівартість тонни вугілля з  $i$  – ї лави  $[грн/m]$ ;

$X_i^{min}$ ,  $X_i^{max}$ ,  $i = \overline{1, n}$ , – відповідно мінімально і максимально можлива кількість вугілля, яку можна отримати з  $i$  – ї лави, і яка визначається технологічними характеристиками лави,  $[m]$ ;

$0 \leq p_i \leq 1$ ,  $i = \overline{1, n}$ , – ймовірність роботи  $i$  – ї лави в штатному режимі протягом періоду часу  $T$  (визначається за допомогою графу станів (розділ 2));

$Z_i$  – вміст золи у вугіллі  $i$  -го забою, [%];

$S_i$  – вміст сірки у вугіллі  $i$  -го забою, [%];

$W_i$  – вміст вологи у вугіллі  $i$  -го забою, [%];

$B_1, B_2, B_3$  – граничні значення за змістом золи, сірки і води у суміші вугілля з усіх лав, [%];

$\gamma_0$  – питомі (розраховані на одну тону) витрати, пов'язані із зберіганням надлишкової кількості вугілля на СВП, [грн/т];

$\gamma_1$  – розрахований на одиницю електроенергії розмір штрафу за перевищення ліміту енергоносія, [грн/кВт\*год];

$\gamma_2$  – вартість відвантаження однієї тони вугілля з СВП, [грн/т];

$\beta_i, i = \overline{1, n}$ , – вартість транспортування (або зберігання) на СВП надлишкової однієї тони вугілля, видобутого з  $i$ -ї лави, [грн/т];

$V_T$  – поточна кількість вугілля на СВП, [т];

$V_H$  – номінальний обсяг вугілля на СВП, [т];

$V_{\max}$  – максимальний обсяг вугілля на СВП, [т];

$P_{\text{заявл}}$  – потужність, відповідна заявленому ліміту на інтервалі часу  $T$  [кВт\*год];

$P_{\text{під}}$  – електричне навантаження по вугільному підйому [кВт\*год];

$P_{\text{тр}}$  – електричне навантаження по локомотивному транспорту [кВт\*год];

$P_{\text{кт}}$  – електричне навантаження за конвеєрним транспорту [кВт\*год];

$P_{\text{вод}}$  – електричне навантаження по водовідливу [кВт\*год];

$P_{\text{вст}}$  – сумарна встановлена потужність обладнання, відповідна забезпеченню можливостям підстанції [кВт\*год].

Для побудови математичної моделі I введемо до розгляду наступні змінні [81]:

$x_i, i = \overline{1, n}$ , – обсяг вугілля, який планується видобувати з  $i$ -ї лави за весь період часу, [т];



$y_i, i = \overline{1, n}$ , – обсяг видобутого з  $i$ -го забою вугілля, який має бути відвантажений для поповнення запасів СВП шахти,  $[m]$ ;

$x = (x_1, x_2, \dots, x_n)$ ;  $y = (y_1, y_2, \dots, y_n)$  – вектори відповідних змінних;

$Y$  – обсяг вугілля, який відвантажується з СВП шахти на покриття попиту  $D_{план}$ , у разі недостатньої кількості видобутого вугілля  $[m]$ .

Проміжними шуканими величинами, які визначаються вищезазначеними і характеризують роботу шахти в цілому протягом періоду  $T$ , є такі:

$D_{факт}$  – обсяг видобутку вугілля по шахті в цілому за весь період часу, призначений для задоволення попиту (або на покриття плану),  $[m]$ :

$$D_{факт} = \sum_{i=1}^n (p_i x_i - y_i);$$

$\Delta P$  – можливе перевищення ліміту споживаної електроенергії за період часу  $T$ ,  $[KВт \cdot год]$ :

$$\Delta P = \begin{cases} P_{спож} - P_{заявл} & \text{при } P_{спож} > P_{заявл}, \\ 0 & \text{при } P_{спож} \leq P_{заявл}, \end{cases}$$

де

$$P_{спож} = (P_{нсд} + P_{тр} + P_{кт} + P_{ком} + P_{вод}) \cdot \sum_{i=1}^n p_i x_i;$$

$\Delta V$  – зміна обсягу вугілля в СВП,  $[T]$ :

$$\Delta V = \left( \sum_{i=1}^n y_i - Y \right).$$

З урахуванням введених позначень математична модель I задачі розрахунку оптимальних навантажень на лави вугільної шахти СПРД може бути записана в наступному вигляді [81].

Математична модель I:

$$F \rightarrow \min_{x, y, Y}, \quad (3.17)$$

де

$$F = \sum_{i=1}^n C_i p_i x_i + \gamma_1 \Delta P + \gamma_0 (V_T + \Delta V - V_H) \text{sign}(V_T + \Delta V - V_H),$$

при трьох наборах умов:

– система обмежень I

$$\sum_{i=1}^n p_i x_i = D_{\text{факт}}, \quad (3.18)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^n Z_i (p_i x_i - y_i)}{D_{\text{факт}}} \leq B_1, \quad (3.19)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^n S_i (p_i x_i - y_i)}{D_{\text{факт}}} \leq B_2, \quad (3.20)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^n V_i (p_i x_i - y_i)}{D_{\text{факт}}} \leq B_3, \quad (3.21)$$

$$X_i^{\min} \leq x_i \leq X_i^{\max}, \quad i = \overline{1, n}, \quad (3.22)$$

$$0 \leq y_i \leq p_i x_i, \quad i = \overline{1, N}, \quad (3.23)$$

$$D_{\text{факт}} + Y \geq D_{\text{план}}, \quad (3.24)$$

– система обмежень II:

$$\Delta P = \begin{cases} P_{\text{спож}} - P_{\text{заявл}} & \text{при } P_{\text{спож}} > P_{\text{заявл}}, \\ 0 & \text{при } P_{\text{спож}} \leq P_{\text{заявл}}, \end{cases} \quad (3.25)$$

$$P_{\text{спож}} = (P_{\text{нсд}} + P_{\text{тр}} + P_{\text{кт}} + P_{\text{ком}} + P_{\text{вод}}) \cdot \sum_{i=1}^n p_i x_i; \quad (3.26)$$

– система обмежень III:

$$V_H \leq V_T + \left( \sum_{i=1}^n y_i - Y \right) \leq V_{\max}, \quad (3.27)$$

$$0 \leq Y \leq V_T. \quad (3.28)$$

Таким чином, цільова функція має такі складові: перший доданок – це вартість видобутку вугілля по всім лавам за час  $T$ ; другий – штраф за перевищення ліміту витраченої електроенергії; третій – витрати, пов'язані із зміною стану СВП.

Набір умов (3.18) – (3.21) відповідає вимогам щодо вмісту золи, сірки й вологи у вугіллі, що видобувається і йде на задоволення попиту, обмеження (3.22) – (3.24) враховують виробничі потужності лав шахти. Система обмежень (3.25), (3.26) визначає планову потребу в енергоносії і перевищення ліміту, встановленого підстанцією.

Умови (3.27), (3.28) обмежують обсяг вугілля, що надходить на СВП або відвантажується з СВП.

Зазначимо, що сформульована математичної моделі I не є типовою задачею ЛП, оскільки у цільовій функції доданки, що враховують перевищення ліміту електроенергії і перевантаження СВП, можуть бути відсутніми. Тому розв'язання сформульованої задачі може бути отримано в кілька етапів: отримання наближеного плану роботи шахти без урахування другого і третього доданка в цільовій функції, а на наступних етапах – уточнення з розрахунком вищевказаних доданків [82].

Запропонуємо ще одну математичну модель II задачі оптимізації видобутку вугілля, для чого введемо до розгляду такі змінні:

$z_i, i = \overline{1, n}$ , – обсяг вугілля, який планується видобувати з  $i$  – й лави за одиницю часу, тобто поточна продуктивність  $i$  –ї лави,  $[m/год]$ ;

$y_i, i = \overline{1, n}$ , – обсяг видобутого з  $i$  -го забою вугілля, який має бути відвантажений для поповнення запасів СВП шахти,  $[m]$ ;

$z = (z_1, z_2, \dots, z_n)$ ;  $y = (y_1, y_2, \dots, y_n)$  – вектори відповідних змінних;

$Y$  – обсяг вугілля, який забирається з СВП шахти на покриття запланованого попиту  $D_{\text{план}}$ , у разі недостатньої кількості видобутого вугілля  $[m]$ .

Проміжними шуканими величинами, які визначаються вищезазначеними і характеризують роботу шахти в цілому протягом періоду  $T$ , є такі:

$\bar{D}_{\text{факт}}$  – фактичний обсяг видобутку по шахті в цілому,  $[m]$ :

$$\bar{D}_{\text{факт}} = \sum_{i=1}^n p_i T z_i ;$$

$\Delta P$  – можливе перевищення ліміту споживаної електроенергії за період часу  $T$ ,  $[\text{кВт} \cdot \text{год}]$ :

$$\Delta P = \begin{cases} P_{\text{спож}} - P_{\text{заявл}} & \text{при } P_{\text{спож}} > P_{\text{заявл}}, \\ 0 & \text{при } P_{\text{спож}} \leq P_{\text{заявл}}, \end{cases}$$

де

$$P_{\text{спож}} = (P_{\text{нсд}} + P_{\text{тр}} + P_{\text{кт}} + P_{\text{ком}} + P_{\text{вод}}) \cdot \sum_{i=1}^n p_i T z_i ;$$

$\Delta V$  – зміна обсягу вугілля в СВП,  $[m]$ :

$$\Delta V = \left( \sum_{i=1}^n y_i - Y \right).$$

Математична модель II:

$$G \rightarrow \min_{z, y, Y}, \quad (3.29)$$

де

$$G = \sum_{i=1}^n C_i p_i T z_i + \gamma_1 \Delta P + \left( \gamma_2 Y + \sum_{i=1}^n \beta_i y_i \right),$$

за умов:

$$\sum_{i=1}^n Z_i (p_i T z_i - y_i) \leq B_1 \sum_{i=1}^n (p_i T z_i - y_i), \quad (3.30)$$

$$\sum_{i=1}^n S_i (p_i T z_i - y_i) \leq B_2 \sum_{i=1}^n (p_i T z_i - y_i), \quad (3.31)$$

$$\sum_{i=1}^n W_i (p_i T z_i - y_i) \leq B_3 \sum_{i=1}^n (p_i T z_i - y_i), \quad (3.32)$$

$$X_i^{\min} \leq p_i T z_i \leq X_i^{\max}, i = \overline{1, n}, \quad (3.33)$$

$$\sum_{i=1}^n (p_i T z_i - y_i) + Y \geq D_{\text{план}}, \quad (3.34)$$

$$(P_{\text{нсд}} + P_{\text{тп}} + P_{\text{кт}} + P_{\text{ком}} + P_{\text{вод}}) \cdot \sum_{i=1}^n p_i T z_i \leq P_{\text{вст}}; \quad (3.35)$$

$$V_H \leq V_T + \sum_{i=1}^n y_i - Y \leq V_{\max}; \quad (3.36)$$

$$0 \leq Y \leq V_T, \quad (3.37)$$

$$0 \leq y_i \leq p_i z_i, i = \overline{1, N}. \quad (3.38)$$

Отже, цільова функція  $G$  має такі складові: перший доданок визначає собівартість вугілля, добутого з усіх лав за період часу  $T$ ; другий доданок – штраф за можливе перевищення ліміту витраченої електроенергії; третій доданок враховує витрати, пов'язані зі зміною стану СВП.

Набір умов (3.30) – (3.32) відповідає вимогам щодо вмісту золи, сірки та вологи у загальному обсязі вугілля, що видобувається; умова (3.33) враховує виробничі потужності самих лав шахти. Обмеження (3.34) означає, що кількість видобутого вугілля відповідної якості з урахуванням можливого відвантаження певної кількості на СВП, і, поповнення його за рахунок вугілля із сховища, має бути не менше запланованої величини  $D_{\text{план}}$ . Умова

(3.35) носить енергетичний характер і відображає той факт, що споживання електроенергії не може перевищувати встановлений підстанцією ліміт. Умова (3.36) пов'язана із зміною кількості вугілля у СВП: на кінець періоду, що розглядається, обсяг вугілля у сховищі має бути не менше бажаного, але й не більше максимально можливого. Умови (3.37) – (3.38) очевидні.

Сформульована задача, як і модель I, не є типовою задачею ЛП, так як доданок за перевищення ліміту електроенергії може бути відсутнім.

Проектна структурна схема СПРД, що розробляється, представлена набором завдань (рис. 3.5).

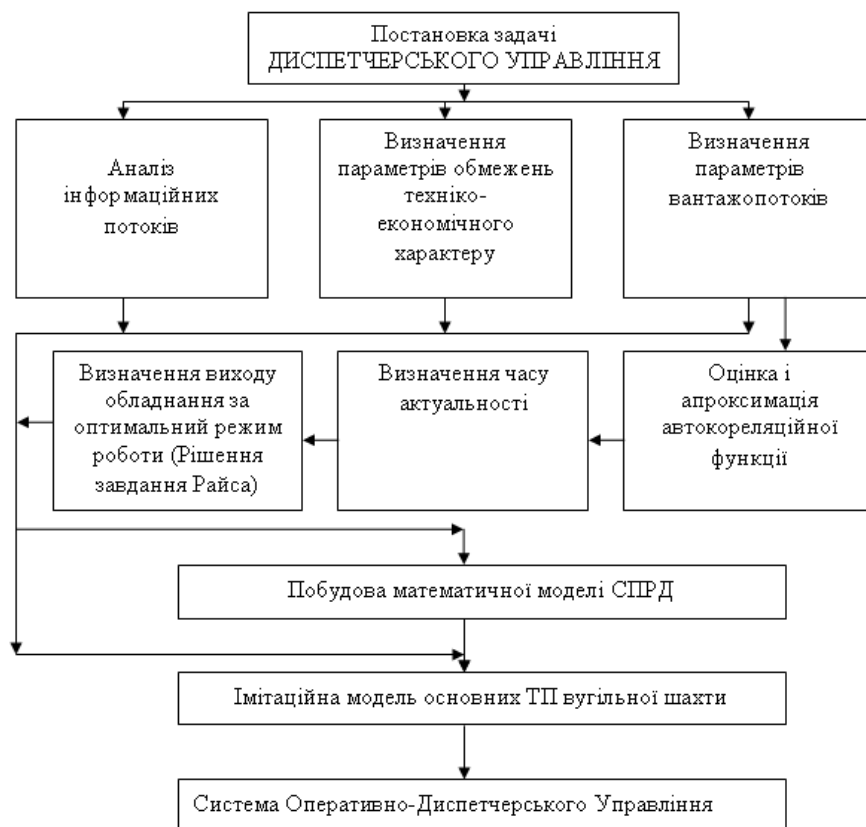


Рис. 3.5. Проектна структурна схема СПРД

Для перевірки, аналізу рішень, отриманих за допомогою побудованої ММ задачі пошуку оптимальних навантажень на лави шахти, беручи до уваги випадкові фактори роботи основних ТП вугільної шахти, при врахуванні наявності проміжних БН та використання СВП шахти слід провести обчислювальний експеримент на основі ІМ [83], метою якого є

реалізація врахування вище представлених особливостей шахти при використанні СПРД в СОДУ, які не використовувались раніше.

Зауваження. Суттєвою перевагою математичної моделі II є той факт, що її легко можна узагальнити на випадок розглядання багатокрокового процесу, який складається з декількох послідовних періодів часу. У подальшому, в обох представлених моделях мають бути враховані технологічні характеристики вугілля, яке зберігається на сховищі, під час його використання у загальній суміші, що відвантажується для задоволення потреб споживачів.

### **3.4. Висновки до розділу**

1. Запропоновано спосіб визначення виходу обладнання за недопустимі режими роботи на основі апроксимації автокореляційної функції із застосуванням методу найменших квадратів та задачі Райса, що дозволяють визначити кількість таких виходів і запобігти простою устаткування шахти, а прийняття відповідальних рішень диспетчером вугільної шахти для повернення обладнання до показників виконання плану видобутку виконати за найкоротший час.

2. На основі аналізу режимів роботи обладнання і встановленої потужності електроприводів сформовані обмеження техніко-економічних показників основних ТП шахти, що дозволяє включити їх в систему обмежень СПРД.

3. Запропоновано і реалізовано математичну модель розрахунку оптимальних навантажень на вугільні шахти, що враховує техніко-економічні обмеження, та яка забезпечує функціонування СПРД, та дозволяє зменшити час прийняття обґрунтованих рішень і підвищити ефективність диспетчерського управління вугільної шахти.

4. Розроблена проектна структурна схема СПРД при вирішенні задач в кілька етапів: з урахуванням доданків цільової функції, уточненням, розрахунком додаткових доданків, що в свою чергу дозволяє підтвердити застосування розробленої методики при перевірці та аналізі на базі імітаційної моделі.



## РОЗДІЛ 4 ІМІТАЦІЙНА МОДЕЛЬ ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ СИСТЕМИ ПРИЙНЯТТЯ РІШЕНЬ ДИСПЕТЧЕРОМ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

### 4.1 Інформаційні дані диспетчеризації вугільних шахт

В ході аналізу роботи диспетчерських служб шахти та СПРД що розробляється встановлено, що для забезпечення завдань СОДУ необхідне застосування структурованої бази даних.

Інформація, що входить в базу даних задач, розбивається на три класи:

1. електроенергетична;
2. технологічна;
3. додаткова.

Електроенергетична інформація являє собою дані про параметри режиму споживання основними ТП, а технологічна – характеризує потоки технологічних характеристик та їх тимчасові значення для ТП вугільної шахти [84,85]. Як було сказано вище, небезпека невиконання плану вугільною шахтою характеризується недоотриманням додаткової інформації диспетчером та високою ціною виправлення помилок при прийнятті відповідальних рішень службами шахти.

Стан основних ТП вугільної шахти за інформаційними ознаками розділяється на дві групи:

1. ознаки в формі констант – їх можна враховувати при розрахунках протягом доби і більше;
2. ознаки, безупинно мінливі з плином часу.

З огляду на сказане, до першої групи відносяться:

1. кількість очисних вибоїв –  $n_{ог}$ ;
2. кількість конвеєрів –  $n_k$ ;
3. протяжність  $i$ -ого конвеєра –  $L_{ki}$ , м;

4. швидкість руху стрічки  $i$ -ого конвеєра –  $V_{ki}$ , м/с;
5. час розгону  $i$ -ого конвеєра до номінальної швидкості –  $t_{ki}$ , с;
6. питома витрата електроенергії  $i$ -ого конвеєра –  $P_{ki}$ , кВт·год/т·км;
7. місткість підземного вугільного бункера –  $Q_{б.н}$ , т;
8. вантажопідйомність вугільного скіпа –  $M_{с.ном}$ , т;
9. висота підйому вугільного скіпа –  $H$ , м;
10. місткість поверхневого СВП –  $Q_{б.в}$ , т;
11. тривалість циклу підйомної двох-скіповими установки –  $T_{ц}$ , с;
12. витрата електроенергії установкою за цикл –  $P_{ц}$ , кВт·ч;
13. час початку і закінчення періодів максимуму активних навантажень енергосистеми –  $t_{ун}$ ,  $t_{ук}$ ,  $t_{вн}$ ,  $t_{вк}$ , ч;
14. час початку і закінчення змін –  $t_{нj}$ ,  $t_{kj}$ , ч;  $j=1, 2, 3, 4$ .

Друга група ознак включає:

1. інтенсивність потоку вугілля з  $i$ -ого очисного забою –  $D_i(t)$ , т/хвил;
2. погонна навантаження  $i$ -ого конвеєра –  $q_i(t)$ , т/м;
3. обсяг вугілля в БН –  $Q_{б.н}(t)$ , куб.м;
4. обсяг вугілля в приймальному бункері на поверхні або СВП –  $Q_{б.н}(t)$ , куб.м.

В умовах СПРД дані ознаки перетворюються до виду зручному для сприйняття диспетчером вугільної шахти.

Таким чином класифікуються ознаки, необхідні для вирівнювання графіка транспортування вугілля підйомом.

До першої групи відносяться такі інформативні ознаки:

1. кількість підготовчих забоїв –  $N_3$ ;
2. віддаленість  $i$ -го забою від стовбура шахти –  $L_i$ , м;
3. парк вагонеток –  $N_в$ , шт;
4. обсяг вагонетки –  $Q_в$ , куб. м;
5. середня швидкість руху електровозів –  $V_з$ , м/хвил;
6. обсяг скіпа для породи –  $Q_с$ , куб. м;
7. тривалість циклу роботи підйомної установки –  $T_{ц}$ , хвил;

8. питома витрата електроенергії на підйом породи –  $P_{\text{п}}$ , кВт·год/т;
9. час початку –  $t_{\text{ун}}$ ,  $t_{\text{вн}}$ , та закінчення –  $t_{\text{ук}}$ ,  $t_{\text{вк}}$ , періодів ранкового та вечірнього максимумів навантаження енергосистеми.

До другої групи інформативних ознак включені:

1. інтенсивність потоку породи з  $i$ -го забою –  $V_i(t)$ , куб. м/хвил;
2. кількість порожніх вагонеток –  $N_{\text{ві}}$ , на  $i$ -м підготовчому забої на момент часу  $t$ , шт;
3. кількість вагонеток –  $N_{\text{вг}}$ , які очікують розвантаження на момент часу  $t$ , шт.

Дані першої групи формуються відповідними службами шахти і заносяться як довідкові. Інформація про другу групу отримується від технологічних датчиків, розраховується згідно з алгоритмом СОДУ та даними диспетчерської служби шахти.

Дані по першій групі оновлюються в базі даних СПРД не частіше ніж один раз на добу або в будь-який момент, при необхідності із запитом відповідних служб. Частота оновлення інформації за ознаками другої групи значно вища - і визначається розрахунками часу актуальності, алгоритм якого представлений в розділі 2.

В умовах вугільних шахт робота ТМ досить тривала і тому через наслідки, що виникають у споживачів, заслуговує спеціального розгляду в умовах актуальності застосування в СПРД СОДУ. Крім усього іншого, ситуації з випадковими відмовами елементів ТМ, невідповідність між часом, кількістю, місцем видобутку вугілля і його видачею на поверхню можуть виникати в певний момент часу [86,87]. На рис. 4.1. представлений варіант мережевого уявлення ТП вугільної шахти. Окремими вузлами показаний поверхневий комплекс (включаючи СВП), бункера і стволове господарство, а також підготовчі та очисні забої, сполучені розгалуженою ТМ вугільної шахти.

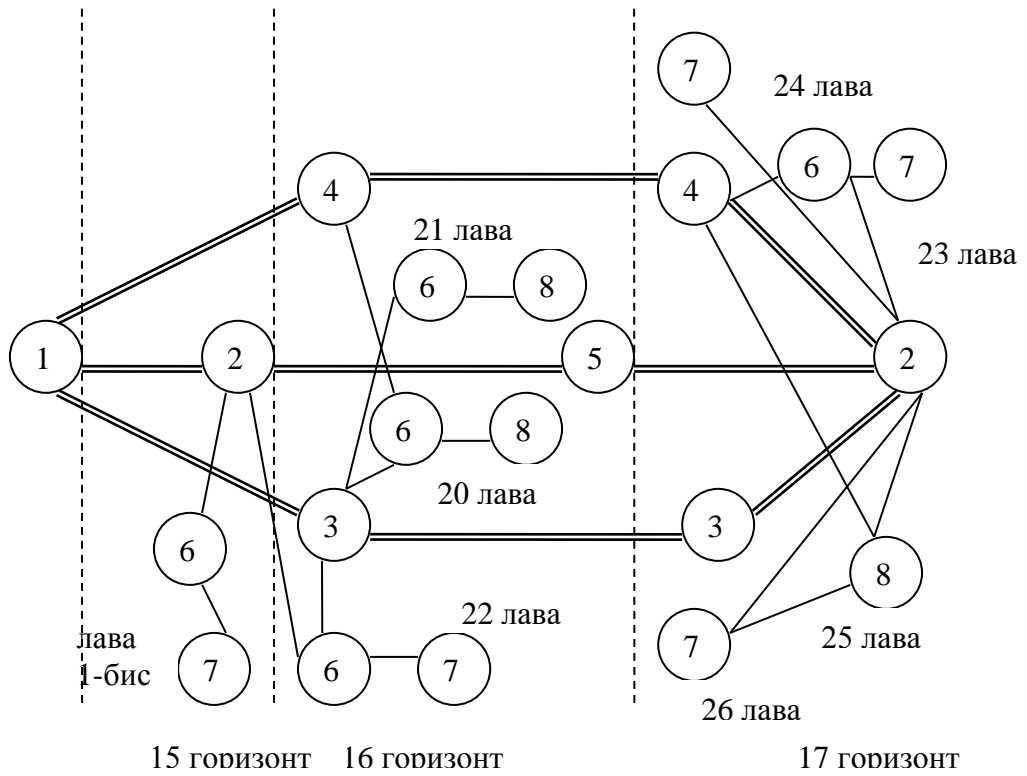


Рис.4.1. Мережеве уявлення технологічної схеми вугільної шахти

- 1. Поверхневий комплекс (включаючи СВП).
- 2. Вугільний бункер.
- 3. Породний бункер.
- 4. Вузол розвантаження вагонеток.
- 5. Стовбурове господарство.
- 6. Сполучений бункер.
- 7.8. Очисні і підготовчі вибої.

Детальніше представлена ТМ шахти ТОВ "Юніон-Вуглегазвидобування" на рис. 4.2-4.4.

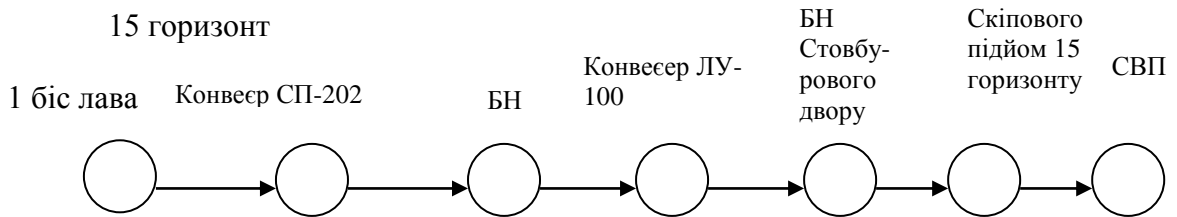


Рис.4.2. Мережеве представлення ТМ 15 горизонту шахти ТОВ "Юніон-Вуглегазвидобування"

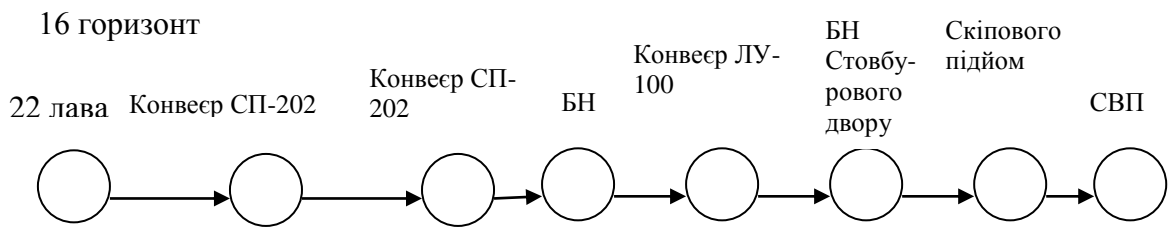


Рис.4.3 . Мережеве представлення ТМ 16 горизонту шахти ТОВ "Юніон-Вуглегазвидобування"

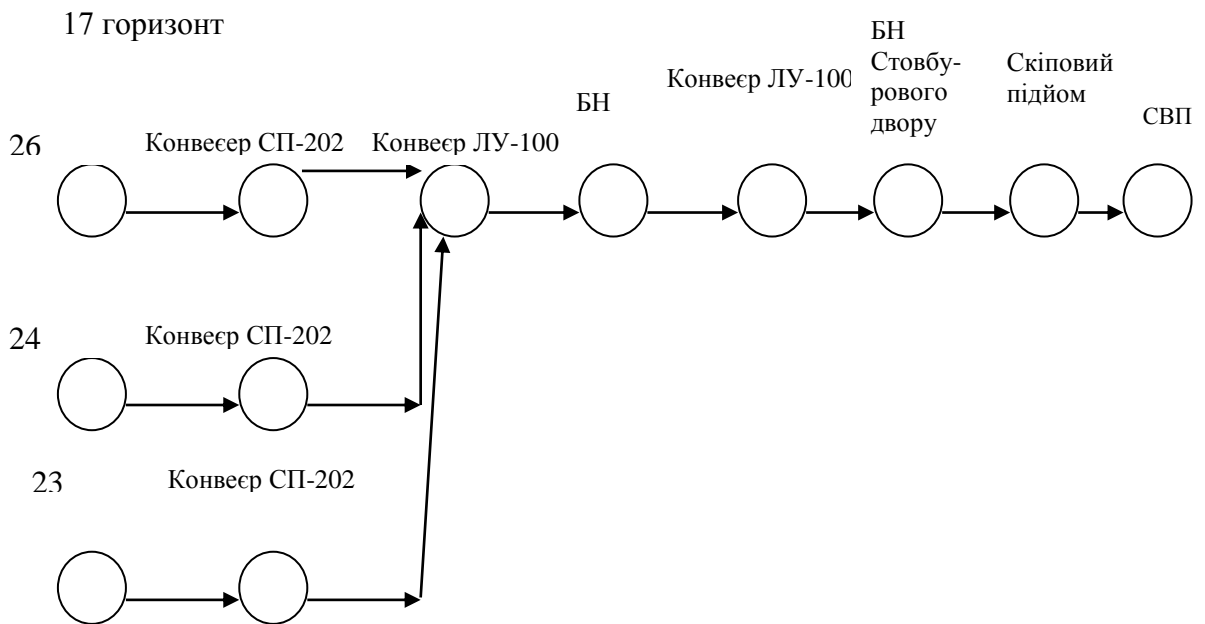


Рис.4.4. Мережеве представлення ТМ 17 горизонту шахти ТОВ "Юніон-Вуглегазвидобування"

Таким чином – облік конфігурації ТМ, облік нерівномірності процесу видобутку корисних копалин, обмежень пропускної здатності конвеєрного транспорту, наявність в системі накопичувальних ємностей вимагає проведення обчислювального експерименту на базі ІМ, метою якого і є аналіз, коригування рішень отриманих раніше на аналітичній моделі і перевірка адекватності прийнятих рішень диспетчерськими службами вугільних шахт

## 4.2 Алгоритми визначення ефективності системи прийняття рішень диспетчером вугільної шахти

Визначення ефективності СПРД СОДУ вугільних шахт вимагає проведення експериментального підтвердження на складно розгалуженій системі конвеєрного транспорту з урахуванням наявних проміжних БН і СВП для виконання планових показників відвантаження вугілля споживачам. Однак, через недосконалість існуючих засобів обліку електроенергії, обліку проміжних значень за якісними характеристиками вугілля та часу ефективності прийняття рішень диспетчером вугільних шахт експеримент не представляється можливим. Тому існує необхідність розробки алгоритмів, програмного комплексу та ІМ для визначення ефективності СПРД яка розробляється в складі СОДУ з урахуванням нерівномірності процесу видобутку, та динаміки вантажопотоків вугільної маси. Для визначення ефективності режимів роботи СПРД з урахуванням складно розгалужених ТМ [88] наведені алгоритми для моделювання сукупної СПРД при моделюванні потоків з очисних вибоїв, з урахуванням проміжних БН, скіпового підйому та СВП.

Як було передбачено в аналітичній задачі - продуктивність кожної лави  $X_i, i = \overline{1, n}$ , це постійна величина на плановому інтервалі часу. Насправді – це випадкова величина з нормальним законом розподілу (розділ 2), при цьому вантажопотік з очисного забою  $Q_i(t)$  описується як множення двох взаємно некоррельованих величин: безперервної –  $Q_i'(t)$  та – дискретної –  $Y_{Q_i}(t)$ . Безперервна складова вантажопотоку апроксимується випадковою функцією з розподілом миттєвих значень продуктивності за законом, близькому до нормального.

При постановці і вирішенні аналітичної ЗЛП СОДУ не враховується ТП доставки вугільної маси на СВП, з урахуванням випадкового характеру  $X_i(t)$  і обмежень пропускної здатності конвеєрного транспорту, а реалізація

рішення аналітичної задачі може привести до перевантаження дільничних конвеєрів або лінійного конвеєра з урахуванням змін в роботі ТМ та ТП видобутку вугілля.

У певних випадках ТМ шахти оснащена проміжними БН, які в певних умовах створюють можливість додаткового регулювання величини якості і кількості потоку вугілля, який надходить з лави. В аналітичній задачі, СПРД СОДУ, врахувати дію БН практично неможливо [89].

Зазначені суттєві особливості процесу видобутку і транспортування вугілля можуть бути враховані шляхом проведення обчислювального експерименту на базі ІМ, метою якого є реалізація, аналіз і, можливо, коригування рішень отриманих раніше результатів на аналітичній моделі СПРД [90].

При розрахунках використовується метод  $\Delta t$ . Тоді основними параметрами ІМ будуть – крок квантування за часом  $\Delta t$  (10 секунд -1 хвилина) та час обчислювального експерименту  $T$ .

Основними елементами ІМ є:

1. Джерело – імітує безпосередньо процес видобутку вугілля в лаві. Джерело генерує послідовність порцій вугілля  $\Delta m$  з шагом  $\Delta t$ . Таким чином миттєва продуктивність лави визначається як  $-\frac{\Delta m}{\Delta t}$  (кг/с). Джерело має наступну структуру:

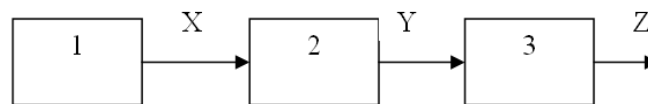


Рис.4.5. Структура джерела ІМ видобутку вугілля лави

1. Генератор випадкових чисел  $X_i$  розподілених рівномірно в інтервалі від 0 до 1;
2. Перетворювач послідовності  $X$  в нормально розподілену послідовність  $Y$  із заданим математичним очікуванням і дисперсією;
3. Перетворювач випадкової послідовності  $Y$  в випадковий процес  $Z$  із заданою кореляційною функцією.

2. Елементи чистого запізнювання – імітація роботи конвеєрного транспорту. На кожному такті роботи ІМ відбувається зсув елементів масивів відповідних конвеєрів:

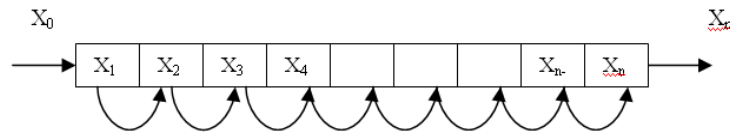


Рис. 4.6 Структура ІМ конвеєрного транспорту.

На рис. 4.6:  $x_0$  – чергова порція матеріалу яка надходить до конвеєру (від джерела – з лави, БН або іншого конвеєра),  $x_n$  – порція вугілля що йде з конвеєра. Кількість порцій або осередків  $n$  розраховується виходячи з  $L$  – довжини конвеєрної лінії,  $V$  – швидкість конвеєра,  $\Delta t$  – кроку квантування ІМ який має такий вигляд:

$$n = \frac{L}{V\Delta t} \quad (4.1)$$

В процесі обчислень експерименту на кожному такті необхідно контролювати навантаження на кожен конвеєр, тобто.  $\sum_{i=1}^n X_i$  і проводити порівняння з номінальним навантаженням. При цьому  $X_i$  – це порція вугільної маси  $\Delta m$  генерована джерелом.

3. Суматори – імітація накладення (об'єднання) двох потоків вугільної маси:

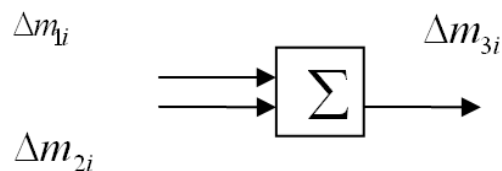


Рис. 4.7. Суматор системи ІМ.

Для кожного  $i$ -го такту розрахунків  $\Delta m_{3i} = \Delta m_{1i} + \Delta m_{2i}$ . При підсумовуванні великого числа потоків суматорів буде кілька.



3. Накопичувач – імітує роботу БН. Накопичувач має один вхід, один вихід та керуючий вплив рис 4.8.

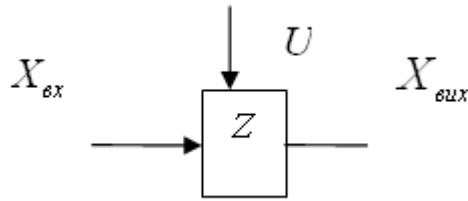


Рис.4.8. Накопичувач системи ІМ.

де  $U = \{0;1\}$  – відповідає положенню шиберу: закритий – 0; відкритий – 1. Накопичувач є інерційний елемент з його допомогою визначається кількість  $Z$  вугілля в БН. Вихід і стан накопичувача на кожному  $i$ -м визначається попереднім станом і вхідними параметрами  $X_{ex}$  и  $U$ :

$$Z_i = Z_{i-1} + X_{exi} + X_{vixi} \quad (4.2)$$

$$X_{vixi} = \begin{cases} 0 & \text{при } U = 0 \\ X_{vix\max} & \text{при } U = 1 \text{ и } Z_{i-1} > X_{ex} \\ X_{exi} & \text{при } U = 1 \text{ и } Z_{i-1} < X_{vix\max} \end{cases} \quad (4.3)$$

де  $X_{vix\max}$  – максимальний обсяг вугільної маси з БН при відкритому шибері і наявності матеріалу в бункері. При цьому БН характеризується технічними та технологічними параметрами лави, обсягом видобутку вугілля лавою та є максимально можливою ємністю  $Z_{\max}$ , якщо  $Z_i \geq Z_{\max}$ , то це означає аварійну ситуацію – переповнення БН і зупинку всієї ТМ розташованої до цього бункера [91].

Для функціонування запропонованої ІМ, перед початком обчислювального експерименту задаються наступні значення та початкові умови [92]:

1. Кількість залишку вугільної маси в БН;
2. Положення шиберу накопичувача;
3. Кількість вугільної маси на конвеєрах (значення елементів масиву);

4. Положення скіпового підйому;
5. Кількість вугільної маси на СВП.

В ході проведення експерименту проводиться обчислення:

1. Поточного стану всієї транспортної системи;
2. Поточне значення критерію;
3. Фіксується режим роботи кожної конвеєрної лінії (перевантаження, недовантаження, нормальна робота);
4. Переповнення проміжних БН.

Після проведення експерименту будуть отримані наступні результати:

1. Значення узагальненого критерію;
2. Оцінку режимів роботи кожної конвеєрної лінії;
3. Імовірність появи нештатних ситуацій (вихід обладнання за встановлений режим роботи) – перевантаження бункера, перевантаження конвеєрних ліній.

Після проведення аналізу отриманих результатів експерименту можливе корегування параметрів навантаження на лави, зміна математичного очікування, законів розподілу ТП. При цьому необхідно врахувати дотримання обмежень, отриманих в аналітичній задачі.

### **4.3 Розробка алгоритму та програмна реалізація ефективної імітаційної моделі**

Для моделювання режиму функціонування основного обладнання ТП необхідно розробити відповідні алгоритми опису роботи. Загальний алгоритм ІМ представлений на рис. 4.9 [91].

Вихідними даними для кожного пункту цього алгоритму є свій алгоритм роботи обладнання, який більш детально представлений нижче на відповідних рисунках.

Основними результатами обчислювального експерименту є: значення узагальненого критерію ефективності; оцінка режимів роботи кожної конвеєрної ланки; ймовірність появи нештатних ситуацій (вихід обладнання за встановлений режим роботи [62]), перевантаження бункерів, перевантаження конвеєрних ліній.

Запропонований підхід, заснований на ІМ, дозволить провести аналіз отриманих результатів експерименту, а в разі необхідності проводити коригування параметрів навантажень на лави. При цьому необхідно комплексно враховувати дотримання структурної схеми СПРД при техніко-економічних обмеженнях ММ СОДУ вугільної шахти [81].

Побудова і аналіз роботи основних ТП вугільної шахти, задіяних в транспортуванні вугільної маси ТМ будь-якої складності та конфігурації, представлені алгоритмами розробленої ІМ СПРД вугільної шахти [91]. ІМ дозволяє змінювати параметри розрахунку, змінювати структуру транспортних систем, стосовно гірничо-геологічних умов і розташуванням існуючих транспортних ліній з використанням проміжних БН. Стосовно до розв'язуваної задачі, кожен блок характеризується набором параметрів відповідно його реальному аналогу побудови та роботи основних ТП вугільної шахти [92].

Блок «Генерування порцій вугілля» (рис.4.10 - 4.11). Для підтвердження вхідних параметрів необхідно визначити:  $n$  – кількість працюючих лав,  $M_i, i = \overline{1, n}$  – математичне очікування кількості вугілля, що видобувається в  $i$ -й лаві за час  $\Delta t$ ;  $\sigma_i, i = \overline{1, n}$  – середньоквадратичне відхилення кількості вугілля, що видобувається в  $i$ -й лаві, за  $\Delta t$ ;  $a_1, a_2, a_3, a_4, a_5$  – коефіцієнти методу змінного середнього для перетворення некорельованої послідовності у випадковому процесі із заданою кореляційною функцією (передбачаємо, що для всіх лав вона однакова).  $P2_i, i = \overline{1, n}$  – вірогідність припинення видобутку в  $i$ -й лаві за час  $\Delta t$  (мала величина яка дорівнює

$P2 = Pab \frac{\Delta t}{T}$ , де  $Pab$  – ймовірність аварії при перебігу зміни;  $T$  – тривалість зміни).

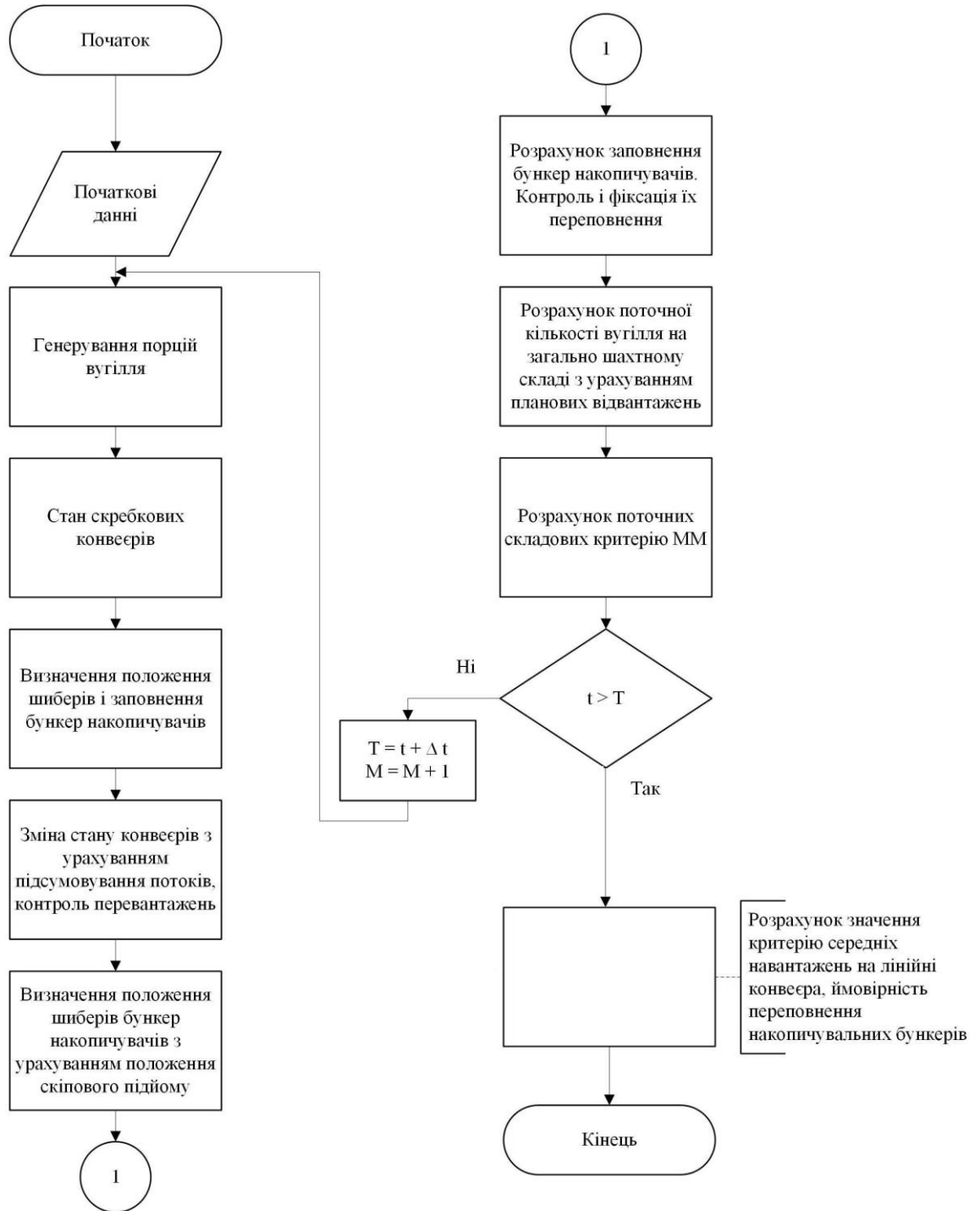


Рис.4.9. Загальний алгоритм розрахунків в імітаційної моделі.

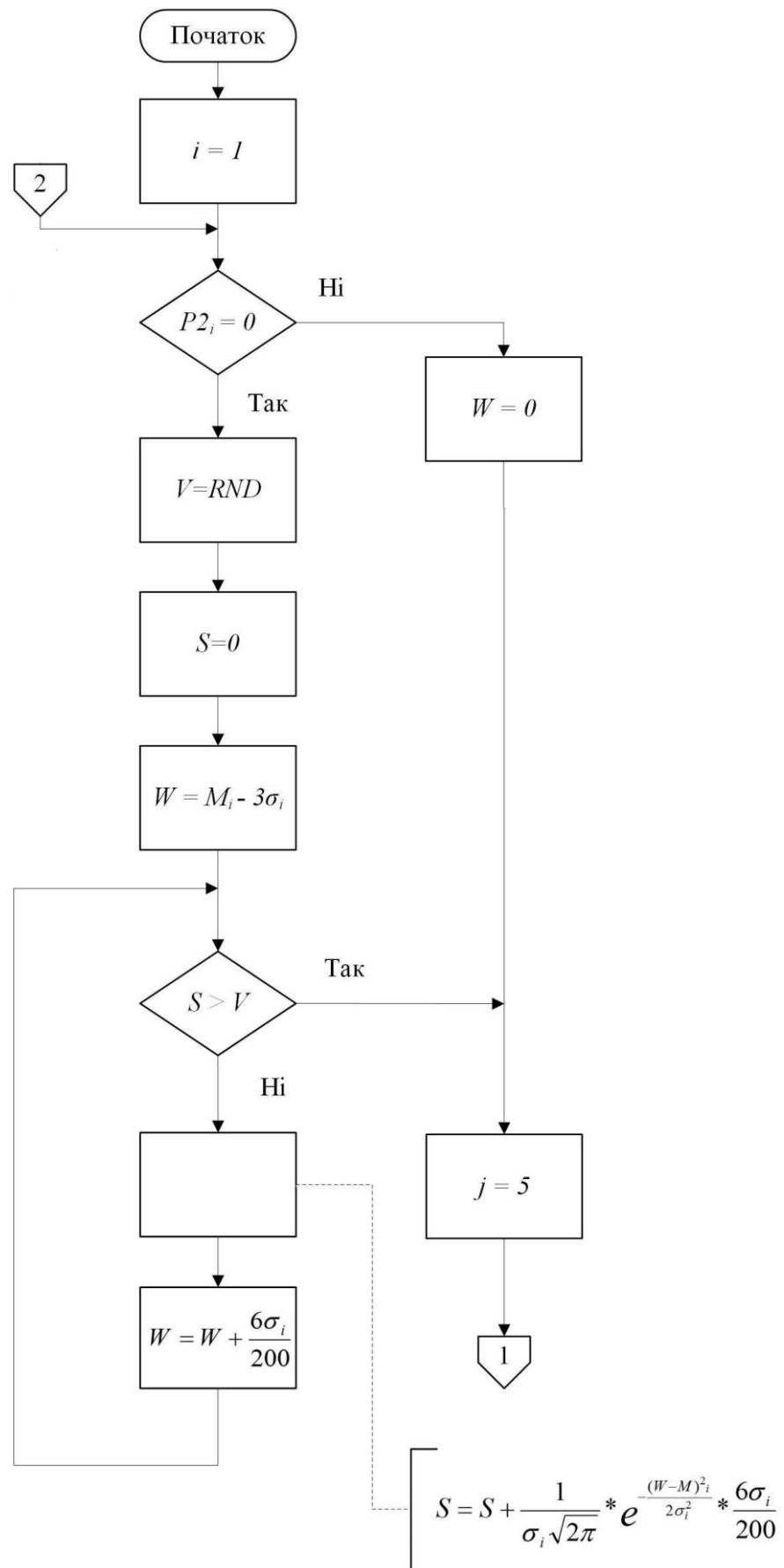


Рис. 4.10. Алгоритм генерування порцій видобутого вугілля

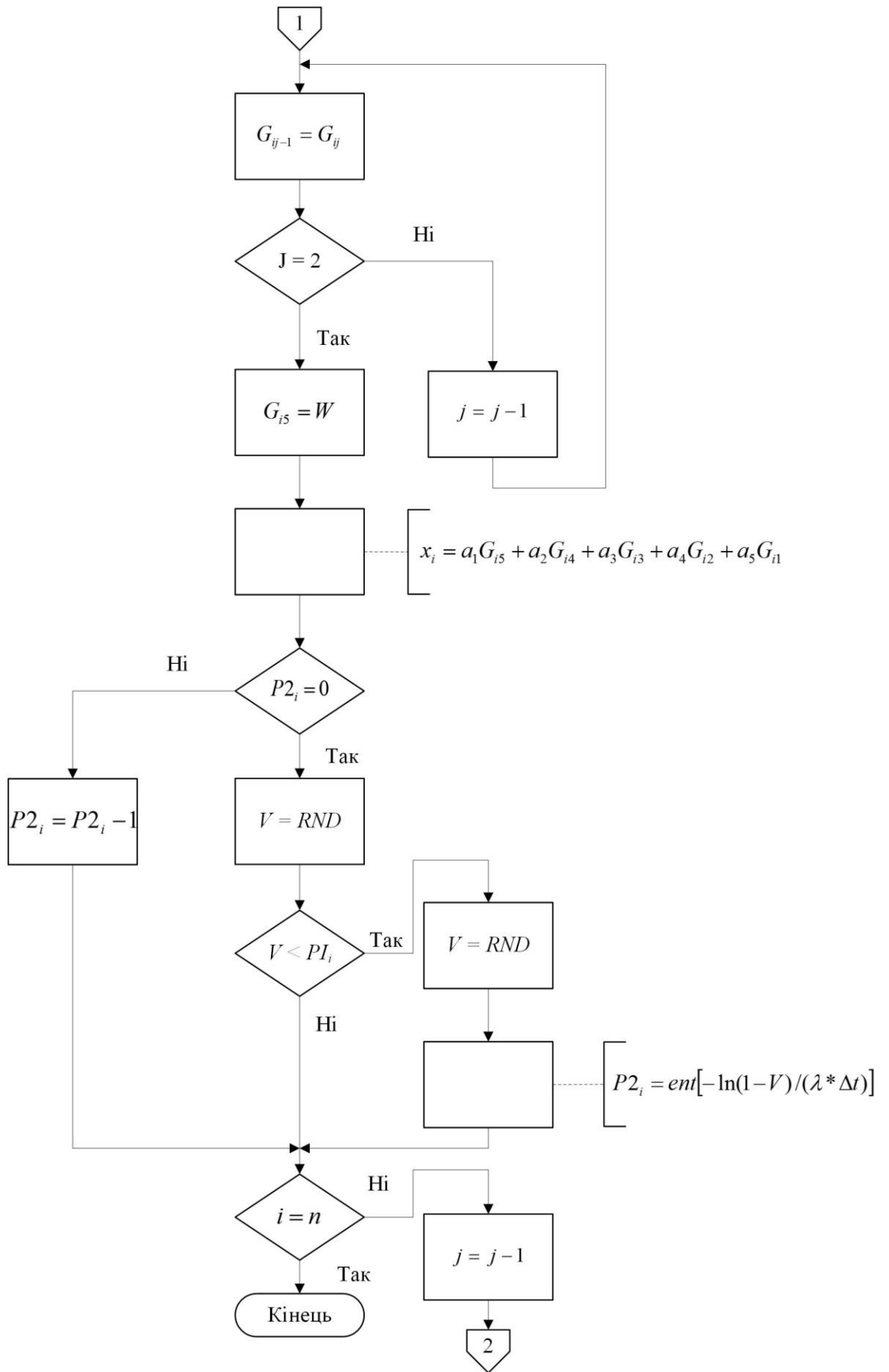


Рис. 4.11. Алгоритм генерування порцій видобутого вугілля  
(продовження)

2. Алгоритм змін станів скребкових конвеєрів (рис. 4.12).

Вхідні данні:  $X_i$  – вихід блоку 1;  $L_i$ ,  $i = \overline{1, n}$  – кількість порцій які містяться на  $i$ -му скребковому конвеєрі ( $L_i = \frac{l_i * V}{\Delta t}$ ,  $l_i$  – довжина  $i$ -го скребкового конвеєра;  $V_i$  – швидкість конвеєра).

Вихідні данні:  $y_i$  – розмір порцій вугільної маси що надходить з  $i$ -го скребкового конвеєра в бункер  $i$ -й лави.

Допоміжні змінні і масиви:  $i, j$  – лічильники;  $yl_{ij}$ ,  $i = \overline{1, n}$ ,  $j = \overline{1, L_i}$  – масив порцій на  $i$ -му конвеєрі на  $j$ -й його ділянці.

Початкові умови:  $yl_{ij}$  – кількість вугільної маси на всіх ділянках всіх скребкових конвеєрів перед початком розрахунків.

3. Визначення положення шиберів БН з урахуванням їх заповнення (рис. 4.13.):

Принцип управління заснований на наступному алгоритмі роботи: Якщо лава працює в штатному режимі ( $P2_i = 0$  – простою обладнання немає) та БН заповнений більш ніж 80%  $Z_i > 0.8Z_{\max}$  то шибер безумовно відкритий ( $U_i = 1$ ); або, положення шибера БН визначається ступенем завантаження лінійного конвеєра: в разі якщо  $N1 > N1_{\text{НОМ}}$  – шибер зачинено ( $U_i = 0$ ), якщо  $N1 < N1_{\text{НОМ}}$  – шибер відчинено ( $U_i = 1$ ).

Вхідними даними блоку положення шибера будуть:  $P2_i$  – вихід блоку 1;  $Z_i$  – заповнення бункерів лав на попередньому кроці;  $Z_{\max}$  – ємність бункера лави;  $N1, N2, N3...$  – навантаження на лінійні конвеєра (вихід блоку 5);  $N1_{\text{НОМ}}, N2_{\text{НОМ}}, N3_{\text{НОМ}}...$  – номінальні навантаження на лінійний конвеєр;

Вихідні дані: дії з управління на шибер БН відповідної лави –  $U_i$ ,  $i = \overline{1, n}$ .

Початкові умови:  $Z_i$  – заповнення БН лав;  $N1, N2, N3...$  – навантаження на лінійний конвеєр.

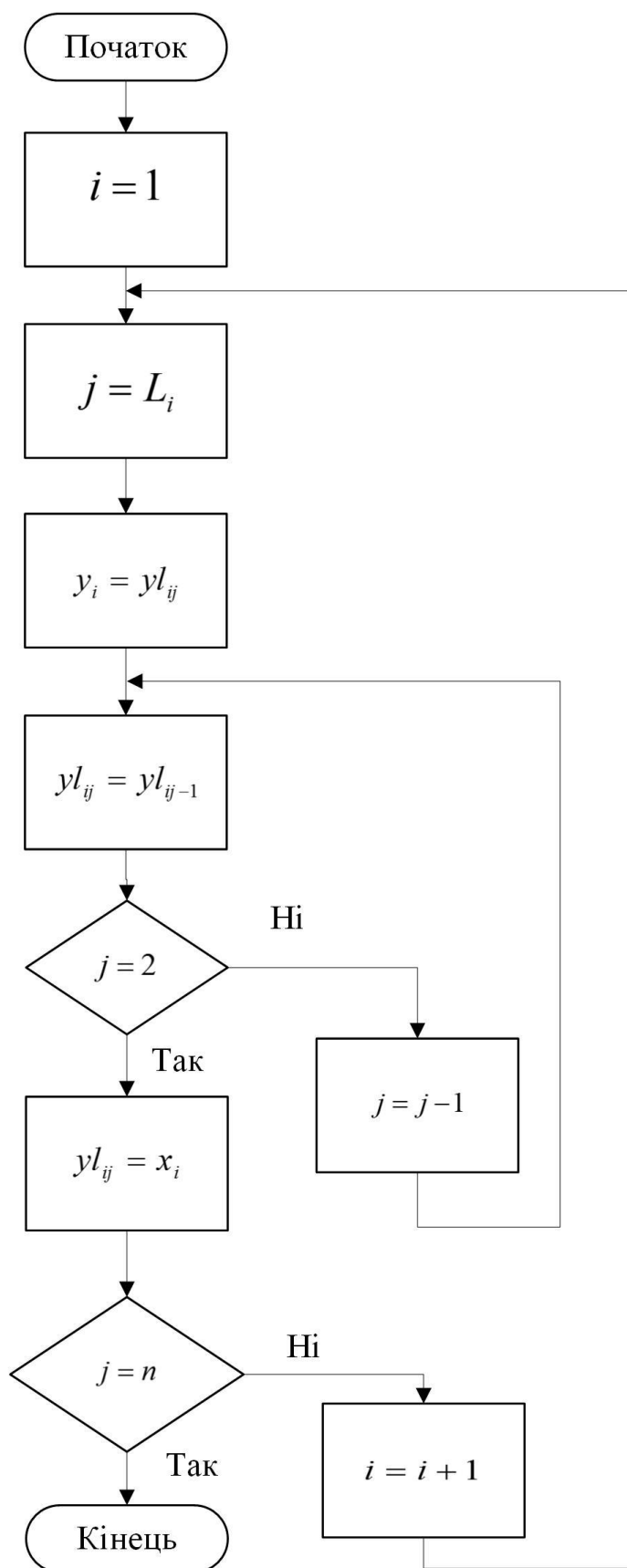


Рис. 4.12. Алгоритм зміни стану скребкових конвеєрів



#### 4. Визначення заповнення БН лав (рис.4.14).

Вхідними даними для визначення заповнення БН є:  $y_i, i = \overline{1, n}$  – вихід блоку 2;  $Z_i, i = \overline{1, n}$  – заповнення БН лав на кроку квантування,  $r_{\max}$  – порція гірської маси виходить з бункера за час квантування  $\Delta t$  при повністю відкритому шибері;  $U_i$  – положення шибера БН лави що розглядається.

Вихідними даними даного блоку будуть:  $Z_i, i = \overline{1, n}$  – заповнення БН з урахуванням розрахункових даних і зміни в роботі дільничних ділянок конвеєрної лінії.

Допоміжні данні для розрахунку будуть:  $r_i, i = \overline{1, n}$  – кількість продукції, що відвантажується гірської маси з  $i$ -го БН за час квантування  $\Delta t$ .

5. Вхідними даними для розрахунку обліку зміни стану лінійних конвеєрів (рис.4.15-4.16), в разі злиття конвеєрних дільничних ділянок і підсумовування вантажних потоків є:  $L1, L2, L3...$  – кількість порцій вугільної маси на першому, другому і третьому лінійних конвеєрах;  $N1_{\text{НОМ}}, N2_{\text{НОМ}}, N3_{\text{НОМ}}$  – номінальні навантаження на конвеєрну ланку;  $K_{11}, K_{12}, K_{13}$  – точки підсумовування для першого конвеєра (при роботі на нього 3х лав);  $N1_{\text{макс}}, N2_{\text{макс}}, N3_{\text{макс}}$  – граничне навантаження на конвеєр;  $r_i, i = \overline{1, n}$  – вихідні дані попереднього блоку 4.

Вихідними даними даного блоку будуть:  $P_1, P_2, P_3$  – розмір порцій вугільної маси які надходять з лінійного конвеєра в відповідний БН;  $I_1, I_2, I_3$  – лічильник кількості перевантажень конвеєрів;  $S_1, S_2, S_3$  – середнє значення навантажень на конвеєра.

Допоміжні змінні і масиви:  $K1_j, K2_j, K3_j$  – масиви порцій вугільної маси на 1,2,3 конвеєрах  $j$ -ї ділянки.

Для коректної роботи необхідно задати початкові умови:  $I_1, I_2, I_3 = 0$ ;  
 $S1 = N1_{\text{НОМ}} ; S2 = N2_{\text{НОМ}} ; S3 = N3_{\text{НОМ}}$

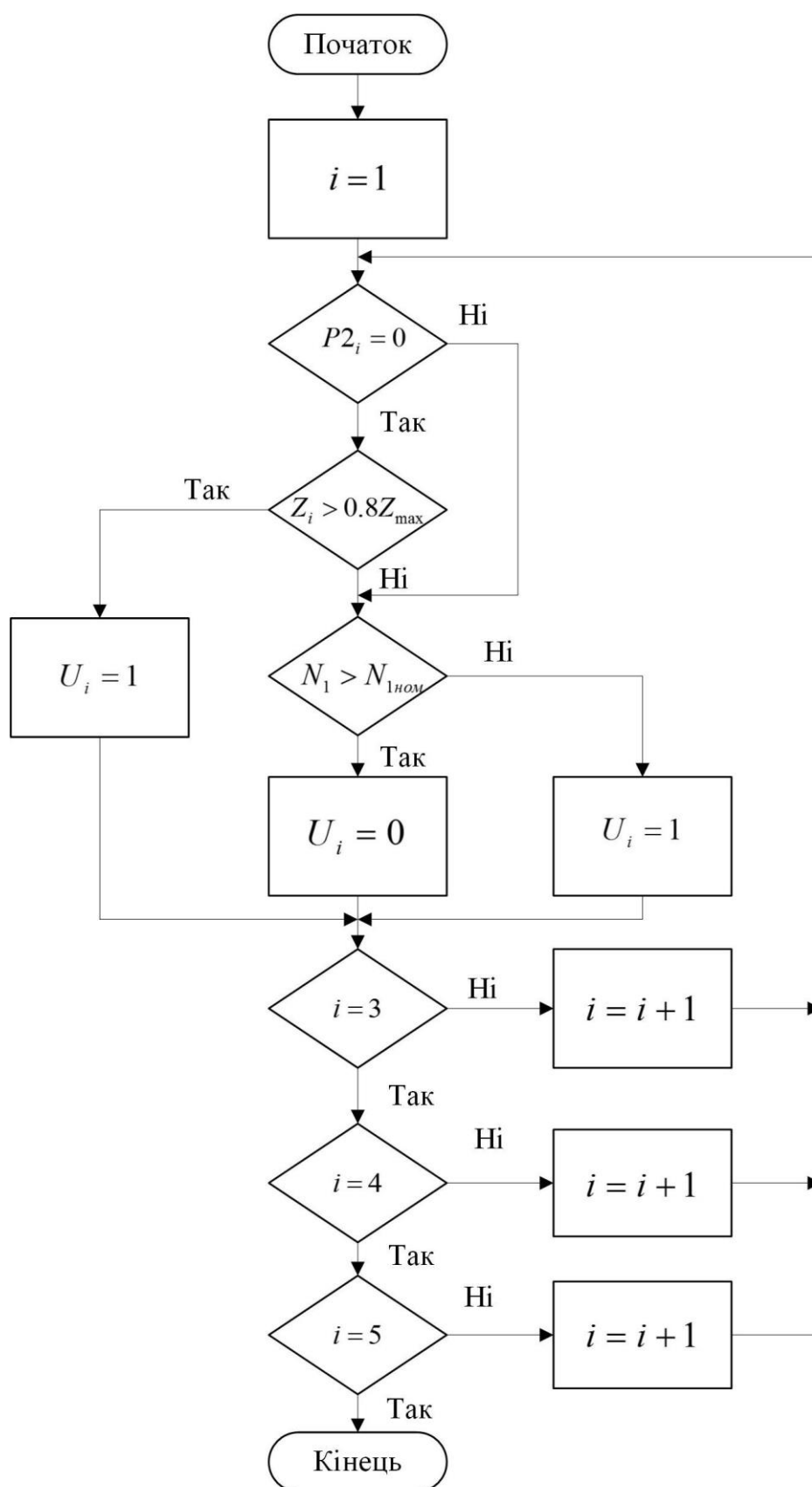


Рис.4.13. Алгоритм визначення положення шиберів з урахуванням заповнення БН.

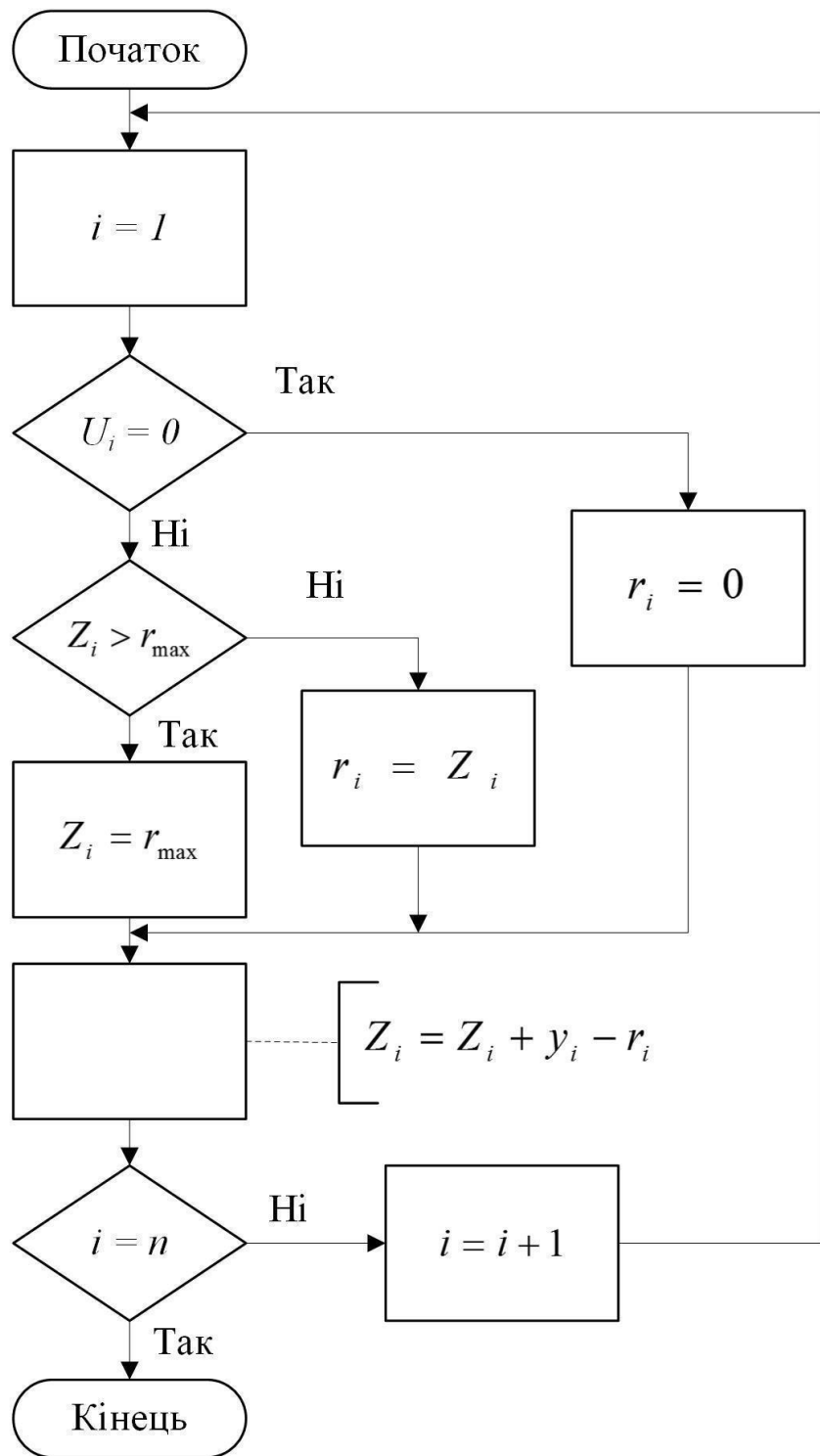


Рис. 4.14. Алгоритм визначення заповнення БН.

6. Для коректної роботи скіпового підйому проводиться регулювання потоків вугільної маси за допомогою шиберів БН, що регулюють обсяги вугільної маси що доставляється до ємностей підйомних машин. Блок схема алгоритму представлена на рис. 4.17

Вхідними даними є:  $C1, l = \overline{1,3}$  – час навантаження вугільної маси на скіпової підйом з  $l$ -го БН;  $C2$  – час навантаження скіпового підйому;  $ZN_l, l = \overline{1,3}$  – заповнення  $l$ -го БН;  $ZN_{\max}$  – максимальний вміст БН.

Вихідними даними будуть:  $UN_l, l = \overline{1,3}$  – положення шибера  $l$ -го БН (0 – зачинено; 1 – відчинено).

Допоміжні змінні:  $T1$  – поточний час одного циклу навантаження, розвантаження скіпового підйому. При цьому початковими умовами будуть: закриті стану шиберів БН; при цьому час заповнення ємності скіпового підйому – мінімально можливе:  $T1 = 0, UN_1 = UN_2 = UN_3 = 0$ .

7. Вхідними даними блоку контролю заповнення БН (рис.4.17) будуть:  $P_1, P_2, P_3$  – розмір порцій вугільної маси що надходить з лінійного конвеєра в відповідний БН – вихідні дані блоку 5;  $ZN_l, l = \overline{1,3}$  – заповнення  $l$ -го БН на попередньому кроці (блок 6);  $rN_{\max}$  – максимально можлива порція вугільної маси виходить з БН за час  $\Delta t$  при відкритому шибері і наявності вугільної маси в ньому;  $UN_l, l = \overline{1,3}$  – положення шибера  $l$ -го БН (вихід блока 6);  $ZN_{\max}$  – максимальний місткість БН.

В цьому випадку вихідними даними будуть:  $rN_l, l = \overline{1,3}$  – порція вугільної маси виходить з БН за час  $\Delta t$ ;  $ZN_l, l = \overline{1,3}$  – заповнення БН на даному кроці;  $G_l, l = \overline{1,3}$  – лічильники переповнення БН.

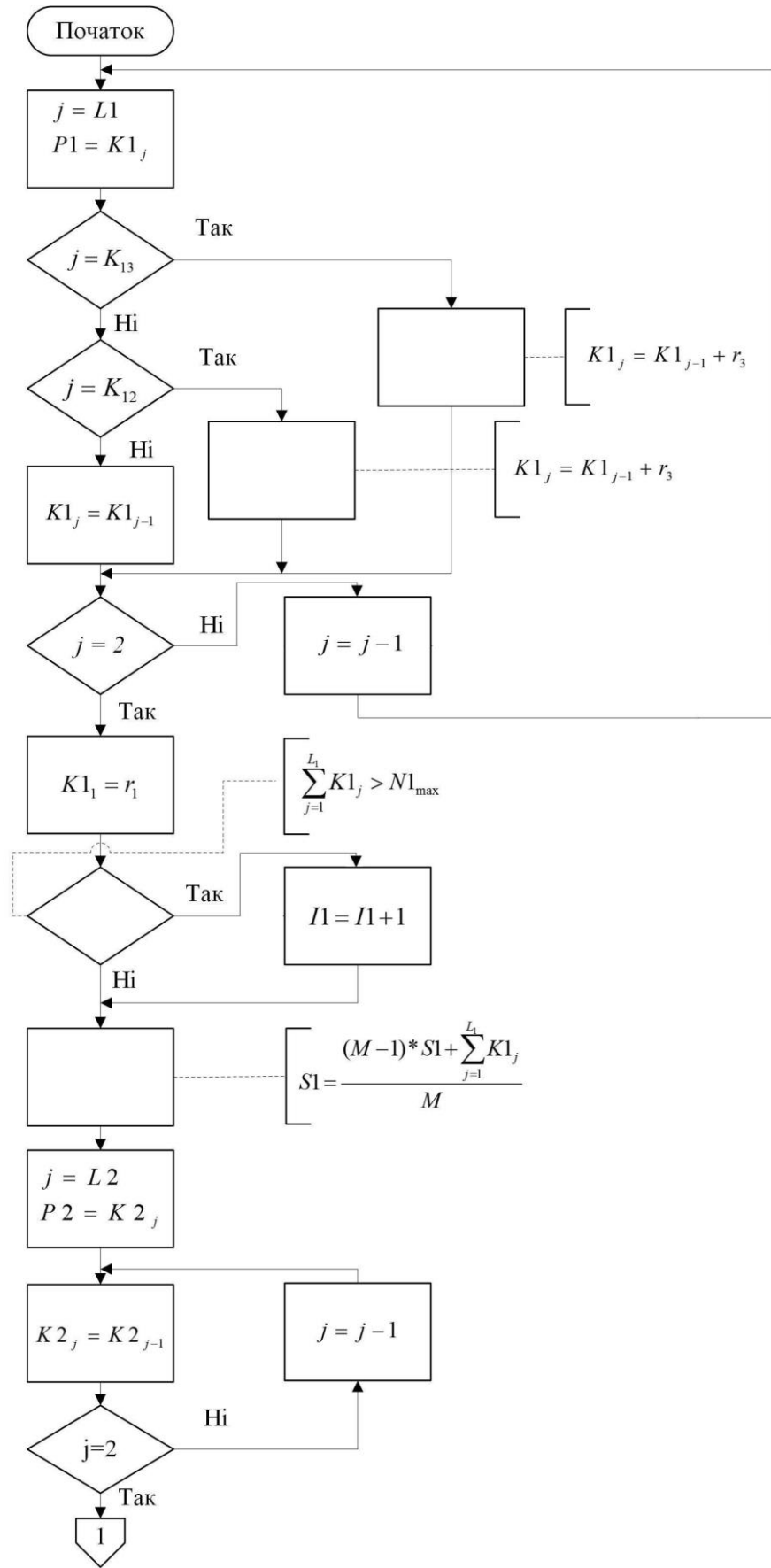


Рис. 4.15. Алгоритм визначення зміни стану лінійних конвеєрних ділянок у разі сумування вантажопотоків

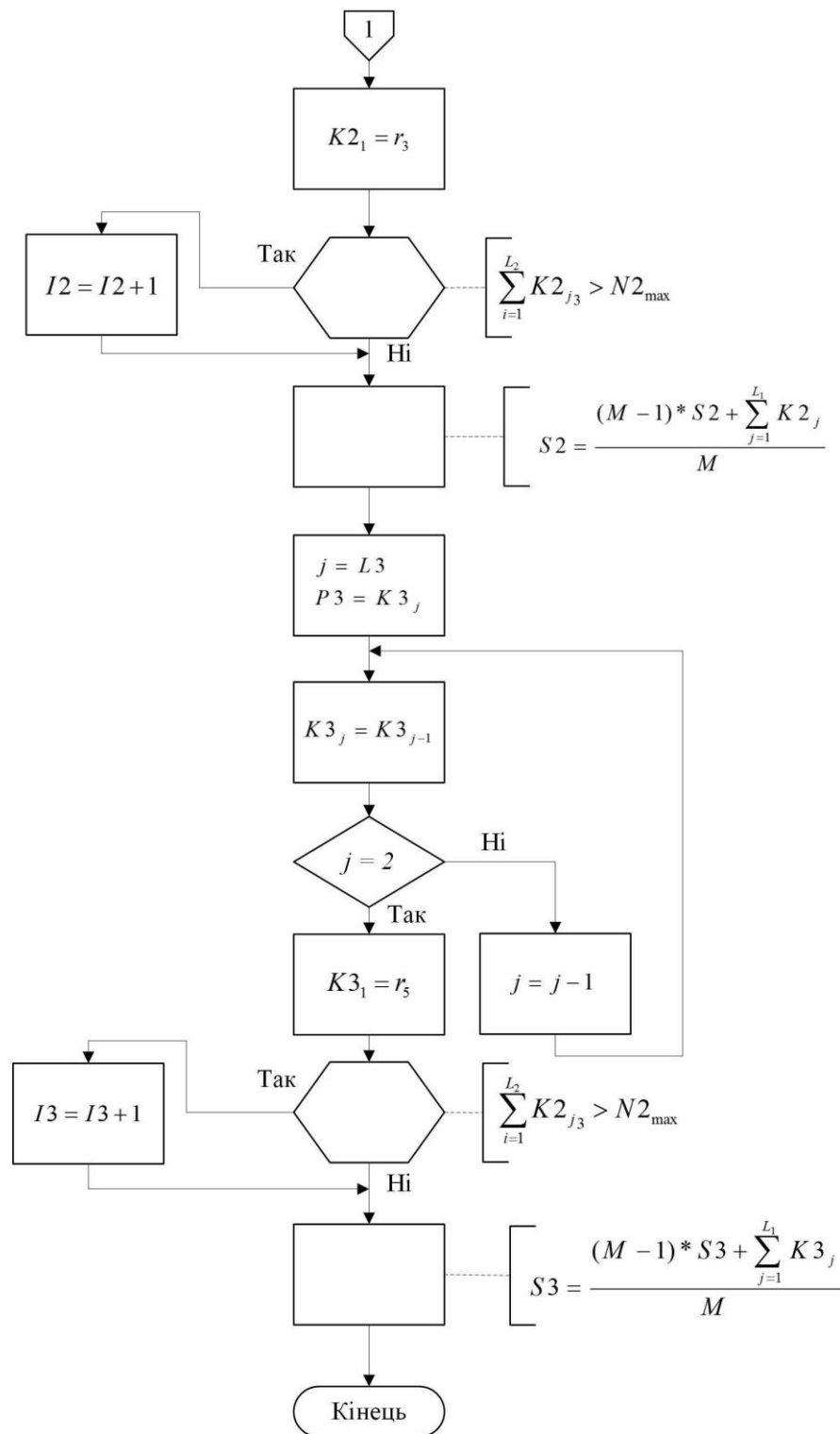


Рис. 4.16. Алгоритм визначення зміни стану лінійних конвеєрних ділянок у разі сумування вантажопотоків (продовження)

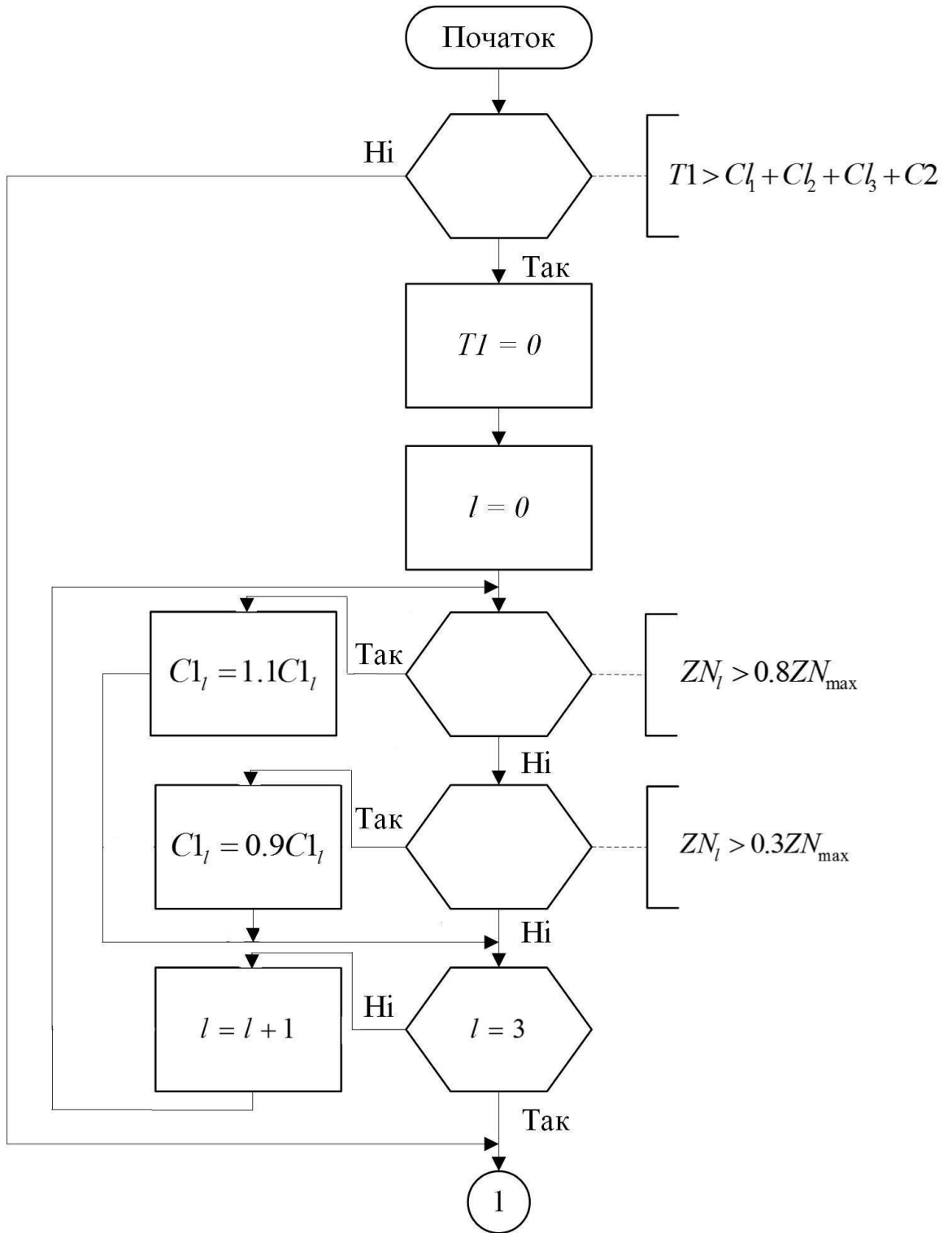


Рис. 4.17. Алгоритм визначення положення шибера БН

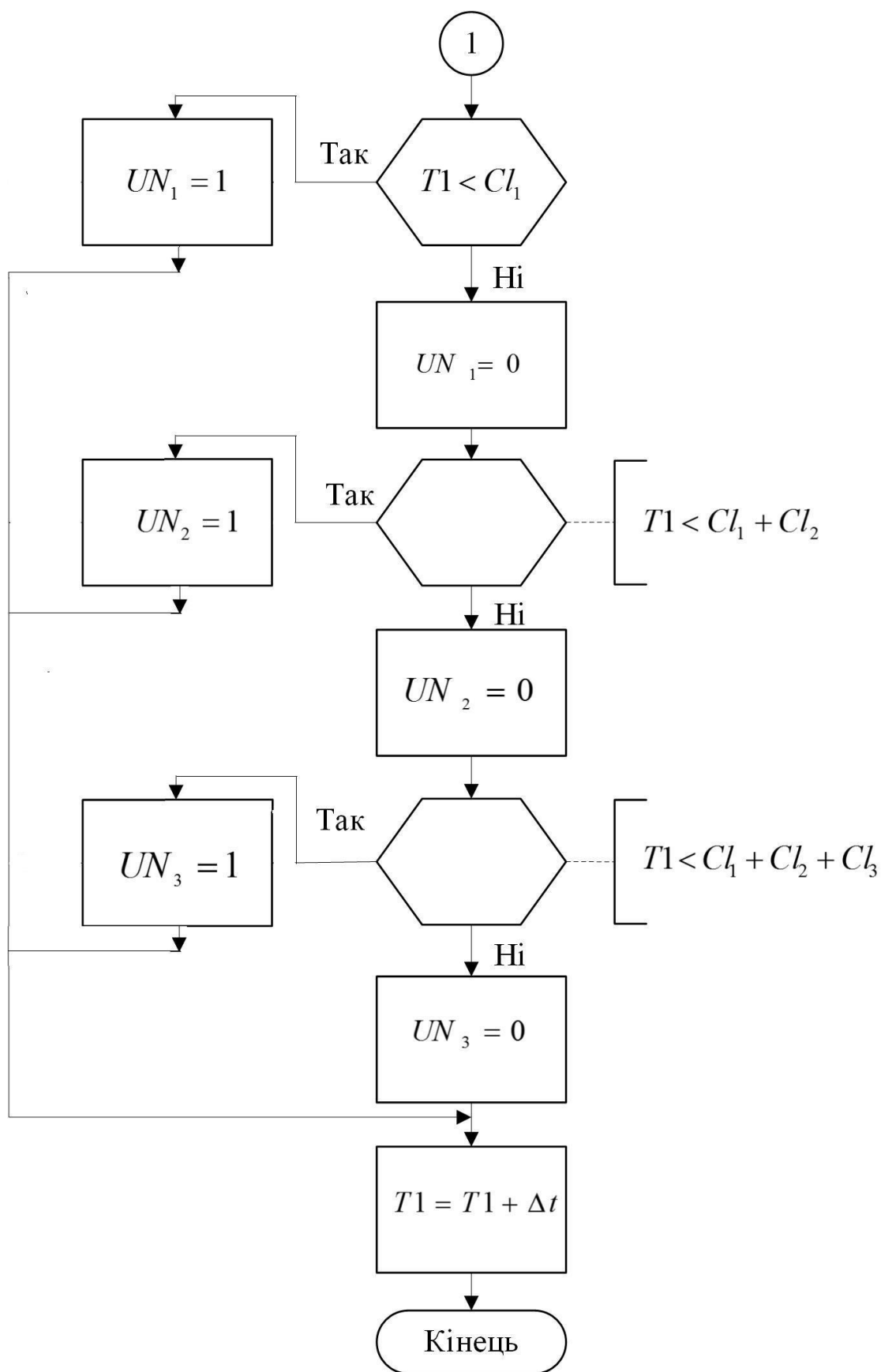


Рис. 4.18. Визначення положення шибера БН (продовження)



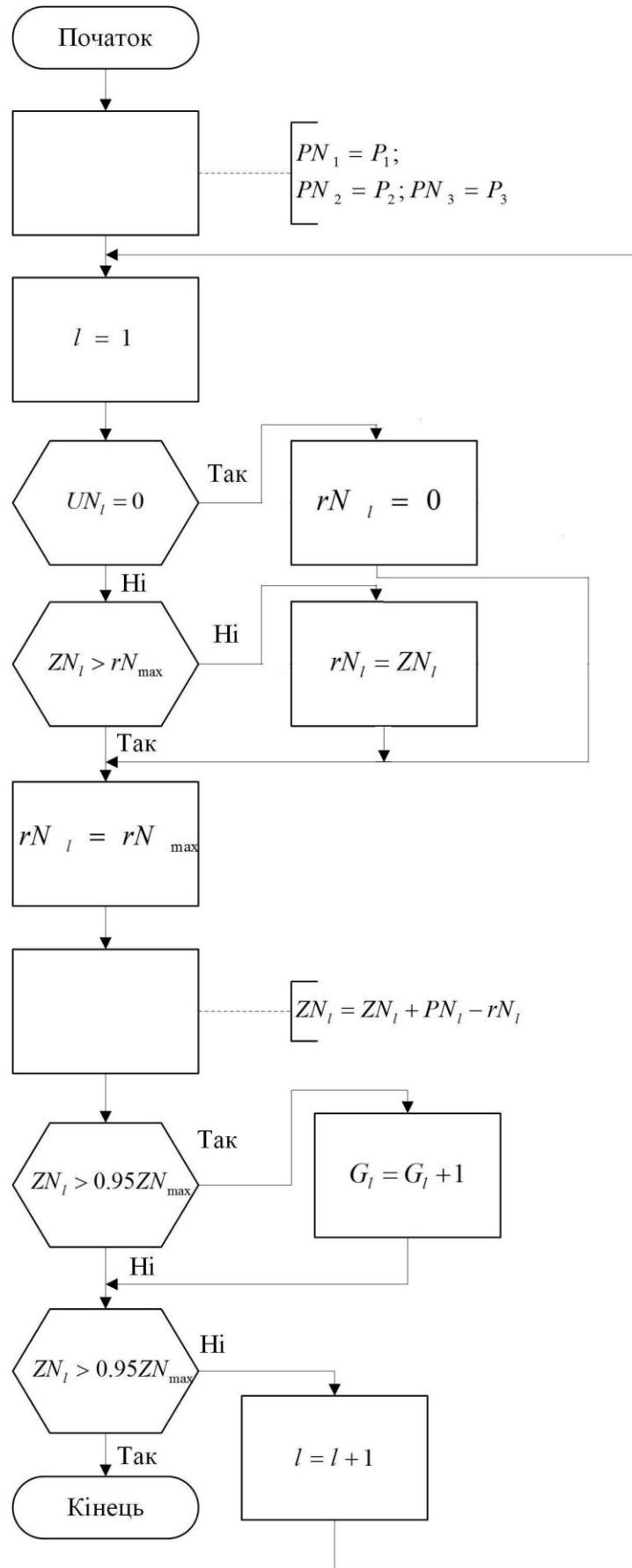


Рис. 4.19. Алгоритм розрахунку заповнення БН та його контроль

Для роботи необхідне введення допоміжних змінних:  $PN_l, l = \overline{1,3}$  – масив порцій вугільної маси, що надходить за час  $\Delta t$  з лінійного конвеєра в БН.

Початковими умовами даного блоку будуть:  $G_l, l = \overline{1,3}$  – нульові початкові умови;  $ZN_l, l = \overline{1,3}$  – половина заповнення БН  $\frac{ZN_l}{2}$ .

8. Для виконання планових відвантажень вугілля споживачеві необхідно мати запас на загально-шахтному складі. Основним сховищем вугілля перед відправкою споживачеві є СВП (сховище вугілля на поверхні, або загально-шахтний склад). Розрахунок поточного обсягу вугілля на СВП, з урахуванням планових відвантажень представлений схемою алгоритму на рис. 4.20.

Вхідними даними будуть:  $rN_l, l = \overline{1,3}$  – порція вугільної маси виходить з БН за час  $\Delta t$  – вихід попереднього блоку;  $SK$  – кількість матеріалу СВП на попередньому кроці;  $OT$  – планова відвантаження за звітний період.

Вихідні данні:  $SK$  – кількість вугілля на СВП.

При цьому початковими умовами є залишок вугілля на СВП  $-SK$ . А допоміжною змінною – сума  $S$  покрокового наповнювання СВП.

9. Виходячи з уявлення цільової функції математичної моделі СПРД критерій  $F$  – представлений трьома складовими:  $F = F_1 + F_2 + F_3$ .

При цьому, згідно з постановкою математичної задачі вартість видобутку вугілля, штраф при перевищенні ліміту споживаної електроенергії (в разі наявності даної складової), штрафна або преміальна складова за зміну стану СВП (відвантаженої продукції споживачам) представлені виразами (4.4–4.6) відповідно:

$$F_1 = \sum_{i=1}^n C_i X_i \quad (4.4)$$

$$F_2 = \gamma_1 \Delta PT \quad (4.5)$$

$$F_2 = \gamma_2 \Delta V \text{sign}[(V_T - V_y) \Delta V] \quad (4.6)$$

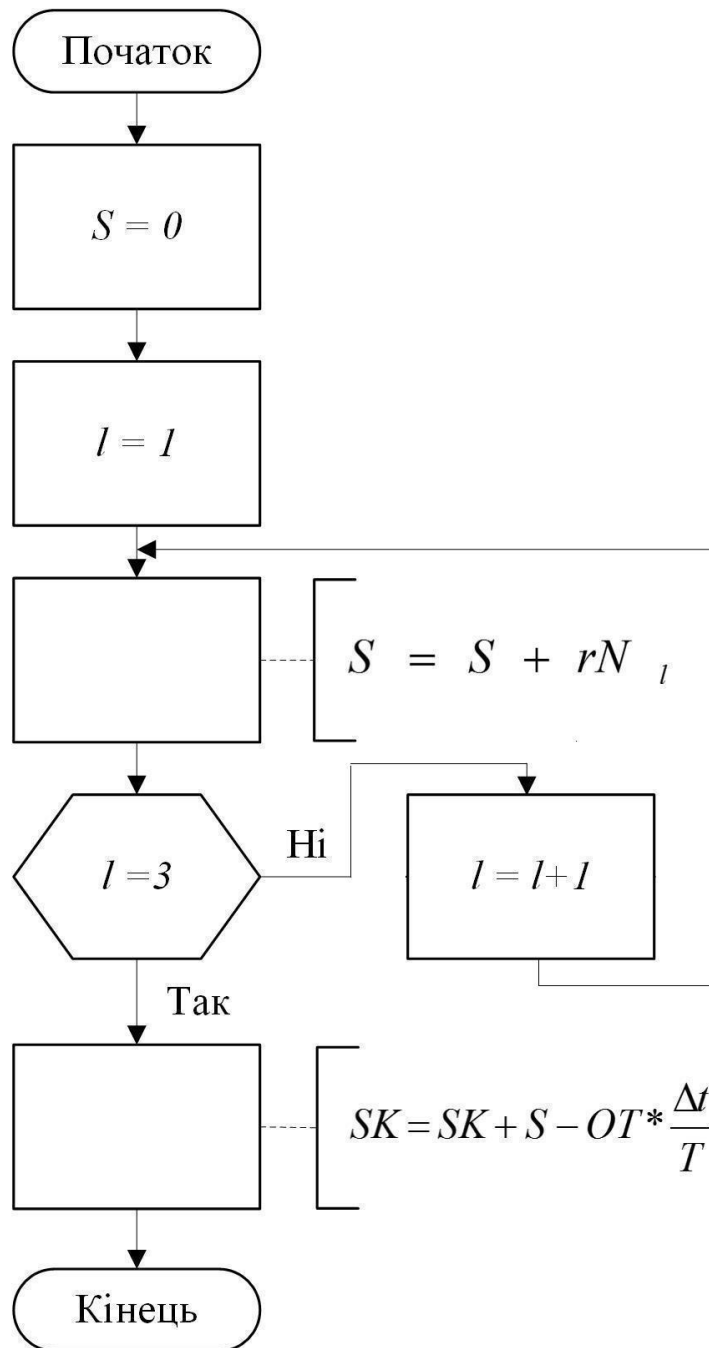


Рис. 4.20. Розрахунок поточного обсягу вугілля на СВП з урахуванням планових відвантажень

Вхідними даними для даного блоку (рис. 4,19) будуть: порція вугільної маси  $X_i, i = \overline{1, n}$  яка видобувається кожної лавою за час  $\Delta t$  – вихід блоку 1;  $C_i, i = \overline{1, n}$  – собівартість видобутку тонни вугілля видається з кожної  $i$ -й лави;  $OT$  – планове відвантаження за звітний період;  $SK$  – поточну кількість вугілля на СВП;  $VN$  – номінальний обсяг складу;  $\gamma_2$  – ваговий коефіцієнт критерію.

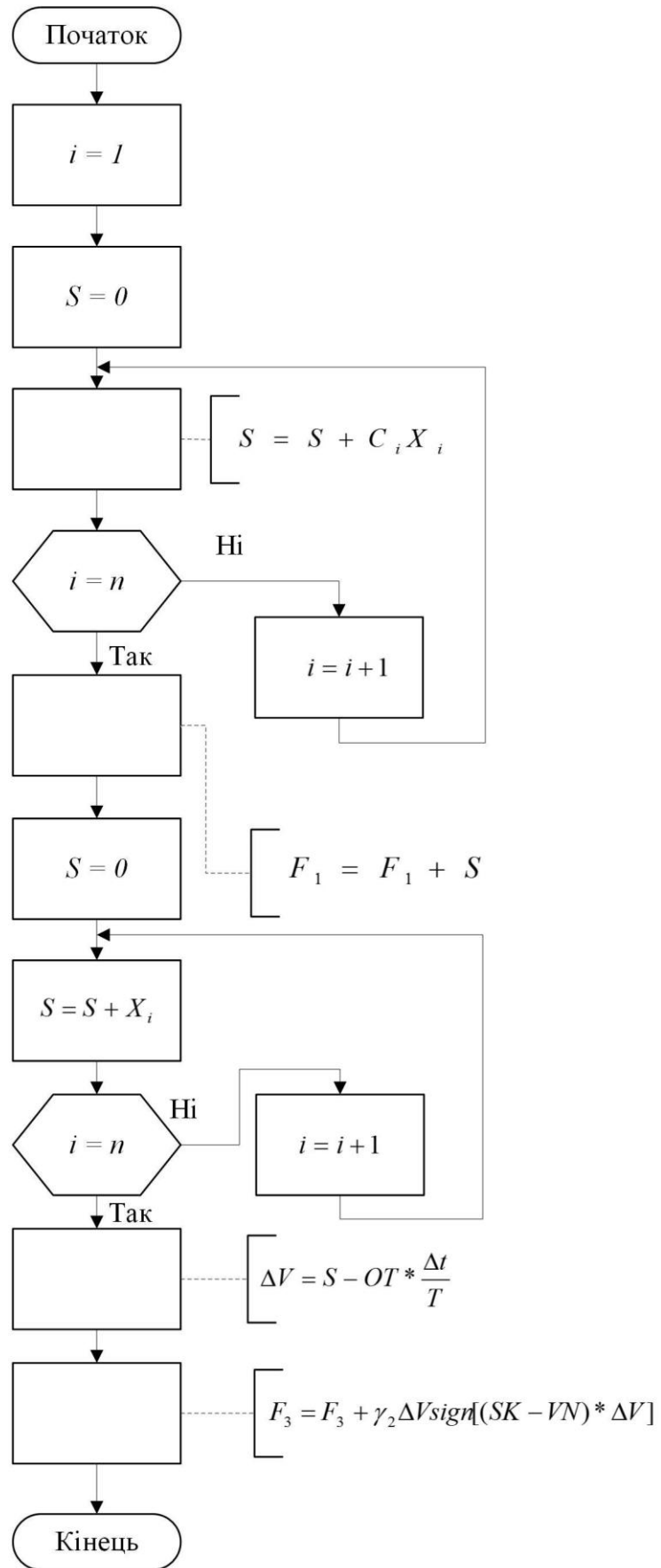


Рис. 4.21. Алгоритм розрахунку поточного стану системи

Вихідні дані: поточні значення складових критерію  $F_1$  и  $F_3$ .

Початкові умови критеріїв  $F_1$  и  $F_3$  приймаємо нульові.

Допоміжні значення розраховуються з використанням: суматора –  $S$  та

$$\Delta V = \sum_{i=1}^n X_i - OT * \frac{\Delta t}{T} - \text{відхилення поточної видобутку за час } \Delta t \text{ від}$$

планового відвантаження.

10. Вхідні данні алгоритму розрахунку значень критерію, середніх навантажень на конвеєр, переповнення БН, ймовірності перевантаження конвеєра (рис. 4.22):  $F_1$  и  $F_3$  – вихід блоку 9;  $I_1, I_2, I_3$  – лічильник кількості перевантажень конвеєрів (вихід блока 5);  $S_1, S_2, S_3$  – поточне середнє значення навантажень на лінійні конвеєра (вихідні дані блоку 5);  $G_l, l = \overline{1,3}$  – лічильники переповнення БН (вихід блоку 7);  $M$  – загальна кількість тактів обчислювального експерименту.

Вихідні данні:  $F$  – значення критерію;  $S_1, S_2, S_3$  – середнє значення навантаження на лінійний конвеєр;  $I_1, I_2, I_3$  – ймовірність перевантаження лінійних конвеєрів;  $G_l, l = \overline{1,3}$  – ймовірність переповнення БН.

Таким чином основними результатами обчислювального експерименту є: значення узагальненого критерію ефективності; оцінка режимів роботи кожної конвеєрної лінії; ймовірність появи нештатних ситуацій – перевантаження бункерів, перевантаження конвеєрних ліній.

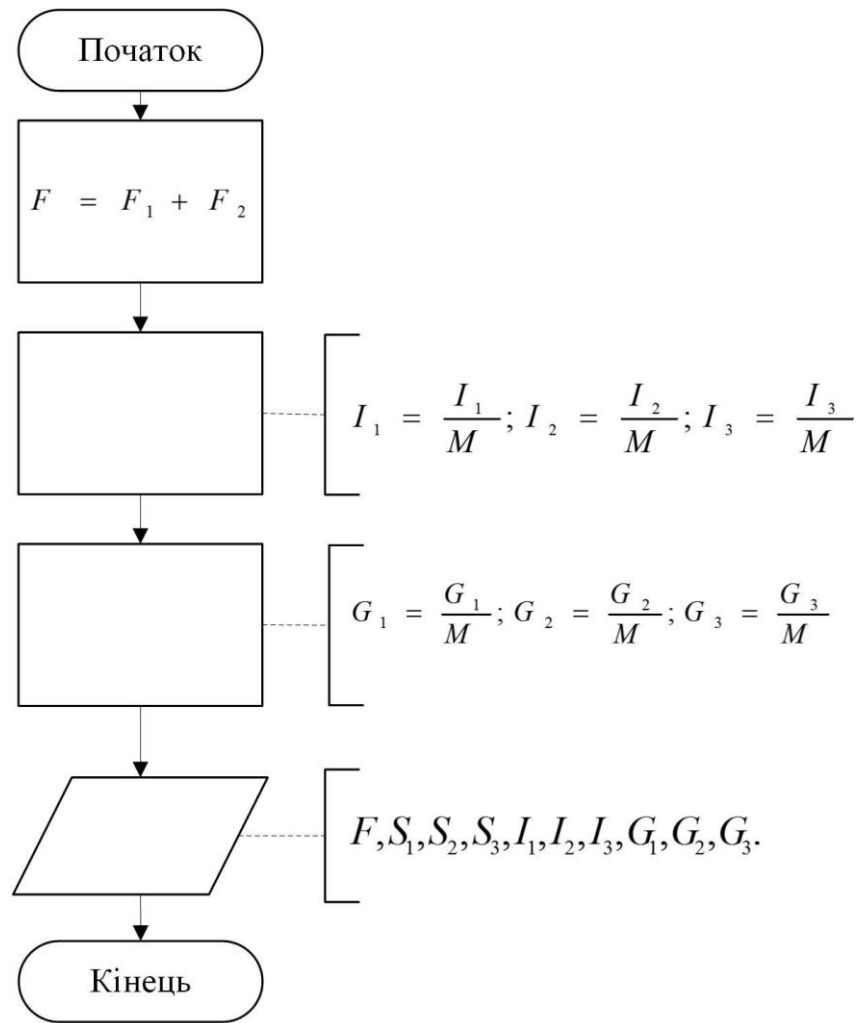


Рис. 4.22. Розрахунок значень критерію, середніх навантажень на конвеєр, переповнення БН, ймовірності перевантаження конвеєрів

На рисунках 4.23–4.26 наведені графіки, отримані в результаті ІМ СПРД шахти ТОВ "Юніон-Вуглегазвидобування" на якому переставлені робота транспортної мережі, відкриття шиберів накопичувальних бункерів, при цьому виведені дані про ймовірність перевантаження лінійних конвеєрів вугільної шахти, середнє значення навантаження на конвеєра і ймовірності переповнення БН. При цьому значення критерію цільової функції дозволяє аналізувати роботу шахти з урахуванням складових критеріїв вартості видобутку вугілля і складовою зміни значень СВП при відвантаженні вугілля споживачам.

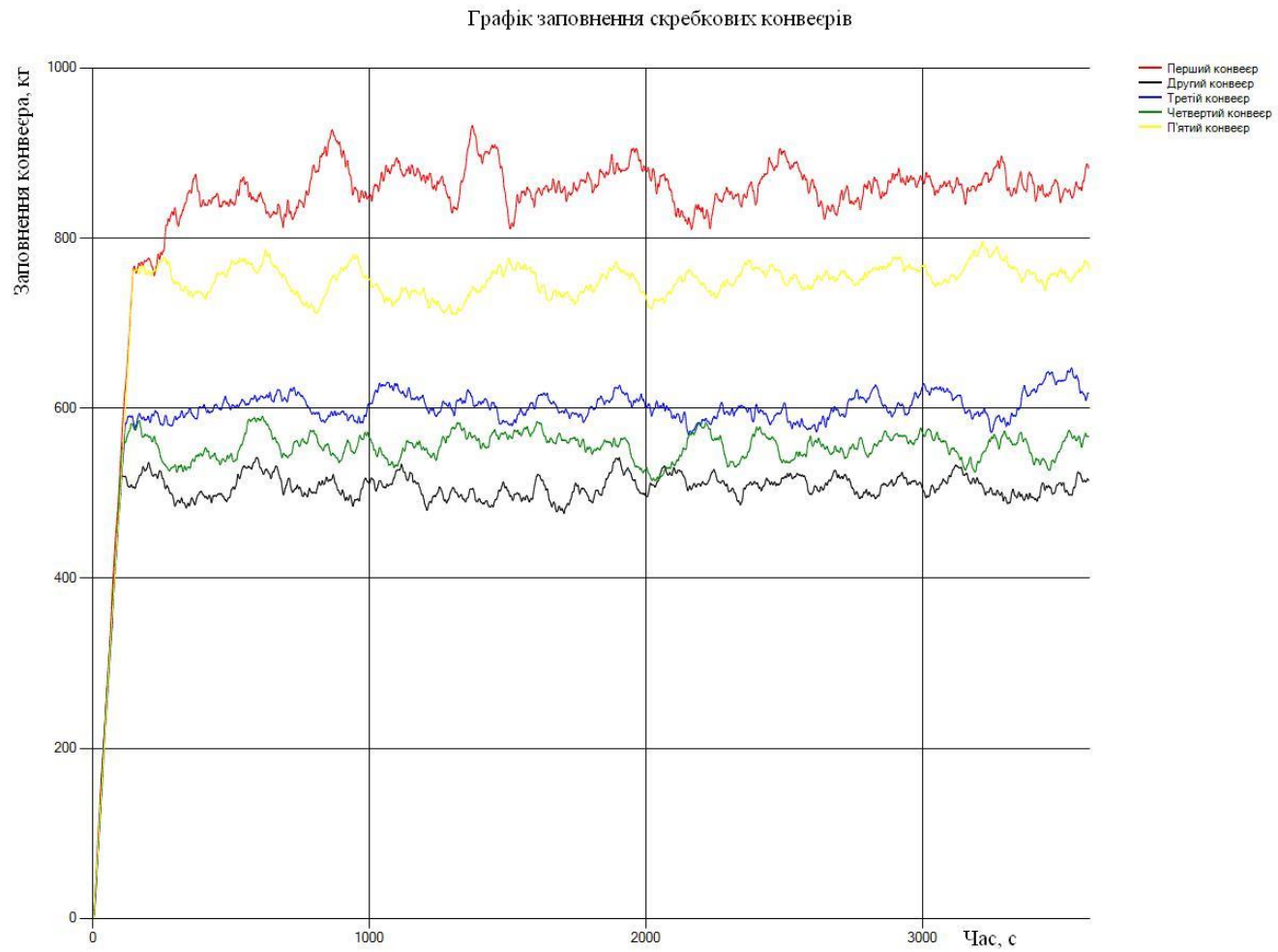


Рис. 4.23. Графік ІМ видобутку та заповнення скребкових конвеєрів

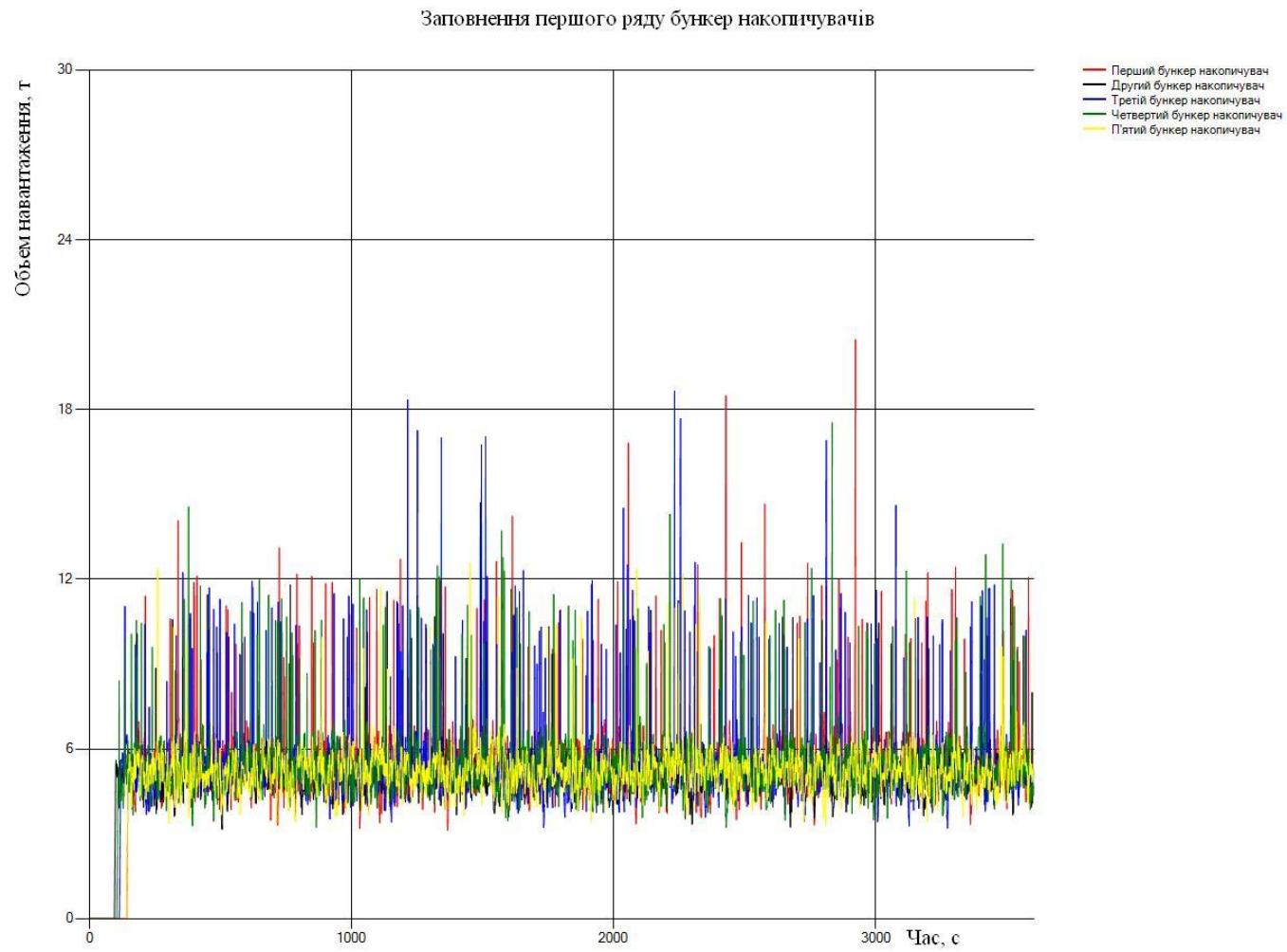


Рис.4.24. Результати ІМ заповнення бункерів накопичувачів першого ряду шахти



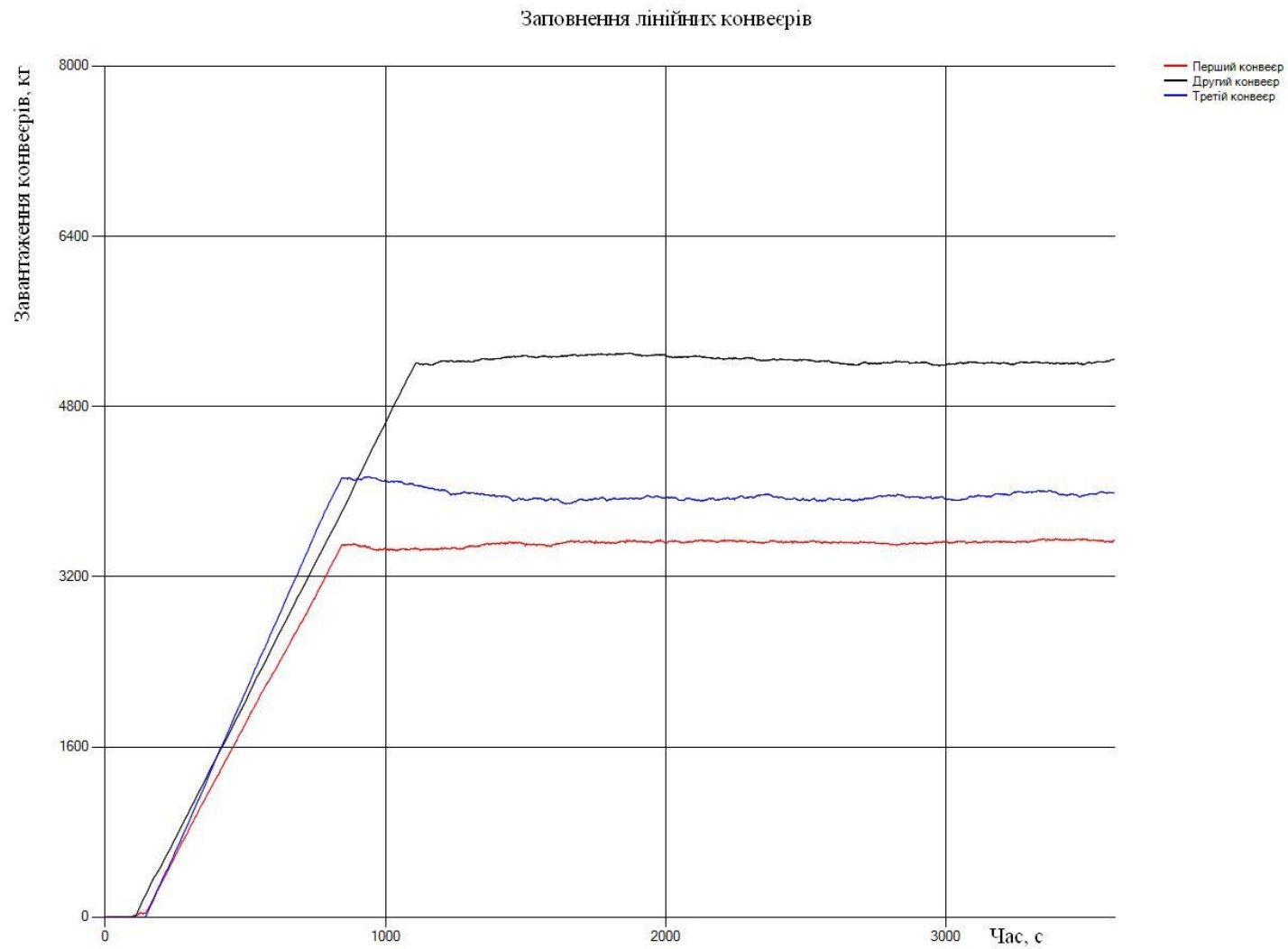


Рис.4.25. Результати ІМ заповнення лінійних конвеєрів

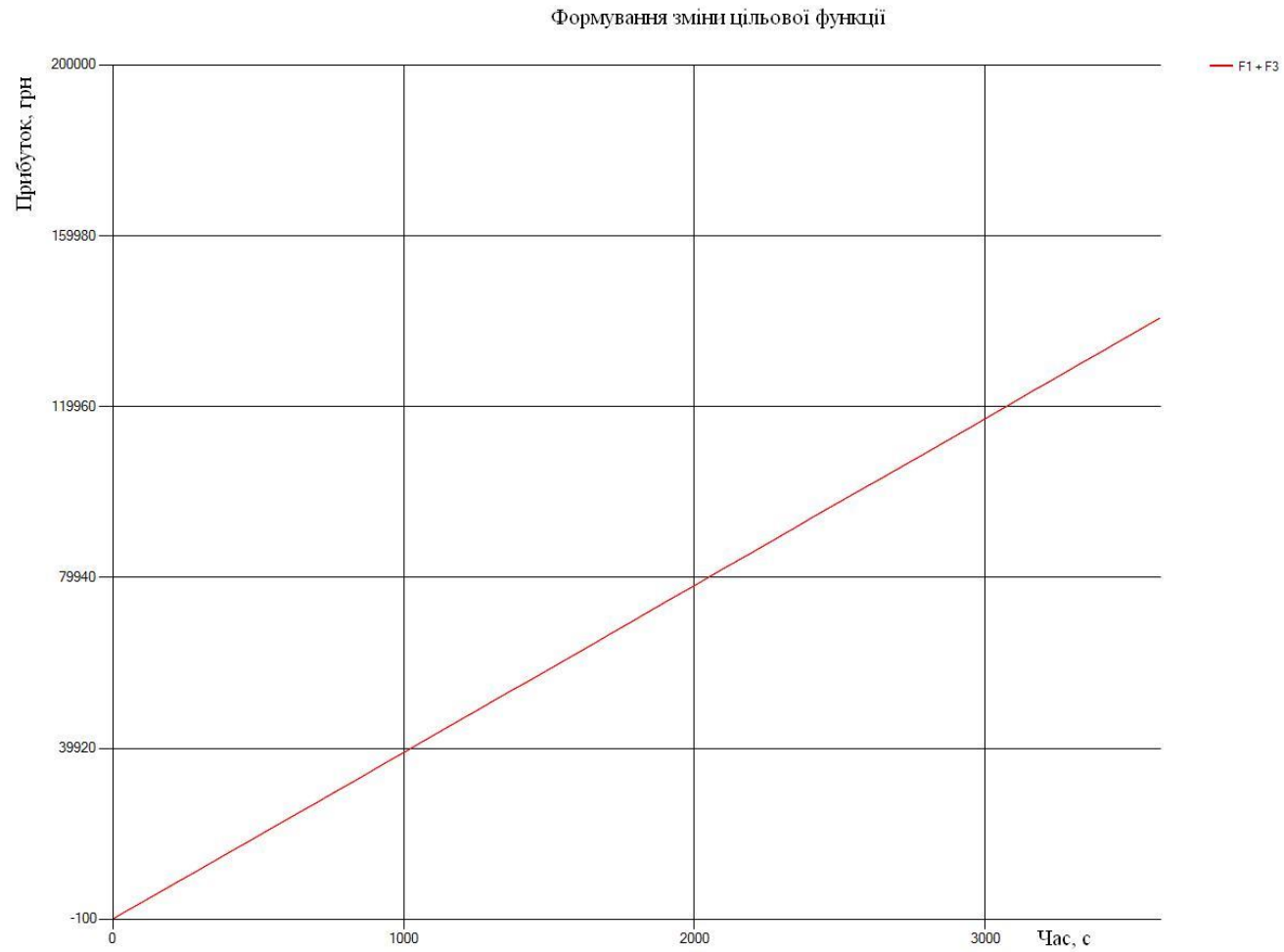


Рис.4.26. Результати ІМ критерію цільової функції згідно ММ СПРД СОДУ шахти

Таким чином, аналіз даних ІМ СПРД дозволяє зробити висновок про ефективність роботи гірничошахтного устаткування, правильності прийнятих рішень диспетчером в управлінні ТП видобутку та відвантаження вугілля споживачеві, а апарат ІМ підтверджує актуальність застосованого управління. При цьому диспетчер отримує актуальну затребувану інформацію про критерії виконання планових показників і розрахунку значення цільової функції розробленої ММ СПРД вугільної шахти.

#### **4.4 Методи підтримки розрахункового графіка в СПРД вугільних шахт**

Процес оперативного управління основними ТП в СПРД формується як результат рішення ЗЛП в дискретний момент часу. При цьому структура всіх задач однакова, але параметри утворюють стохастичний процес з відомими статистичними властивостями.

При розподілі вугілля, на основі рішення системи обмежень цільової функції (розділ 3.3.) в СПРД, базовий показник планового видобутку вугілля, або відвантаження споживачам може бути виконано в повному обсязі або частково, що залежить від значень, які приймає показник недопоставки вугілля кінцевому споживачеві на етапі початку диспетчерського управління, а як наслідок і значення цільової функції розробленої ММ СПРД.

Схема формування управлінських впливів показана на рис.4.27.

При зміні рішень ЗЛП в часі, припустимо, що в момент  $t$  оптимально допустимому рішенням  $\gamma_t$  відповідає базисне рішення  $J_t$ . Тоді при зміні часу  $t+j$  ( $j>0$ ) отримаємо нове розрахункове значення  $\gamma_{t+j}$  с базисним значенням рішення  $J_{t+j}$ . В результаті розрахунку можуть виникнути дві різні ситуації: перша - базисне рішення  $J_t$  та  $J_{t+j}$  не в повному обсязі збігаються, при цьому саме рішення  $\gamma_t$  та  $\gamma_{t+j}$  відрізняється тільки значеннями базисних елементів, друга - якщо  $J_t$  та  $J_{t+j}$  значення повністю не збігаються. Отримане значення,  $\gamma_t$

визначає величину вугілля, що видобувається, тоді в першій ситуації відбувається кількісне зміна обсягу видобутку з того ж набору планових показників, що і в попередній момент часу.

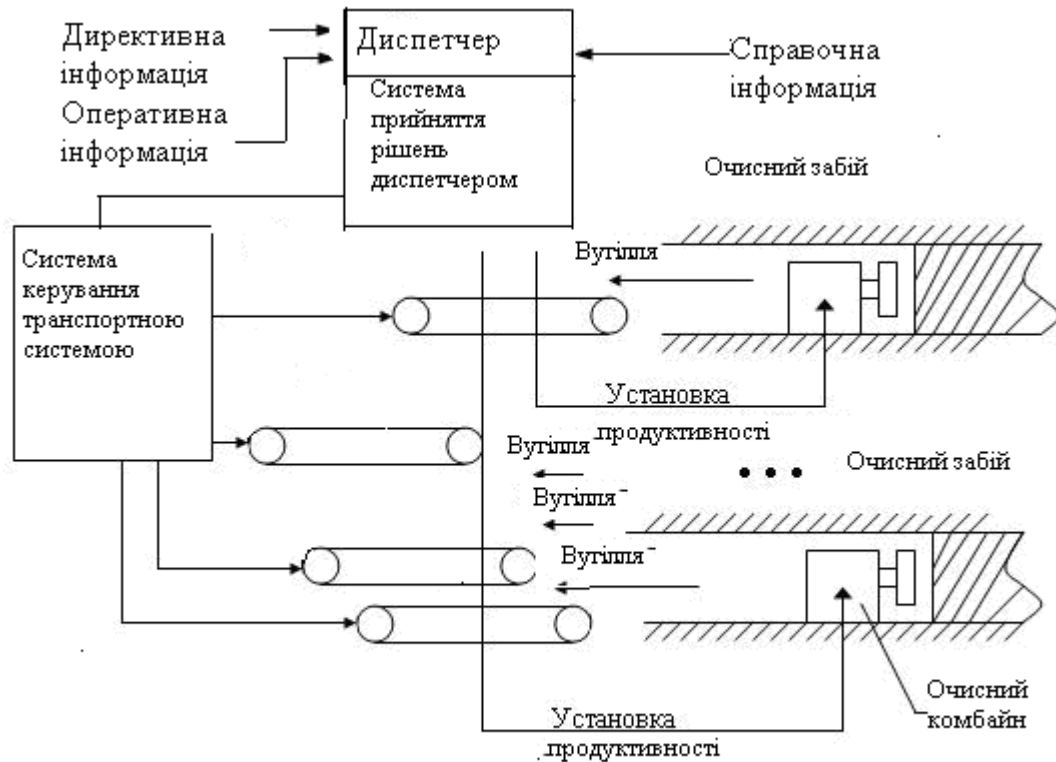


Рис. 4.27. Формування управлінських впливів в СПРД.

Реалізація алгоритму моделювання і управління основними ТП проводиться комплексом програмних засобів СПРД [93, 94], структура яких приведена на рис. 4.28.

У структурі комплексу програм СПРД інформація розділяється на директивну, оперативну, довідкову, та вихідну. Для внесення оперативної інформації використовується дві програми. Програма CCD забезпечує отримання даних за вартісними складовими процесу видобутку вугілля (грн/т). До неї проводиться внесення номеру забою та вартості в гривнях за тону для різних варіантів розрахунку. Програма KDY забезпечує отримання інформації за якістю вугілля, що видобувається. Структура цієї інформації складається з даних про характеристиках забою, марки вугілля, а також його зольності, вмісту сірки і вологи, обсягів видобутку, спосіб транспортування.

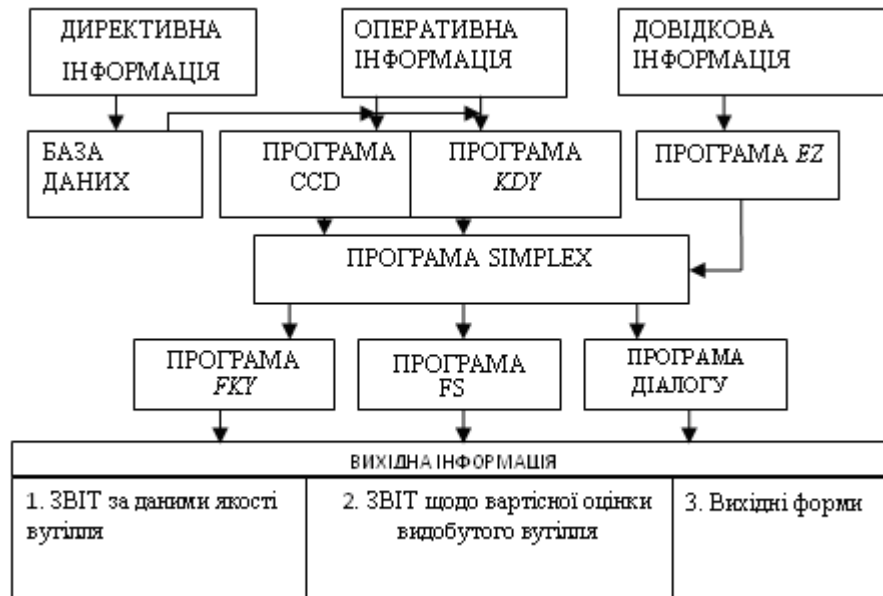


Рис. 4.28. Структура комплексу програмних засобів СПРД

Для довідкової інформації використовується програма EZ, розрахунок вартості експлуатації вибоїв.

Програма *SIMPLEX* розраховує базисні значення варіанту управління очисними забоями. У програмах розрахунку вихідних даних формуються звіти за вартісними оцінками різних варіантів управління. Програма FS видає номер очисного забою і вартісну оцінку його експлуатації. Програма FKU формує звіт за якісними показниками вугілля, що видобувається. У звіті показана марка вугілля, його зольність, вміст сірки, вологи, обсяг видобутку, а також спосіб транспортування – конвеєром або відкаткою. Програмою діалогу забезпечує взаємодію між диспетчером і обчислювальною системою СПРД. Вихідні дані системи розрахунку керуючих впливів представлені наступною інформацією:

1. Отримання звіту за якість вугілля, що добувається.
2. Отримання звіту за вартісними показниками видобувано вугілля
3. Вихідні форми по візуалізації даних.

Для автоматизації отримання даних, в роботі розроблена база даних з використанням Microsoft Access 2010 інтерфейсу введення інформації для СПРД.

База даних призначена для зберігання даних, їх пошуку і надання інформації в зручному вигляді, а також формування звітів. Ці програми полегшують роботу співробітникам всіх служб шахти, які пов'язані довідковою/звітною документацією. Ця база даних зручна в використанні, вона дозволяє швидко реалізовувати поставлену мету, пов'язану з обробкою інформації.

Досягнення мети здійснюється за допомогою створення:

1. таблиць даних і внесення в них змін, включаючи переміщення і перейменування полів без втрати даних.
2. внесення нових даних;
3. створення запитів по основних параметрах ТП шахти;
4. створення і використання форми, призначеної для перегляду, редагування і введення інформації;
5. створення кнопкової форми введення даних за ціною і якістю вугілля, що добувається.

На рис. 4.29 представлена головна кнопкова форма. При натисканні кнопки «Введення даних за якістю вугілля» з'являється форма введення даних за якістю вугілля і вартості, як зображено на рис 4.30. Для надання інформації у вигляді, готовому до друку використовується програма – «Звіт за характеристиками вугілля», як показано на рис 4.31. Для оцінки ефективності варіанту управління створена спеціальна форма. У ній можливе введення і перегляд даних і звіт за даними, а також друк звіту як показує рис. 4.32. Також можна проаналізувати данні та характеристики варіантів управління, як показано на рис 4.33.

Програмне забезпечення (ПЗ) обробки являє собою СУБД, реалізовану в системі програмування Delphi – 6. ПО дозволяє переглядати інформацію на екрані монітора, аналізувати її та друкувати.

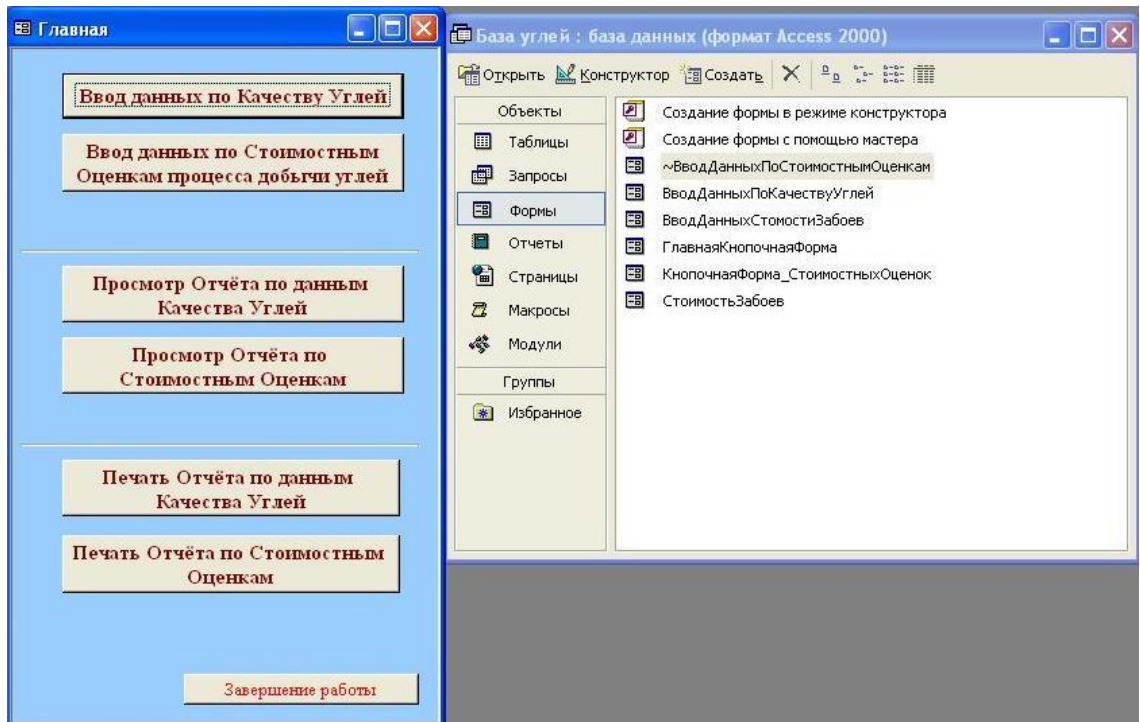


Рис. 4.29. Головна кнопкова форма

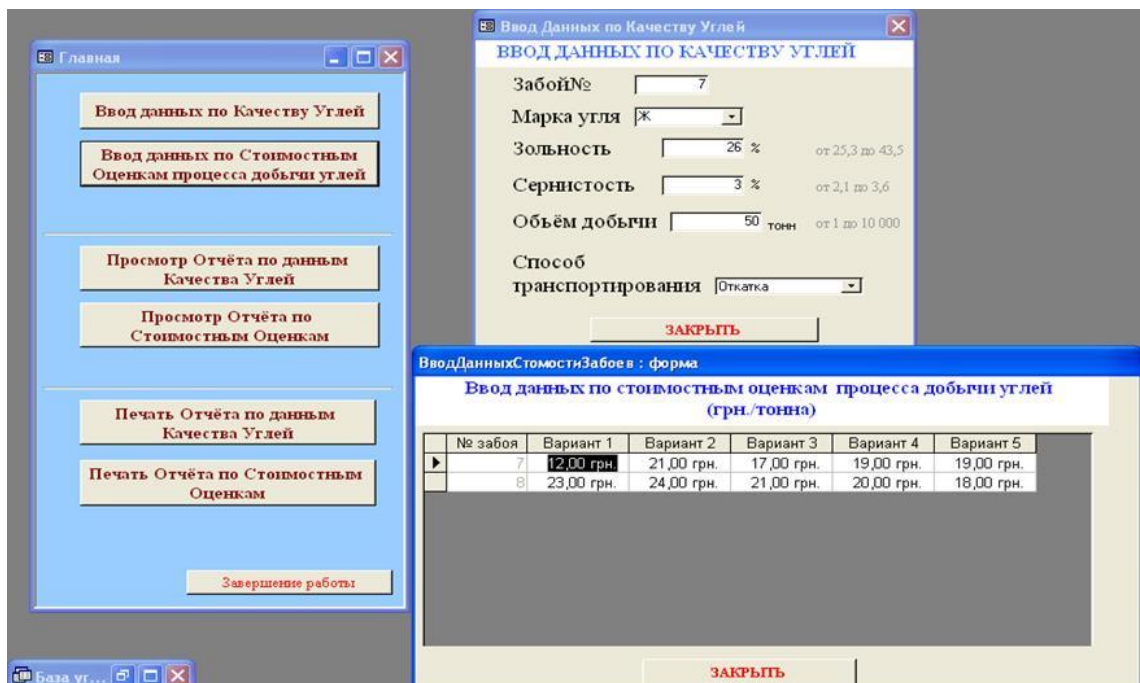


Рис. 4.30. Введення даних за якістю вугілля і вартості роботи

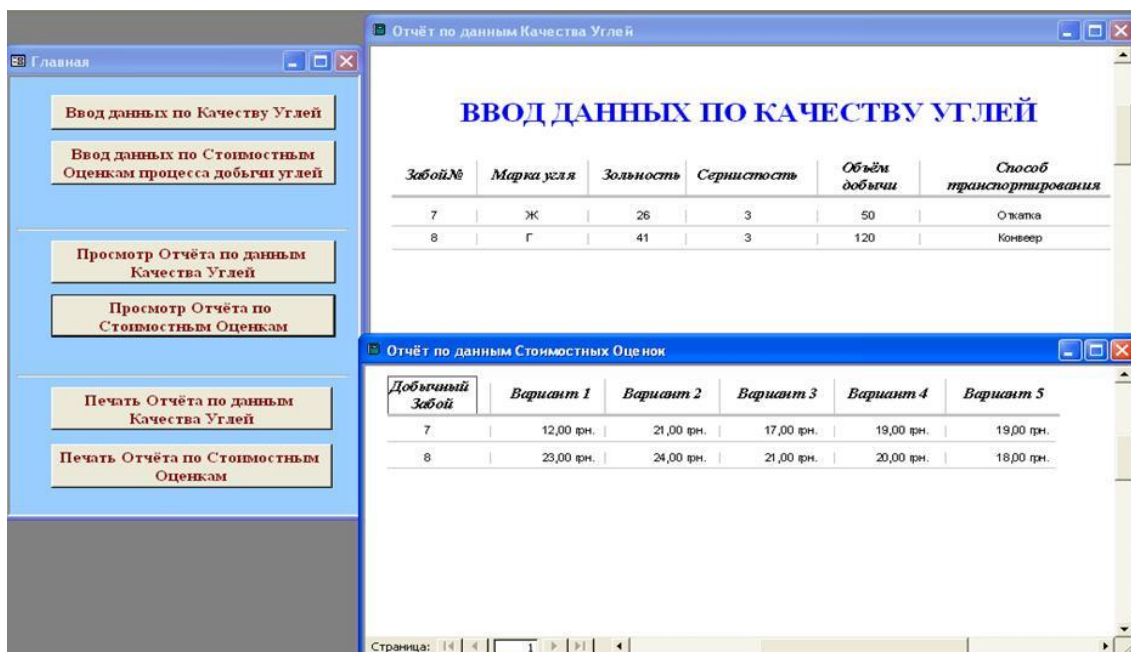


Рис. 4. 31. Звіт за характеристиками вугілля

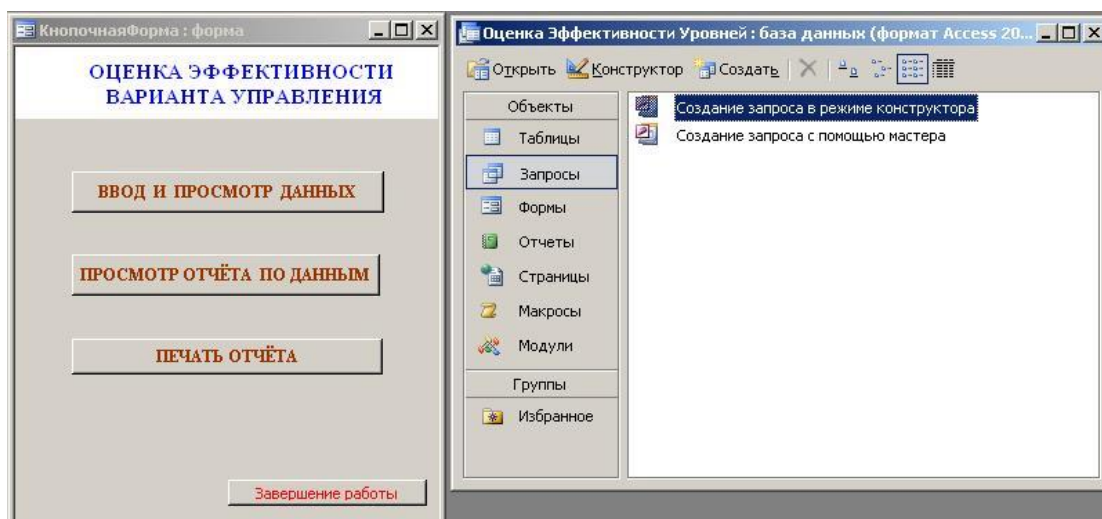


Рис.4.32. Оцінка ефективності варіанту управління





Рис.4.33. Характеристика вариантов управління

Таким чином, запропоноване ПЗ СПРД дозволяє отримати вихідні форми за якісними і вартісними показниками видобуваемо вугілля. Отримані дані використовуються диспетчером при аналізі ефективності прийнятих рішень і застосованих варіантів управління, що в свою чергу скорочує час аналізу і прийняття нових, більш актуальних рішень з управління основних ТП вугільної шахти.

#### 4.5 Питання оцінки точності і надійності отриманих результатів

Обробка результатів імітаційних експериментів принципово не може дати точних значень (тому що моделюються випадкові процеси). Існує певна ступінь точності результатів – наближення до істинного значення. І ця ступінь точності в значній мірі визначається розміром вибірки (кількістю реалізацій).

Завдання визначення такого розміру вибірки, яка дозволяє забезпечити бажаний рівень точності і в той же час мінімальну вартість моделювання, дуже важка, але і вельми важлива [95, 96].

Число моделювання  $N$  визначає точність одержаних результатів моделювання. Якщо необхідно оцінити величину випадкового параметра  $X$  за результатами моделювання  $x_1, x_2, x_3 \dots x_n$ , то за оцінку слід брати величину його середнього значення  $X_{cp}$ . Але через випадковість,  $X_{cp}$  буде відрізнятися від істинного значення параметра  $X$ , з урахуванням високої точності оцінки ( $\mathcal{E}$ ), має виконуватися нерівність:

$$|X - X_{cp}| < \mathcal{E}$$

$\mathcal{E}$  – точність оцінки величини випадкового параметра  $X$ ;  $X_{cp}$  середнє значення результатів моделювання  $x_1, x_2, x_3 \dots x_n$ .

Ймовірність того, що таку нерівність виконується, називають рівнем значущості або довірчою ймовірністю:

$$P(|X - X_{cp}| < \mathcal{E}) = a$$

$a$  – рівень значущості, довірна ймовірність,  $(1 - a)$  – достовірність.

Цей вислів береться за основу при визначенні точності результатів статистичних випробувань, тобто результатів імітаційних експериментів. Параметри  $\mathcal{E}$  – не менше 0,95.

Відгуки моделей зазвичай одне з двох станів, наприклад успіх – невдача. Такі відгуки називають змінними Бернуллі. Вони характеризуються біноміальним розподілом.

Метою моделювання буде визначення ймовірності настання деякої події, що визначає стан модельованої системи. У будь-якій з реалізацій процес настання події є випадковою величиною, яка може набувати значення  $x_1 = 1$  з вірогідністю  $P$  (подія настала) и  $x_2 = 0$  з вірогідністю  $1 - P$ .

На основі центральної граничної теореми, можна знайти кількість реалізацій для оцінки ймовірності настання події з заданим рівнем значущості і точністю.

Центральна гранична теорема: розподілу суми незалежних однаково розподілених випадкових величин спостережень  $n$  має розподіл, близьке до  $N$ , незалежно від характеру розподілу і визначається за формулою.

$$N = t_{\alpha}^2 \frac{p(1-p)}{\varepsilon^2} + 1 \quad (4.7)$$

$t_{\alpha}$  – квантиль нормального розподілу ймовірностей, визначається з таблиць розподілу Стюдента ( $t$ -розподіл) на основі заданого рівня значущості і певних ступенів свободи.

Число ступенів свободи:  $\nu = k - 1 - m$ .

Для визначення ймовірності  $P$  проводяться пробні випробування ( $N=50\dots 100$ ) і отримуємо частоту  $m/N$ , після чого визначаємо кінцеве кількість випробувань  $P = m/N$ .

Випадкова величина має математичне очікування  $m$  та дисперсію  $\sigma^2$ .

На основі центральної граничної теореми, кількість реалізацій  $N$ , для оцінки середнього значення випадкової величини буде: мати вигляд

$$N = \frac{t_{\alpha}^2 * \sigma^2}{\varepsilon^2} + 1 \quad (4.8)$$

Для визначення оцінки  $\sigma^2$  проводяться 100 випробувань і визначається її значення за формулою:

$$\sigma^2 = \frac{1}{N-1} \left[ \sum_{i=1}^N x_i^2 - \frac{1}{N} \left( \sum_{i=1}^N x_i \right)^2 \right] \quad (4.9)$$

Для визначення точності ІМ СПРД є масив оптимальних критеріїв оптимізації вантажопотоку отримані при реалізації програми які наведені в таблиці 4.1

Розрахунок вибіркового середнього проводиться за формулою (4.10):

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad (4.10)$$

де  $X_i$  – оптимальне значення критерію, отримане при  $i$ -й реалізації програми;  $n$  – кількість реалізацій програми.

Для умов шахти ТОВ «Юніон-Вуглегазвидобування» :

$\bar{X} = 5.21$  – середнього значення видобутку вугілля на шахті

$\bar{F} = 13978.56$  – вибіркоче середнє F-критерію – цільової функції Розрахуємо середню дисперсію за формулою (4.11):

$$S_x = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X}_e)^2}{n-1}} \quad (4.11)$$

де  $\bar{X}_e$  - вибіркоче середнє.

$S_x = 0.143$  – виправлена дисперсія середнього значення видобутку вугілля на шахті

$S_F = 386.42$  – виправлена дисперсія F-критерію.

Для розрахунку визначимо коефіцієнт  $t_\varepsilon$  згідно з таблицею Стюдента:

$t_\varepsilon (\varepsilon = 0.95; n = 100) = 1,98$ . Визначимо точність моделі за формулою (4.12):

$$\delta_x = t_\varepsilon * \frac{S_I}{\sqrt{n}} \quad (4.12)$$

де  $S_I$  – виправлена дисперсія;  $n$  – кількість реалізацій програми.

Таким чином при розрахунку отримані наступні данні:

$\delta_x = 0,028$ ;  $\delta_F = 76,51$ .

Таким чином ІМ визначає оптимальну кількість вантажопотоку з точністю до 0,028, а відповідна йому сума прибутку по вище запропонованою формулою – з точністю до 76,51.

Довірчий інтервал для величини, що покриває математичне очікування з надійністю  $\varepsilon$  має вигляд (4.13):

$$P(\bar{X}_e - t_\varepsilon * \frac{S_I}{\sqrt{n}} < M_x < \bar{X}_e + t_\varepsilon * \frac{S_I}{\sqrt{n}}) = \varepsilon. \quad (4.13)$$

Таблиця 4.1 Результати роботи програми ІМ

№	Значение X	Значение F	№	Значение X	Значение F	№	Значение X	Значение F	№	Значение X	Значение F
1	5,49	14734,57	26	5,42	14556,28	51	5,08	13638,65	76	5,24	14049,45
2	5,15	13817,82	27	5,20	13951,96	52	5,27	14147,04	77	5,01	13424,04
3	5,31	14243,16	28	5,15	13815,63	53	5,14	13778,62	78	5,23	14032,43
4	5,27	14127,87	29	5,32	14281,67	54	5,46	14657,17	79	5,20	13952,36
5	5,17	13875,57	30	5,23	14024,93	55	5,38	14435,05	80	5,11	13707,14
6	5,07	13603,93	31	5,28	14178,23	56	4,80	12875,15	81	5,24	14052,11
7	5,01	13432,67	32	5,34	14337,53	57	5,48	14711,50	82	5,22	13994,06
8	5,36	14372,63	33	5,20	13948,95	58	5,28	14159,40	83	5,33	14312,73
9	5,34	14318,40	34	5,22	14007,09	59	5,12	13721,19	84	5,04	13529,09
10	5,19	13909,37	35	5,10	13686,72	60	5,11	13700,38	85	5,22	13994,70
11	5,32	14267,31	36	5,06	13567,89	61	5,29	14186,37	86	5,16	13847,23
12	5,10	13681,97	37	5,42	14545,78	62	5,18	13900,89	87	5,29	14189,61
13	5,22	14015,79	38	5,14	13784,33	63	5,21	13981,87	88	5,37	14417,99
14	5,81	15596,62	39	5,34	14319,66	64	5,08	13614,89	89	4,93	13214,05
15	5,45	14626,04	40	5,26	14107,52	65	5,40	14489,62	90	5,23	14025,10
16	5,16	13846,40	41	5,25	14096,11	66	5,17	13868,93	91	5,30	14232,13
17	5,12	13729,57	42	5,30	14215,94	67	5,25	14079,07	92	5,01	13446,68
18	5,26	14112,16	43	5,19	13935,67	68	5,08	13622,70	93	5,21	13966,31
19	5,29	14201,37	44	5,12	13719,92	69	5,24	14045,68	94	5,06	13583,08
20	5,36	14385,44	45	5,25	14092,27	70	5,14	13776,97	95	5,26	14120,49
21	4,93	13223,77	46	5,17	13879,29	71	5,16	13843,75	96	5,23	14017,48
22	5,03	13479,37	47	5,15	13804,68	72	5,12	13737,32	97	5,00	13403,62
23	5,29	14179,68	48	5,30	14220,57	73	5,04	13507,96	98	5,19	13933,95
24	5,04	13515,96	49	5,26	14104,48	74	5,39	14467,99	99	5,01	13444,47
25	5,29	14196,59	50	5,08	13624,07	75	5,30	14232,80	100	5,03	13483,93

Поставлена оптимізаційна задача була проаналізована і вирішена за допомогою ІМ для умов ТОВ «Юніон-Вуглегазвидобування» при нормальному законі розподілу (згідно з розрахунками розділу 2), з числовими характеристиками в межах  $P(5,18 < M_x < 5,24) = 0.95$ ;  $P(13902,05 < M_F < 14055,07) = 0.95$ , а робота основних ТП вугільної шахти варіюється в межах, допустимих плановими експлуатаційно-технічними характеристиками.

#### 4.6. Висновки до розділу

1. Облік конфігурації ТМ, облік нерівномірності процесу видобутку корисних копалин, обмежень пропускної здатності конвеєрного транспорту, наявність в системі накопичувальних ємностей з використанням обчислювального експерименту на базі ІМ, необхідний для аналізу і коригування рішень отриманих на аналітичній моделі, а так само для перевірки адекватності прийнятих рішень диспетчерськими службами вугільних шахт.

2. Розроблений програмний комплекс, алгоритми та сформована база даних для реалізації моделі розрахунків графіка навантажень на лави, який забезпечить управління ТП видобутку і транспортування гірничої маси в умовах виконання планових показників вугільних шахт.

3. Опрацьовані алгоритми роботи основних ТП і їх реалізація в ІМ дозволяють моделювати систему ТП вугільної шахти будь-якої складності, з урахуванням пропускної здатності конвеєрного транспорту, включаючи в систему накопичувальні бункера, використання сховищ вугілля на поверхні шахти для визначення економічно ефективних режимів роботи вугільної шахти.

4. Проведений аналіз, із застосуванням ймовірнісного експерименту, дозволив підтвердити ефективність застосованої методики розробленої СПРД. Визначено, що для умов ТОВ «Юніон-Вуглегазвидобування» виконання планових показників при управлінні диспетчером вугільної шахти з використанням запропонованої моделі СПРД і перевірки їх ІМ виконується в межах  $P(5,18 < M_x < 5,24) = 0.95$ ;  $P(13902,05 < M_F < 14055,07) = 0.95$ , а розроблена СПРД дозволяє оцінити ефективність управління, скоротити час і підвищити обґрунтованість прийнятих рішень диспетчером вугільних шахт при виконанні планових показників вугільної шахти.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Монографія є завершеною науково-дослідною роботою, в якій вирішена актуальна наукова задача – побудови моделі урахування ймовірнісних зв'язків між контрольованими параметрами роботи вугільної шахти під час прийняття рішень диспетчером розробка математичної моделі і алгоритму роботи системи прийняття рішень диспетчером вугільних шахт при відповідних техніко-економічних обмеженнях та визначенні часу актуальності для підвищення ефективності системи оперативно-диспетчерського управління.

У результаті виконаних теоретичних і експериментальних досліджень отримані такі наукові висновки і результати.

1. Обґрунтовано структуру ММ, при цьому набуло подальшого розвитку обмеження, що залежать від характеру технологічних процесів та режимів роботи устаткування вугільної шахти. Визначено ключові технологічні параметрами моделі, які є найбільш впливовими для економічного складника.

2. Уможливлено визначення ймовірних характеристик стану окремих ділянок шахти з урахуванням побудованого графа станів інформаційних потоків і рішення системи рівнянь Колмогорова, які супроводжують роботу диспетчера вугільної шахти в СПРД для СОДУ; визначено коригуючий коефіцієнт для врахування нерівномірності роботи чи простою обладнання основних ТП шахти, який застосовується з метою уточнення параметрів моделі СОДУ

3. Виявлено структурні властивості рішень СПРД в СОДУ при прийнятті ефективних рішень диспетчерськими службами вугільної шахти та необхідності проведення додаткових організаційно-технічних заходів. Поставлено задачі управління основними технологічними процесами і введено поняття актуальності рішень задач СОДУ. Підтверджено, що

вантажопотік має випадкову величину з нормальним законом розподілу, який використовують для обліку імовірнісного характеру продуктивності шахти.

4. Запропоновано спосіб визначення виходу обладнання за недопустимі режими роботи на основі аналізу апроксимації автокореляційної функції із застосуванням методу найменших квадратів, що дозволяє визначити кількість таких виходів та запобігти збою у роботі підприємства.

5. Сформовано обмеження щодо енергоспоживання основних ТП шахти на основі проведеного аналізу процесу енергоспоживання, режимів роботи обладнання і встановленої потужності електроприводів.

6. Розроблено структурну схему СПРД для вирішення задач в кілька етапів: з урахуванням доданків цільової функції, уточненням, розрахунком додаткових доданків, що дає змогу провести перевірку і аналіз на базі імітаційної моделі для підтвердження застосування розробленої методики.

7. Запропоновано і реалізовано математичну модель розрахунку оптимальних навантажень на вугільні шахти з урахуванням техніко-економічних обмежень, яка забезпечує функціонування СПРД і водночас зменшує час прийняття обґрунтованих рішень і підвищує ефективність диспетчерського управління вугільної шахти.

8. Представлено реалізацію СПРД у формі алгоритму, програмного комплексу та бази даних, що дозволило забезпечити управління ТП видобутку і транспортування гірничої маси в умовах вугільних шахт з урахуванням нерівномірності процесу видобутку корисних копалин і конфігурації ТМ.

9. Розроблено алгоритми роботи ІМ, що дозволяють моделювати систему вугільної шахти будь-якої складності, включаючи конвеєри, накопичувальні бункери, застосування відкритих сховищ вугілля на поверхні шахти для визначення економічно обґрунтованих режимів роботи основних ТП вугільної шахти.

Визначено, що виконання планових показників, з використанням розробленої СПРД, для умов ТОВ «Юніон-Вуглегазвидобування»



проводиться в межах експлуатаційно-технічних характеристик роботи шахти на рівні  $P(5,18 < M_x < 5,24) = 0.95$ ;  $P(13902,05 < M_F < 14055,07) = 0.95$ , що підтверджує оптимальність прийнятих рішень диспетчером.

Впровадження розробленого програмного комплексу в умовах ПАТ «Кривбасзалізрудком», дозволила скоротити час прийняття рішень диспетчером шахти. Позитивний ефект спостерігається в підвищенні ефективності та надійності прийнятих рішень диспетчером при виконанні планових показників, при цьому постійно проводиться контроль виходу устаткування за встановлені межі навантажень для умов завдання управління вантажопотоками.

**СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ**

1. Красник В.Г. Программы перспективного развития угольной промышленности Украины. / Красник В.Г.// Уголь Украины. 2006, №12.
2. Грядущий Б.А. Стратегические направления возрождения угольной отрасли / Грядущий Б.А., Мухин Е.П., Грядущий В.Б. //Уголь Украины 2007, №1.
3. Литвинский Г.Г. Стратегия развития горной промышленности / Литвинский Г.Г. // Уголь Украины. 2006. №12, С.3-6.
4. Пучков Л.А. Автоматизированные системы управления в горнодобывающей промышленности: Учебник для вузов / Л.А.Пучков, Н.И.Федунец, Д.К.Потресов.- М. Недра, 1987.285 с.
5. Семенов В.А Автоматизированные системы диспетчерского управления. – Сер. Энергетические системы и их автоматизация. / Итоги науки и техники. М. ВИНТИ, 1984, т. 3. 100 с.
6. Котлярский А.И. Система мониторинга работы добычного участка / А.И. Котлярский, Ревякин В.И., Жмакин Е.А., Гайдабура В.А. // Уголь. 2009. №5. С.20-25.
7. Силаев В.И. Перспективные направления совершенствования аппаратуры автоматизации подземного оборудования / В.И.Силаев // Уголь Украины. 1994. №11. С.9-11.
8. Мамиконов А.Г. Синтез оптимальных модульных систем обработки данных./ Мамиконов А.Г., Кульба В.В. - М.: Наука, 1986.- 276 с.
9. Мамиконов А.Г. Предпроектный анализ структуры информационных потоков и технология обработки данных при разработке модульных СОД. / А.Г. Мамиконов, В.В. Кульба, А.С. Миронов, А.В. Товмасын - М. ИПУ, 1980. - 43 с.
10. Авилов-Карнаухов Б.Н. Электроэнергетические расчеты для угольных шахт. – М.: Недра, 1969. – 96 с.

11. Крулькевич М.И. Автоматизированное оперативно-производственное управление угольной шахтой.- Вища школа, 1975. – 176 с.
12. Бурчаков А.С. Проектирование шахт. / А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, М.И. Устинов. - М.: Недра. 1978.- 407 с
13. Мамиконов А.Г., Постановка задач оптимизации программного обеспечения АСУ реального масштаба времени. / А.Г. Мамиконов, В.В. Кульба, С.А. Косяченко. - М.: ИПУ, 1983.- 58 с.
14. Прангишвили И.В. Современное состояние и перспективы развития систем автоматизированного управления сложными потенциально опасными объектами энергетики, химии и нефтехимии // Приборы и системы управления. 1993. №7. С.1–6.
15. Автоматизированные системы оперативно-диспетчерского управления [Электронный ресурс] / Компания Ингортех / – Режим доступа к статье: <http://www.ingortech.ru/...>- Назва з екрана.
16. Шульга Ю.И. Системы безопасности шахт, их возможности и перспективы [Электронный ресурс] / Ю.И. Шульга, В.Г. Здановский, Н.
17. Пивняк, Г.Г. Условия эффективного решения задач экономии электроэнергии на шахтах Западного Донбасса / Г.Г. Пивняк, В.В. Слесарев // Уголь Украины. 1995. №6. С. 26-29.
18. Малиенко А.В. Средства диспетчеризации и контроля на угольных шахтах. / Материалы X-ї международной научно-практической конференции "Проблемы использования информационных технологий в сфере образования, науки и промышленности" (Днепропетровск, 30-31 января 2013г.) – Д.: НГУ. – 2013. - С.62-63.
19. Кухарев В.Н. Применение математических методов и моделей в планировании и управлении на горных предприятиях./ В.Н. Кухарев, В.И. Салли, В.Ф. Комиссаров, В.В. Панченко –Киев.: УМК В, 1989.–116с.
20. Кулиш С.А. Математические методы и модели в планировании и управлении / С.А. Кулиш, С.Н. Воловельская, А.И. Жилин, А.С. Пилипенко.– К.: Выща шк., 1985.-239с.

21. Резниченко С.С. Математическое моделирование в горной промышленности. - М.: Недра, 1981. - 216с.
22. Кухарев В.Н. Применение математических методов и моделей в планировании и управлении на горных предприятиях / В.Н. Кухарев, В.И. Салли, В.Ф. Комиссаров, В.В. Панченко. –Киев.: УМК В, 1989.–116с.
23. Крулькевич М.И. Автоматизированное оперативно-производственное управление угольной шахтой.- Вища школа, 1975. – 176 с.
24. Самсонов В.С. Автоматизированные системы управления. – М.; Высшая школа, 1985.
25. Боронин В.Ф., Техничко – економічні проблеми автоматизації угольної отрасли / В.Ф. Боронин, Ю.Н. Киклевич, В.П. Клубин // Уголь Украины. 1997, № 11.-С.46-48.
26. Малиенко А.В. Автоматизация управления качеством добываемого угля очистных забоев угольных шахт горным диспетчером / А.В. Малиенко // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 78-79.
27. Бондаренко В.И. К разработке модели высоконагруженной лавы как объекта управления./ В.И. Бондаренко, С.К. Мещанинов, А.И. Коваль // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С.16-19
28. Яворский В.В., Создание системы синтеза оптимальных элементов функциональной структуры шахты «Очистные работы»./ В.В. Яворский, В.Ф. Демин, Р.Р. Мифтахов // Изв. вузов. Горный журнал – 2005. – № 3.– С.75-77.
29. Воронов В.А. Математическая постановка задачи оперативного управления горным производством соляных шахт. / В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко // Изв. вузов. Горный журнал – 1978. – Выпуск 12.– С.34-38.
30. Воронов В.А. Автоматизированное управление горным производством с учетом возможностей сети подземного транспорта./ В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко // В кн.: Горная электроника и автоматика. – 1977. – Выпуск 3. – С. 93 – 97.

31. Воронов В.А. Оперативное управление горными работами./ В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко // – Науч. тр./Polskie Towarzystwo Cybernetyczne Oddz, Лодзь, 1976, Труды III международного симпозиума «Системы – Моделирование - Управление» г. Закопаны. С. 497 – 501.
32. Воронов В.А. Автоматизированное распределение плана горного производства с использованием целочисленного программирования. / В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко // – В кн.: Горная электромеханика и автоматика. – 1978. – Выпуск 32. – С. 49 – 52.
33. Воронов В.А. Управление горными работами в АСУ шахты с использованием ЕС ЭВМ. / В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко, И.Н. Пистунов // – В кн.: Тезисы докладов республиканской научно – технической конференции, Кривой Рог. – 1977. С. 31 – 32.
34. Воронов В.А. Оперативное управление подготовительными работами с использованием ЕС ЭВМ. / В.А. Воронов, А.Н. Марюта, М.А. Демиденко // – В кн.: Горная электромеханика и автоматика, – 1979. – №.35. – С. 71 – 72.
35. Астахов А.С. Анализ простоев оборудования на угольных и карьерах. / А.С. Астахов, Л.Н. Онуфриев, Н.Т. Кочетков, В.А. Кропачев–М.: ЦНИИ ЭНТИУглепром, – 1970.– 96 с.
36. Башков М.И. Оперативно – диспетчерское управление угольной шахтой. – Киев: Техніка, 1975, –199 с., ил.
37. Астахов А.С. Разработка математической модели организации работ в очистном забое./ А.С. Астахов, Э.И. Гойзман –М.:ИГД им А.А.Скочинского, 1964. – 37 с., ил.
38. Астахов А.С. Совершенствование организации работ в очистном забое шахты с применением методов экономико–математического моделирования. . / А.С. Астахов, Э.И. Гойзман –В кн.: Экономико–математические методы планирования и организации производства на угольных предприятиях. – М., 1966, С. 45-53.

39. Асташкин Н.В. Экономико– математическая модель оптимального планирования добычи угля по участкам и шахтам. В кн.: Применение математических методов и вычислительной техники в горном деле. –М.: 1971, Вып. 22, С. 21 – 28.
40. Бурштейн М.А., Миронова Э.И. Определение оптимальных заданий по объемам добычи из очистных забоев шахты с учетом результатов обогащения. – В кн.: Создание и внедрение ОАСУголь. – Научн. тр. Гипроуглеавтоматизация, 1977, Вып.23, С. 18–27.
41. Асташкин Н.В. Оптимальное регулирование оперативных заданий угледобычи по участкам шахты. – Изв. Вузов. Горный журнал, 1973, № 3, С. 41 – 46.
42. Нападайло В.А. Оперативное планирование и управление горным производством на карьерах./ Нападайло В.А., Матвеев А.С., Панченко В.В. –М.: Недра, 1976.–191с.
43. Пивняк Г.Г. Децентрализованное управление: Монография./ Г.Г/ Пивняк, С.М. Проценко, М.И. Стадник, В.В. Ткачев – Д.: Национальный горный университет, 2007. – 107 с.
44. Ткачев В.В. Разработка математической модели децентрализованного управления транспортной системой калийного рудника// Обогащение руд. – С.Пб. – 1993. - № 4. – С. 53 – 56.
45. Организация производства и планирование на горных предприятиях / Под общ. Ред. проф. С.М. Бухало. - М.: Недра, - 1986.- С. 121.
46. Мартин Дж. Системный анализ передачи данных. М.: «Мир», 1978.
47. Слесарев В.В. Построение алгоритма работы системы диспетчерского управления на угольной шахте / В.В. Слесарев, А.В. Малиенко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 11. – С. 89-91.
48. Слесарев В.В. Анализ информационных потоков в задачах диспетчеризации угольной шахты / В.В. Слесарев, А.В. Малиенко // Гірничя електромеханіка та автоматика: наук. техн. зб. – 2001.– Вип. 67. – С. 84-87.

- 49.Слесарев В.В. Управление транспортом на угольной шахте при использовании системы расчетного обоснования / В.В. Слесарев, А.В. Малиенко // Науковий вісник НГУ. – 2014. – № 1. – С. 62-66.
- 50.Хальд А. Математическая статистика с техническими приложениями. – М.: ИЛ, 1956. – 664 с.
51. Марюта А.Н. Экспериментальное определение статических характеристик объектов управления обогатительных фабрик./ Марюта А.Н., Бунько В.А. // – М.: Недра, 1969. – 120 с.
- 52.Деняк В.А. О построении общешахтных интегрированных систем диспетчерского управления производством / [Деняк В.А. и др.]// Уголь Украины. 1992. – № 6. – С. 7-9.
- 53.Краскевич В.Е. Численные методы в инженерных исследованиях. / В.Е. Краскевич, К.Х. Зеленский, В.И. Гречко – Вища школа, 1986. – 263 с.
54. Нурминский Е.А. Численные методы решения детерминированных и стохастических минимаксных задач. – Киев: Наукова думка, 1979.- 374 с.
- 55.Свешников А. А. Прикладные методы теории случайных функций, издание 2-е, переработанное и дополненное. Главная редакция физ-матем. литературы, М.:1968. – С. 457.
- 56.Лакин Г.Ф. Биометрия: Учеб. Пособие для биол. спец вузов – 4-е изд., перераб и доп.-М.: Высш.шк., 1990. – 352с.: ил.
- 57.Дружинин Н.К. Выборочное наблюдение и эксперимент.- М.: Статистика, 1977. – 176 с
- 58.Поллард Дж. Справочник по вычислительным методам статистики: Пер. с англ. В. С. Занадворова; Под ред. И с предисл. Е. М. Четыркина.– М.: Финансы и статистика, 1982.– 344 с.
- 59.Колесник В.Е. Вероятностная оценка выхода интенсивности пылевого выброса из вентиляционного ствола угольной шахты за установленные уровни / В.Е. Колесник, М.В. Левченко // (Матеріали міжнародної

- конференції “Форум гірників-2010”, 21 -23 жовтня).– Д: НГУ.– 2010.– С. 247-252.
60. Колесник В.Є. Оценка выхода режимов работы горной техники за пределы нормального функционирования / Колесник В.Є., Муса Махмуд Муса Гаяда // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 7. – С. 58-59.
61. Slesarev V. Probability estimates for the operation modes of mining machinery and equipment overshooting the limits of their normal functioning. / Slesarev V., Malienko A. // Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining – (eds) 2015 Taylor & Francis Group, London,, P.393-395.
62. Малиенко А. В. Алгоритм использования задачи о выбросах применительно к случайному процессу добычи угля / Матеріали VI-ї Всеукраїнської науково-практичної конференції за міжнародною участю «Інформатика та системні науки». (Полтава, 19-21 березня) -П: ПУЕТ, 2015. С. 228-230.
63. Разумный Ю.Т. Определение экономической целесообразности регулирования режимов электропотребления на технологическом процессе добычи и транспортирования угля на шахтах / Ю.Т. Разумный, В.Н. Герасимович // Горная электромеханика и автоматика. – 1987. – Выпуск 50. – С.35 - 44.
64. Разумный Ю.Т. Оценка дополнительных технологических устройств для регулирования режимов электропотребления на угольных шахтах / Ю.Т. Разумный В.Н., Герасимович // Промышленная энергетика. – 1987.- № 6.- С. 29 – 32.
65. Слесарев В.В. Управление энергоемкими технологическими процессами угольных шахт по границе уровня эффективности системы. / 12-я международная конференция по автоматизации в горном деле ICAMC’35 Wydawnictwo HELION /Gliwice – Poland/ 1995. – p. 71-73.



66. Pivnyak G. Modeling of coal mines energy-consuming technological processes / G. Pivnyak, V. Slesarev // Archives of mining sciences. – 1995. – Vol. 40. – P. 529–544.
67. Слесарев В.В. Связь структурных свойств математической модели с задачами управления / В.В. Слесарев., Г. Муса // Збірник наукових праць НГУ, 200. – С. 117 – 121. Мутаф Б. Современное линейное программирование. – М.: Мир, 1984. – 224 с.
68. Стадник Н.И. Принципы построения структуры комплекса средств автоматизации конвейерного транспорта // Уголь Украины – 2001. – №1- С. 25 – 27.
69. Инструкция по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик ВСН 12.25.003-80. Утв. МУП б. СССР, приказ от 03.04.81 г. № 164, М.: – 1981.
70. Головкин П.И. Энергосистема и потребители электрической энергии. – М.: Энергоатомиздат. – 1984. – 360 с.
71. Белых Б.П. Алгоритм определения расчетных электрических нагрузок открытых горных работ / Б.П. Белых, Б.И. Заславец, К.В. Исмагилов, Ю.Н. Шеметов // Изв. Вузов: Горный журнал. – 1983. - № 2. – С.97-101.
72. Свешников А. А. Прикладные методы теории случайных функций, издание 2-е, переработанное и дополненное. – М.: Главная редакция физ-мат. литературы, 1968. – 457 с.
73. Попов В.М. Рудничные водоотливные установки М.: Недра, 1983. – 304 с.
74. Гордеев В.И. Выравнивание групповых графиков нагрузки сетей электроснабжения промышленных предприятий. – М.: МДНТП. – 1977. – С. 168-170.
75. Дзюбан В.С. Справочник энергетика угольной шахты./ В.С. Дзюбан, Я.С. Римап, А.К. Маслий – М.: Недра, 1983. – 542 с.
76. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. – М.: Недра, 1976. – 304 с.

77. Заика В.Т. Методическое и техническое обеспечение задач электросбережения для угольных шахт // XXI столетие – проблемы и перспективы освоения месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. трудов НГА Украины Горные машины и комплексы. Прогрессивные техника и технологии горного машиностроения. Электроснабжение, электропривод и электроприборы горных предприятий. Геоинформационные технологии. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1998. № 3, Т. 6. – С. 280 – 287.
78. Пивняк Г.Г., Заика В.Т. Система энергосбережения для угольных шахт // Тез. докл. III Международной научной конференции "Эффективность и качество электроснабжения промышленных предприятий", Украина, г. Мариуполь, 15 - 17 сентября 1994г. – Мариуполь, 1994. – С. 266 – 267.
79. Малиенко А.В. Разработка математической модели системы расчетного сопровождения добычи угля на угольных шахтах. / Матеріали II-ї міжнародної науково-практичної конференції "Сучасні наукові дослідження – 2006". (Дніпропетровськ, 20-28 листопада 2006р). Том 17. Технічні науки – Д.: Наука і освіта, 2006. С. -57-60.
80. Новицкий И.В., Малиенко А.В. Принципы построения математической модели системы оперативно диспетчерского управления угольных шахт / Материалы XII-ї международной научно-практической конференции "Проблемы использования информационных технологий в сфере образования, науки и промышленности" (Днепропетровск, 23-24 ноября 2016г.) – Д.: НГУ. – 2016. - С. 51-54.
81. Малиенко А.В. Моделирование оценки надежности системы технического обслуживания оборудования угольных шахт. // Гірнична електромеханіка та автоматика: наук. техн. зб. – 2011. – Вип. 86. – С. 96-99.
82. Малиенко А. В. Проверка адекватности модели диспетчерского управления выполнением плановых показателей добычи угля шахты на основе метода кумулятивных сумм / Матеріали I-ї Всеукраїнської науково-технічної конференції Комп'ютерне моделювання та оптимізація

- складних систем (КМОСС-2015): (Дніпропетровськ, 3-5 листопада 2015) - в 2-х ч. – Д: ДВНЗ УДХТУ, 2015. – Ч. 1. – С. 232-234.
- 83.Разумный Ю.Т. Эффективность потребителей регуляторов электрической нагрузки на угольных шахтах / Ю.Т. Разумный, В.Н. Герасимович, И.С. Мочков // Уголь Украины. – 1988, – № 9. – С. 16 – 17.
- 84.Разумный Ю.Т. Основные задачи в области электропотребления промышленных предприятий // Гірнична електромеханіка та автоматика. - Київ.- Техніка. – 1983.- Вып. 43. – С. 3 – 8.
- 85.Слесарев В.В. Оптимальное распределение нагрузок на лавы при нестационарной добычи в условиях угольных шахт / В.В. Слесарев, М Гаяда// Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 3. – С. 72-73.
86. Слесарев В.В. Разработка метода расчета оперативных графиков работы горнотранспортной сети / В.В. Слесарев, А.В. Малиенко // Системные технологии. Региональный межвузовский сборник научных работ. Выпуск 5 (88). - 2013. - С.110 -116.
- 87.Алябьев Н.М. Экономия электроэнергии на угольной шахте. / Н.М. Алябьев, В.К. Ефремов– М.: Недра, 1970. – 175 с.
- 88.Васючков Ю.Ф. Горное дело: Учеб. для техникумов — М.: Недра, 1990 — 512 с. ил
- 89.Малиенко А.В. Алгоритм вычислительного эксперимента определения эффективности системы принятия решений диспетчером угольной шахты / Материалы международной научно-практической конференция «Вычислительные методы, модели и образовательные технологии», (Брест, 21 октября 2016г.).- Брест: БрГУ, 2016.- С 34-35.
- 90.Новицкий И.В., Малиенко А.В. Имитационная модель системы принятия решений диспетчером угольной шахты / Материалы международной научно-практической интернет конференции молодых ученых и студентов «Актуальные проблемы автоматизации и управления» (Луцк, 26 ноября 2016г). С.89-92.

91. Новицький І.В. Алгоритм роботи імітаційної моделі системи прийняття рішень диспетчером вугільної шахти / Новицький І.В., Малиєнко А.В. // Гірнична електромеханіка та автоматика: наук. техн. зб. – 2016.– Вип. 97. – С. 28-35.
92. Слесарев В. В., Малиєнко А.В. Алгоритм управління виробничим комплексом на основі технології розрахункового обґрунтування диспетчеризації вугільних шахт / Матеріали ХІ-ї міжнародної науково-практичної конференції "Проблеми використання інформаційних технологій в сфері освіти, науки і промисловості" (Дніпропетровськ, 26-27 лютого 2014г.) – Д.: НГУ. – 2014.
93. Одиночкіна С.В. Розробка баз даних в Microsoft Access 2010 - СПб: НІУ ІТМО, 2012. – 83 с.
94. Сучасні методи ідентифікації систем: /Під ред. П. Ейкхоффа.–М.: Мир, 1983.- 400 с
95. Поллард Дж. Справочник по чисельним методам статистики: Пер. с англ. В. С. Занадворова; Під ред. І с предисл. Е. М. Четыркина.– М.: Финансы и статистика, 1982.– 344 с.

Перевірка даних вантажопотоку згідно технологічних схем.  
Технологічна схема №1.

№	x	y	$(y-y')^2$	$y-y'$	Правило 3-х сігм	Середньо- квадратичне відхилення	Мате- матичне очікування	Коефіцієнт варіації
1	11,78	4,36	0,28	-4,61	0,00	1,65	4,90	0,34
2	15,69	4,19	0,50	-4,40	0,00			
3	16,81	4,33	0,32	-4,58	0,00			
4	21,00	4,19	0,50	-4,40	0,00			
5	21,31	4,55	0,12	-4,77	0,00			
6	25,79	4,56	0,12	-4,78	0,00			
7	26,61	4,40	0,25	-4,65	0,00			
8	30,25	4,37	0,28	-4,61	0,00			
9	31,62	4,00	0,80	-4,09	0,00			
10	36,54	6,34	2,08	-2,81	0,00			
11	36,66	4,02	0,77	-4,12	0,00			
12	42,14	6,37	2,18	-2,72	0,00			
13	42,22	6,43	2,34	-2,56	0,00			
14	46,58	5,81	0,84	-4,06	0,00			
15	48,66	7,49	6,72	1,82	0,00			
16	51,90	5,77	0,76	-4,13	0,00			
17	57,16	5,01	0,01	-4,88	0,00			
18	57,23	5,04	0,02	-4,88	0,00			
19	62,18	4,80	0,01	-4,89	0,00			
20	62,47	4,91	0,00	-4,90	0,00			
21	66,94	4,81	0,01	-4,89	0,00			
22	68,11	5,53	0,40	-4,49	0,00			
23	73,15	5,54	0,41	-4,48	0,00			
24	73,57	3,51	1,93	-2,97	0,00			
25	77,76	3,48	2,02	-2,87	0,00			
26	78,25	2,50	5,75	0,85	0,00			
27	82,17	2,47	5,91	1,01	0,00			
28	82,99	2,20	7,26	2,36	0,00			
29	88,89	2,57	5,43	0,54	0,00			
30	89,43	2,52	5,67	0,77	0,00			
31	91,97	3,76	1,29	-3,61	0,00			
32	92,94	4,36	0,29	-4,61	0,00			
33	98,25	4,36	0,29	-4,61	0,00			
34	98,95	2,34	6,56	1,66	0,00			
35	102,31	2,32	6,65	1,75	0,00			
36	102,69	3,76	1,30	-3,60	0,00			
37	107,45	3,81	1,19	-3,71	0,00			
38	108,24	7,15	5,09	0,20	0,00			
39	111,88	7,16	5,13	0,23	0,00			
40	112,95	6,64	3,02	-1,88	0,00			

41	117,68	5,97	1,16	-3,74	0,00
42	118,54	6,36	2,14	-2,75	0,00
43	122,43	5,96	1,12	-3,78	0,00
44	122,89	4,49	0,17	-4,73	0,00
45	127,37	4,49	0,17	-4,73	0,00
46	128,72	7,91	9,06	4,16	0,00
47	132,64	7,88	8,91	4,02	0,00
48	132,79	5,99	1,19	-3,70	0,00
49	137,54	5,94	1,09	-3,81	0,00
50	137,80	5,95	1,10	-3,80	0,00
51	142,00	5,61	0,51	-4,39	0,00
52	142,62	6,53	2,66	-2,24	0,00
53	144,71	4,40	0,25	-4,65	0,00
54	145,14	6,56	2,77	-2,13	0,00
55	149,75	4,39	0,26	-4,64	0,00
56	150,33	4,79	0,01	-4,89	0,00
57	156,21	4,83	0,01	-4,89	0,00
58	156,54	5,55	0,42	-4,48	0,00
59	160,62	5,88	0,97	-3,93	0,00
60	160,75	5,60	0,49	-4,41	0,00
61	165,11	4,01	0,79	-4,11	0,00
62	166,49	7,76	8,20	3,30	0,00
63	170,09	3,22	2,80	-2,10	0,00
64	170,71	4,01	0,79	-4,11	0,00
65	175,13	3,21	2,86	-2,04	0,00
66	175,81	4,95	0,00	-4,89	0,00
67	180,57	4,96	0,00	-4,89	0,00
68	180,74	4,84	0,00	-4,89	0,00
69	184,94	3,37	2,32	-2,58	0,00
70	185,15	3,35	2,39	-2,50	0,00
71	189,79	4,77	0,02	-4,88	0,00
72	190,19	2,41	6,20	1,30	0,00
73	195,17	5,59	0,48	-4,42	0,00
74	196,79	4,79	0,01	-4,89	0,00
75	197,12	7,76	8,19	3,29	0,00
76	197,57	7,90	9,03	4,14	0,00
77	200,68	4,42	0,23	-4,67	0,00
78	202,33	7,94	9,24	4,34	0,00
79	206,84	4,41	0,24	-4,66	0,00
80	207,45	5,18	0,08	-4,82	0,00
81	211,65	5,15	0,06	-4,83	0,00
82	212,02	2,41	6,20	1,30	0,00
83	216,49	2,41	6,20	1,30	0,00
84	217,36	2,81	4,38	-0,52	0,00
85	221,28	2,81	4,38	-0,52	0,00
86	221,75	5,53	0,40	-4,49	0,00
87	227,07	5,58	0,47	-4,43	0,00

88	227,39	6,18	1,64	-3,26	0,00
89	231,48	4,57	0,10	-4,79	0,00
90	231,87	6,15	1,56	-3,34	0,00
91	237,78	2,62	5,20	0,31	0,00
92	237,91	4,58	0,10	-4,79	0,00
93	241,41	2,60	5,28	0,38	0,00
94	242,27	2,80	4,41	-0,49	0,00
95	247,59	2,82	4,30	-0,60	0,00
96	247,90	3,39	2,29	-2,61	0,00
97	251,55	3,42	2,19	-2,71	0,00
98	252,14	3,97	0,86	-4,04	0,00
99	256,90	3,98	0,84	-4,06	0,00
100	258,01	3,80	1,21	-3,69	0,00
101	261,93	3,80	1,21	-3,69	0,00
102	262,11	6,36	2,14	-2,76	0,00
103	268,05	7,36	6,07	1,17	0,00
104	268,26	7,30	5,75	0,85	0,00
105	272,25	7,37	6,11	1,22	0,00
106	272,60	4,43	0,22	-4,68	0,00
107	277,09	4,54	0,13	-4,77	0,00
108	277,92	4,38	0,27	-4,63	0,00
109	282,08	7,89	8,96	4,07	0,00
110	282,69	4,51	0,15	-4,75	0,00
111	287,96	7,92	9,11	4,22	0,00
112	288,13	6,40	2,24	-2,65	0,00
113	290,96	6,78	3,53	-1,37	0,00
114	291,77	6,39	2,22	-2,68	0,00
115	297,12	6,77	3,50	-1,40	0,00
116	297,29	5,21	0,10	-4,80	0,00
117	301,76	5,17	0,08	-4,82	0,00
118	302,02	4,82	0,01	-4,89	0,00
119	307,61	4,79	0,01	-4,89	0,00
120	307,85	4,77	0,02	-4,88	0,00
121	311,77	4,23	0,44	-4,45	0,00
122	312,21	6,55	2,72	-2,18	0,00
123	317,25	6,59	2,86	-2,04	0,00
124	317,83	6,90	4,02	-0,88	0,00
125	321,83	4,03	0,75	-4,15	0,00
126	322,59	6,90	4,02	-0,88	0,00
127	327,45	4,39	0,26	-4,64	0,00
128	327,99	4,03	0,76	-4,14	0,00
129	333,00	4,38	0,27	-4,63	0,00
130	333,05	4,38	0,27	-4,63	0,00
131	338,03	3,26	2,67	-2,22	0,00
132	338,56	3,20	2,88	-2,02	0,00
133	348,36	3,21	2,85	-2,05	0,00
134	348,86	3,44	2,12	-2,77	0,00

135	352,50	6,40	2,26	-2,64	0,00
136	353,45	7,95	9,29	4,39	0,00
137	358,48	7,93	9,19	4,29	0,00
138	358,95	6,59	2,86	-2,03	0,00
139	363,65	5,79	0,79	-4,10	0,00
140	363,71	5,80	0,81	-4,09	0,00
141	368,41	5,76	0,75	-4,15	0,00
142	369,22	5,41	0,26	-4,64	0,00
143	372,58	5,38	0,23	-4,67	0,00
144	373,31	3,81	1,19	-3,71	0,00
145	378,47	5,57	0,45	-4,45	0,00
146	378,62	3,79	1,23	-3,67	0,00
147	382,03	5,57	0,45	-4,45	0,00
148	382,11	5,57	0,45	-4,45	0,00
149	387,34	4,40	0,25	-4,65	0,00
150	388,11	3,43	2,17	-2,73	0,00
151	392,03	3,40	2,24	-2,66	0,00
152	392,74	1,61	10,82	5,92	1,00
153	396,94	1,63	10,66	5,76	1,00
154	398,38	2,20	7,30	2,40	0,00
155	402,03	2,41	6,19	1,29	0,00
156	402,30	2,23	7,12	2,23	0,00
157	407,35	2,42	6,14	1,25	0,00
158	408,08	4,77	0,02	-4,88	0,00
159	413,12	4,82	0,01	-4,89	0,00
160	414,08	6,54	2,71	-2,19	0,00
161	416,96	7,75	8,14	3,24	0,00
162	418,28	6,57	2,79	-2,11	0,00
163	423,07	7,02	4,48	-0,41	0,00
164	423,40	7,78	8,33	3,43	0,00
165	427,16	6,83	3,72	-1,18	0,00
166	427,54	6,97	4,31	-0,59	0,00
167	433,60	5,57	0,45	-4,45	0,00
168	433,84	4,97	0,01	-4,89	0,00
169	437,75	4,97	0,00	-4,89	0,00
170	438,83	4,40	0,24	-4,65	0,00
171	443,87	4,42	0,23	-4,67	0,00
172	444,19	4,51	0,15	-4,75	0,00
173	447,27	4,99	0,01	-4,89	0,00
174	448,43	5,58	0,46	-4,43	0,00
175	453,46	5,42	0,27	-4,62	0,00
176	453,75	5,46	0,31	-4,59	0,00
177	457,61	4,84	0,00	-4,89	0,00
178	458,21	5,40	0,25	-4,65	0,00
179	463,21	4,80	0,01	-4,89	0,00
180	464,66	5,59	0,48	-4,42	0,00
181	468,30	5,59	0,48	-4,42	0,00



182	468,73	7,77	8,25	3,35	0,00
183	472,25	6,02	1,25	-3,64	0,00
184	472,65	7,77	8,25	3,35	0,00
185	476,44	5,98	1,16	-3,73	0,00
186	476,87	4,03	0,76	-4,14	0,00
187	481,62	4,03	0,76	-4,14	0,00
188	483,37	4,99	0,01	-4,89	0,00
189	486,86	2,82	4,32	-0,58	0,00
190	487,29	4,97	0,01	-4,89	0,00
191	492,17	2,80	4,42	-0,48	0,00
192	492,90	1,22	13,55	8,65	1,00
193	496,54	1,19	13,73	8,83	1,00
194	496,99	3,59	1,71	-3,19	0,00
195	502,59	3,62	1,63	-3,27	0,00
196	503,02	5,79	0,79	-4,11	0,00
197	506,93	5,79	0,79	-4,10	0,00
198	507,92	7,92	9,14	4,24	0,00
199	512,68	7,92	9,14	4,24	0,00
200	513,72	6,82	3,70	-1,20	0,00
201	517,36	6,76	3,48	-1,41	0,00
202	518,14	5,98	1,17	-3,73	0,00
203	522,89	1,84	9,36	4,46	0,00
204	523,18	5,99	1,19	-3,71	0,00
205	526,53	1,84	9,36	4,46	0,00
206	527,73	2,99	3,65	-1,25	0,00
207	532,21	3,04	3,46	-1,44	0,00
208	533,23	5,58	0,47	-4,43	0,00
209	537,43	5,64	0,55	-4,34	0,00
210	538,01	5,96	1,12	-3,78	0,00
211	543,65	6,29	1,94	-2,96	0,00
212	543,89	6,01	1,24	-3,65	0,00
213	547,85	2,53	5,59	0,69	0,00
214	548,71	2,82	4,30	-0,60	0,00
215	553,18	2,84	4,23	-0,67	0,00
216	554,33	3,22	2,81	-2,08	0,00
217	558,25	3,22	2,81	-2,09	0,00
218	558,43	1,87	9,14	4,25	0,00
219	563,02	3,37	2,33	-2,56	0,00
220	564,87	1,87	9,19	4,29	0,00

## Технологічна схема №2.

№	x	y	$(y-y')^2$	$y-y'$	Правило 3-х сігм	Середньо-квдратичне відхилення	Мате-матичне очікування	Коефіцієнт варіації
1	12,81	5,16	0,44	0,66	0,00	1,62	4,50	0,36
2	18,91	5,57	1,15	1,07	0,00			
3	19,41	5,17	0,46	0,68	0,00			

4	21,66	5,57	1,15	1,07	0,00
5	22,63	4,99	0,25	0,50	0,00
6	27,55	4,59	0,01	0,09	0,00
7	27,58	4,58	0,01	0,09	0,00
8	31,90	3,99	0,25	-0,50	0,00
9	31,94	3,99	0,25	-0,50	0,00
10	36,85	4,02	0,23	-0,48	0,00
11	37,83	7,16	7,08	2,66	0,00
12	42,23	7,16	7,08	2,66	0,00
13	42,82	7,48	8,88	2,98	0,00
14	48,87	7,46	8,81	2,97	0,00
15	49,19	5,79	1,67	1,29	0,00
16	53,04	5,98	2,19	1,48	0,00
17	53,07	5,98	2,20	1,48	0,00
18	56,37	5,99	2,24	1,50	0,00
19	57,41	5,59	1,21	1,10	0,00
20	62,31	5,19	0,48	0,69	0,00
21	62,36	5,19	0,48	0,69	0,00
22	66,16	5,20	0,49	0,70	0,00
23	66,76	5,19	0,48	0,69	0,00
24	73,62	3,47	1,05	-1,03	0,00
25	74,46	5,58	1,18	1,09	0,00
26	77,89	2,48	4,04	-2,01	0,00
27	78,02	2,48	4,06	-2,01	0,00
28	83,35	2,20	5,26	-2,29	0,00
29	83,38	2,20	5,28	-2,30	0,00
30	87,20	2,59	3,62	-1,90	0,00
31	87,25	2,59	3,64	-1,91	0,00
32	91,10	4,37	0,02	-0,13	0,00
33	91,34	4,35	0,02	-0,14	0,00
34	96,56	2,29	4,85	-2,20	0,00
35	97,39	4,37	0,02	-0,13	0,00
36	101,51	2,29	4,85	-2,20	0,00
37	102,13	2,81	2,86	-1,69	0,00
38	107,08	2,83	2,77	-1,66	0,00
39	108,25	3,37	1,27	-1,13	0,00
40	111,55	3,36	1,30	-1,14	0,00
41	112,16	3,79	0,50	-0,70	0,00
42	117,11	3,80	0,48	-0,69	0,00
43	118,43	5,39	0,80	0,90	0,00
44	122,28	5,37	0,76	0,87	0,00
45	122,71	4,50	0,00	0,00	0,00
46	127,66	4,51	0,00	0,01	0,00
47	128,12	7,89	11,50	3,39	0,00
48	132,52	7,89	11,50	3,39	0,00
49	132,82	6,02	2,32	1,52	0,00
50	137,15	5,57	1,16	1,08	0,00

51	137,76	5,99	2,24	1,50	0,00
52	143,59	5,62	1,27	1,13	0,00
53	143,75	5,57	1,16	1,08	0,00
54	150,19	4,38	0,01	-0,11	0,00
55	150,25	4,39	0,01	-0,11	0,00
56	155,85	5,56	1,13	1,06	0,00
57	160,25	5,56	1,13	1,06	0,00
58	160,84	1,81	7,22	-2,69	0,00
59	164,66	1,63	8,22	-2,87	0,00
60	164,68	1,64	8,16	-2,86	0,00
61	169,82	3,19	1,70	-1,30	0,00
62	171,26	1,64	8,14	-2,85	0,00
63	174,78	5,01	0,26	0,51	0,00
64	175,02	5,00	0,25	0,50	0,00
65	180,30	3,38	1,24	-1,11	0,00
66	181,07	3,50	0,98	-0,99	0,00
67	185,67	2,41	4,35	-2,09	0,00
68	186,35	3,38	1,24	-1,11	0,00
69	189,52	2,42	4,30	-2,07	0,00
70	190,39	4,80	0,10	0,31	0,00
71	194,79	4,80	0,10	0,31	0,00
72	197,82	6,79	5,26	2,29	0,00
73	202,44	4,39	0,01	-0,10	0,00
74	203,32	6,79	5,26	2,29	0,00
75	206,28	4,37	0,02	-0,13	0,00
76	207,50	5,19	0,48	0,69	0,00
77	212,06	2,40	4,40	-2,10	0,00
78	216,47	2,42	4,29	-2,07	0,00
79	217,62	2,80	2,89	-1,70	0,00
80	223,50	5,59	1,19	1,09	0,00
81	224,22	2,81	2,85	-1,69	0,00
82	227,90	5,59	1,19	1,09	0,00
83	228,31	4,59	0,01	0,09	0,00
84	232,71	4,57	0,01	0,08	0,00
85	233,62	3,18	1,73	-1,32	0,00
86	236,84	2,60	3,58	-1,89	0,00
87	237,47	3,19	1,70	-1,30	0,00
88	241,79	2,63	3,48	-1,87	0,00
89	242,44	3,37	1,26	-1,12	0,00
90	247,39	3,38	1,23	-1,11	0,00
91	248,63	4,38	0,01	-0,11	0,00
92	252,98	4,37	0,02	-0,13	0,00
93	253,03	4,36	0,02	-0,14	0,00
94	257,35	3,82	0,46	-0,68	0,00
95	257,93	3,99	0,26	-0,51	0,00
96	261,76	3,83	0,44	-0,66	0,00
97	262,79	7,38	8,31	2,88	0,00

98	272,83	4,40	0,01	-0,10	0,00
99	273,79	7,37	8,24	2,87	0,00
100	277,23	4,49	0,00	0,00	0,00
101	277,25	4,50	0,00	0,00	0,00
102	281,96	2,82	2,80	-1,67	0,00
103	282,20	3,03	2,14	-1,46	0,00
104	286,85	6,38	3,55	1,88	0,00
105	287,46	2,81	2,84	-1,69	0,00
106	292,90	6,36	3,46	1,86	0,00
107	293,34	5,59	1,19	1,09	0,00
108	297,74	5,59	1,19	1,09	0,00
109	298,74	4,81	0,10	0,31	0,00
110	303,13	4,78	0,08	0,29	0,00
111	303,63	4,38	0,01	-0,11	0,00
112	306,93	4,38	0,01	-0,11	0,00
113	307,97	3,99	0,26	-0,51	0,00
114	312,92	4,40	0,01	-0,10	0,00
115	312,98	4,40	0,01	-0,10	0,00
116	316,78	4,37	0,02	-0,13	0,00
117	317,38	4,38	0,01	-0,11	0,00
118	327,77	4,01	0,23	-0,48	0,00
119	328,38	4,01	0,23	-0,48	0,00
120	332,12	4,42	0,01	-0,08	0,00
121	332,23	3,59	0,82	-0,90	0,00
122	337,56	3,61	0,79	-0,89	0,00
123	337,62	3,60	0,80	-0,89	0,00
124	347,46	3,17	1,76	-1,33	0,00
125	348,51	2,80	2,88	-1,70	0,00
126	353,92	6,19	2,87	1,69	0,00
127	355,11	2,80	2,88	-1,70	0,00
128	357,22	7,38	8,30	2,88	0,00
129	358,46	7,20	7,32	2,71	0,00
130	367,56	5,38	0,79	0,89	0,00
131	368,35	5,74	1,54	1,24	0,00
132	372,29	3,80	0,49	-0,70	0,00
133	373,61	5,37	0,77	0,88	0,00
134	377,24	5,74	1,56	1,25	0,00
135	377,49	3,72	0,61	-0,78	0,00
136	382,27	4,41	0,01	-0,08	0,00
137	383,53	5,58	1,17	1,08	0,00
138	388,18	3,39	1,23	-1,11	0,00
139	388,32	3,36	1,30	-1,14	0,00
140	392,03	1,74	7,57	-2,75	0,00
141	392,34	1,61	8,34	-2,89	0,00
142	397,29	2,19	5,32	-2,31	0,00
143	397,37	2,20	5,28	-2,30	0,00
144	401,77	2,42	4,33	-2,08	0,00

145	401,80	2,42	4,33	-2,08	0,00
146	408,40	2,44	4,22	-2,06	0,00
147	409,28	4,82	0,11	0,33	0,00
148	413,37	6,58	4,32	2,08	0,00
149	413,68	4,81	0,10	0,31	0,00
150	418,49	7,79	10,86	3,30	0,00
151	418,87	7,81	11,01	3,32	0,00
152	422,33	7,78	10,78	3,28	0,00
153	423,88	6,99	6,20	2,49	0,00
154	427,72	6,97	6,13	2,48	0,00
155	428,63	5,59	1,20	1,09	0,00
156	432,40	4,99	0,24	0,49	0,00
157	433,03	5,59	1,20	1,09	0,00
158	436,80	5,00	0,26	0,51	0,00
159	438,37	4,39	0,01	-0,11	0,00
160	443,86	4,37	0,01	-0,12	0,00
161	444,50	4,54	0,00	0,04	0,00
162	446,78	5,55	1,12	1,06	0,00
163	447,25	4,99	0,24	0,49	0,00
164	452,28	5,58	1,17	1,08	0,00
165	453,35	5,40	0,81	0,90	0,00
166	457,12	4,80	0,09	0,30	0,00
167	457,75	5,36	0,75	0,86	0,00
168	463,17	5,59	1,20	1,09	0,00
169	463,28	4,79	0,09	0,29	0,00
170	468,09	5,57	1,15	1,07	0,00
171	468,23	5,57	1,14	1,07	0,00
172	472,49	4,57	0,01	0,07	0,00
173	473,23	5,99	2,23	1,49	0,00
174	478,18	4,08	0,17	-0,41	0,00
175	478,46	4,00	0,24	-0,49	0,00
176	482,45	5,00	0,26	0,51	0,00
177	482,86	4,03	0,22	-0,47	0,00
178	487,65	5,00	0,26	0,51	0,00
179	487,95	5,02	0,27	0,52	0,00
180	492,37	1,19	10,94	-3,31	0,00
181	493,14	2,79	2,92	-1,71	0,00
182	498,21	3,62	0,77	-0,88	0,00
183	498,42	1,19	10,94	-3,31	0,00
184	503,45	5,75	1,56	1,25	0,00
185	504,26	3,62	0,77	-0,88	0,00
186	508,69	5,92	2,02	1,42	0,00
187	508,95	5,78	1,66	1,29	0,00
188	512,39	6,78	5,23	2,29	0,00
189	514,19	7,90	11,56	3,40	0,00
190	516,79	6,77	5,17	2,27	0,00
191	517,79	6,03	2,34	1,53	0,00

192	523,80	1,80	7,25	-2,69	0,00
193	524,38	6,00	2,27	1,51	0,00
194	527,10	1,79	7,32	-2,71	0,00
195	528,37	3,01	2,22	-1,49	0,00
196	533,32	5,60	1,22	1,10	0,00
197	533,67	3,06	2,06	-1,43	0,00
198	537,52	5,57	1,15	1,07	0,00
199	538,13	5,99	2,23	1,49	0,00
200	541,92	1,60	8,39	-2,90	0,00

## Технологічна схема №3.

№	x	y	$(y-y')^2$	$y-y'$	Правило 3-х сігм	Середньо-квдратичне відхилення	Математичне очікування	Коефіцієнт варіації
1	11,82	4,38	0,34	-0,58	0,00	1,60	4,96	0,32
2	16,44	4,38	0,34	-0,58	0,00			
3	16,95	4,22	0,54	-0,74	0,00			
4	22,60	6,60	2,68	1,64	0,00			
5	26,71	6,58	2,64	1,63	0,00			
6	27,23	5,40	0,19	0,44	0,00			
7	31,34	4,01	0,91	-0,95	0,00			
8	36,47	6,39	2,06	1,43	0,00			
9	41,61	7,50	6,44	2,54	0,00			
10	42,12	6,40	2,09	1,45	0,00			
11	46,23	7,50	6,44	2,54	0,00			
12	46,75	5,81	0,72	0,85	0,00			
13	51,37	5,83	0,76	0,87	0,00			
14	57,02	5,97	1,03	1,01	0,00			
15	61,64	5,01	0,00	0,05	0,00			
16	66,27	4,83	0,02	-0,13	0,00			
17	66,78	5,59	0,40	0,63	0,00			
18	70,89	5,58	0,38	0,62	0,00			
19	71,40	3,50	2,12	-1,46	0,00			
20	76,03	3,50	2,12	-1,46	0,00			
21	76,54	2,49	6,07	-2,46	0,00			
22	81,16	2,18	7,71	-2,78	0,00			
23	86,30	2,18	7,71	-2,78	0,00			
24	87,33	2,60	5,55	-2,36	0,00			
25	90,92	4,40	0,31	-0,56	0,00			
26	91,44	2,60	5,55	-2,36	0,00			
27	95,03	4,40	0,31	-0,56	0,00			
28	96,06	2,31	6,99	-2,64	0,00			
29	100,68	3,77	1,42	-1,19	0,00			
30	101,20	2,31	6,99	-2,64	0,00			
31	105,82	3,77	1,42	-1,19	0,00			
32	110,96	6,79	3,35	1,83	0,00			
33	111,47	6,40	2,09	1,45	0,00			

34	116,10	6,40	2,09	1,45	0,00
35	121,75	4,47	0,24	-0,49	0,00
36	122,26	5,99	1,05	1,03	0,00
37	127,40	4,47	0,24	-0,49	0,00
38	127,91	7,90	8,67	2,94	0,00
39	132,53	6,01	1,10	1,05	0,00
40	137,16	5,61	0,43	0,65	0,00
41	137,67	5,99	1,05	1,03	0,00
42	141,78	5,60	0,41	0,64	0,00
43	142,81	6,60	2,68	1,64	0,00
44	144,35	6,19	1,51	1,23	0,00
45	144,86	6,58	2,64	1,63	0,00
46	150,51	4,40	0,31	-0,56	0,00
47	154,62	5,57	0,37	0,61	0,00
48	155,14	4,85	0,01	-0,11	0,00
49	158,73	7,81	8,12	2,85	0,00
50	159,76	5,60	0,41	0,64	0,00
51	163,87	3,97	0,98	-0,99	0,00
52	164,90	7,80	8,05	2,84	0,00
53	169,01	3,96	1,00	-1,00	0,00
54	170,03	3,21	3,04	-1,74	0,00
55	174,14	3,23	3,00	-1,73	0,00
56	174,66	5,03	0,00	0,07	0,00
57	179,79	3,39	2,45	-1,56	0,00
58	180,31	5,01	0,00	0,05	0,00
59	184,42	3,39	2,45	-1,56	0,00
60	189,55	4,82	0,02	-0,14	0,00
61	190,07	2,41	6,49	-2,55	0,00
62	194,18	5,60	0,41	0,64	0,00
63	195,21	4,81	0,02	-0,15	0,00
64	197,26	7,87	8,49	2,91	0,00
65	197,77	7,90	8,67	2,94	0,00
66	202,40	4,41	0,30	-0,55	0,00
67	207,02	4,40	0,31	-0,56	0,00
68	207,53	5,19	0,05	0,23	0,00
69	211,64	1,20	14,13	-3,76	0,00
70	216,78	2,82	4,58	-2,14	0,00
71	218,32	1,20	14,13	-3,76	0,00
72	221,40	5,60	0,41	0,64	0,00
73	221,92	2,84	4,48	-2,12	0,00
74	227,05	5,61	0,43	0,65	0,00
75	231,68	4,61	0,12	-0,35	0,00
76	232,19	6,19	1,51	1,23	0,00
77	236,30	2,59	5,61	-2,37	0,00
78	236,82	4,58	0,14	-0,38	0,00
79	241,44	2,72	4,99	-2,23	0,00
80	241,95	2,79	4,68	-2,16	0,00

81	246,06	3,39	2,45	-1,56	0,00
82	247,09	3,20	3,10	-1,76	0,00
83	250,68	4,01	0,91	-0,95	0,00
84	251,20	3,39	2,45	-1,56	0,00
85	255,31	3,98	0,95	-0,98	0,00
86	256,34	3,79	1,37	-1,17	0,00
87	261,99	6,40	2,09	1,45	0,00
88	266,10	6,42	2,13	1,46	0,00
89	266,61	7,38	5,84	2,42	0,00
90	270,72	4,41	0,30	-0,55	0,00
91	272,26	7,36	5,79	2,41	0,00
92	277,40	4,40	0,31	-0,56	0,00
93	277,91	4,49	0,22	-0,47	0,00
94	280,48	5,91	0,91	0,95	0,00
95	281,51	6,39	2,06	1,43	0,00
96	290,75	6,42	2,13	1,46	0,00
97	296,40	5,21	0,06	0,25	0,00
98	300,51	5,22	0,07	0,26	0,00
99	301,54	4,82	0,02	-0,14	0,00
100	305,14	4,09	0,76	-0,87	0,00
101	306,16	4,21	0,56	-0,75	0,00
102	311,30	6,61	2,72	1,65	0,00
103	311,82	4,22	0,54	-0,74	0,00
104	315,92	6,88	3,71	1,93	0,00
105	316,44	6,60	2,68	1,64	0,00
106	320,03	4,01	0,91	-0,95	0,00
107	321,06	6,88	3,71	1,93	0,00
108	325,17	4,01	0,91	-0,95	0,00
109	326,71	4,38	0,34	-0,58	0,00
110	330,82	4,39	0,32	-0,57	0,00
111	335,96	3,59	1,88	-1,37	0,00
112	346,75	6,40	2,09	1,45	0,00
113	351,88	7,92	8,74	2,96	0,00
114	352,40	6,42	2,13	1,46	0,00
115	356,51	6,62	2,76	1,66	0,00
116	357,53	7,92	8,74	2,96	0,00
117	361,64	6,58	2,64	1,63	0,00
118	362,67	5,79	0,70	0,83	0,00
119	367,29	5,40	0,19	0,44	0,00
120	368,32	5,78	0,68	0,82	0,00
121	371,92	3,79	1,37	-1,17	0,00
122	372,43	5,37	0,17	0,41	0,00
123	376,54	3,78	1,39	-1,18	0,00
124	377,05	5,59	0,40	0,63	0,00
125	381,68	5,59	0,40	0,63	0,00
126	382,19	4,40	0,31	-0,56	0,00
127	386,82	4,40	0,31	-0,56	0,00



128	387,33	3,39	2,45	-1,56	0,00
129	391,95	3,39	2,45	-1,56	0,00
130	392,47	1,58	11,40	-3,38	0,00
131	397,09	1,58	11,40	-3,38	0,00
132	402,23	2,22	7,48	-2,74	0,00
133	402,74	2,21	7,57	-2,75	0,00
134	411,99	6,61	2,72	1,65	0,00
135	416,61	6,61	2,72	1,65	0,00
136	417,12	7,81	8,12	2,85	0,00
137	422,26	7,04	4,33	2,08	0,00
138	422,77	7,80	8,05	2,84	0,00
139	426,88	7,03	4,28	2,07	0,00
140	427,40	5,61	0,43	0,65	0,00
141	431,51	5,60	0,41	0,64	0,00
142	432,02	5,04	0,01	0,08	0,00
143	436,13	4,41	0,30	-0,55	0,00
144	441,27	4,40	0,31	-0,56	0,00
145	441,78	5,01	0,00	0,05	0,00
146	446,40	5,03	0,00	0,07	0,00
147	446,92	5,59	0,40	0,63	0,00
148	451,03	5,59	0,40	0,63	0,00
149	452,05	5,41	0,20	0,45	0,00
150	456,16	5,37	0,17	0,41	0,00
151	456,68	4,82	0,02	-0,14	0,00
152	462,33	4,85	0,01	-0,11	0,00
153	465,92	5,63	0,44	0,67	0,00
154	471,06	7,80	8,05	2,84	0,00
155	471,58	6,01	1,10	1,05	0,00
156	475,68	6,01	1,10	1,05	0,00
157	476,71	4,01	0,91	-0,95	0,00
158	481,34	4,03	0,86	-0,93	0,00
159	481,85	5,01	0,00	0,05	0,00
160	485,96	5,01	0,00	0,05	0,00
161	486,47	2,83	4,53	-2,13	0,00
162	491,61	5,21	0,06	0,25	0,00
163	493,15	2,83	4,53	-2,13	0,00
164	495,21	3,90	1,13	-1,06	0,00
165	495,72	3,61	1,82	-1,35	0,00
166	500,34	3,61	1,82	-1,35	0,00
167	501,37	5,81	0,72	0,85	0,00
168	505,99	5,81	0,72	0,85	0,00
169	506,51	7,92	8,74	2,96	0,00
170	512,16	6,80	3,39	1,84	0,00
171	516,78	6,01	1,10	1,05	0,00
172	521,40	5,99	1,05	1,03	0,00
173	521,92	5,39	0,18	0,43	0,00
174	526,03	3,01	3,80	-1,95	0,00

175	526,54	5,39	0,18	0,43	0,00
176	530,65	5,58	0,38	0,62	0,00
177	531,16	3,00	3,84	-1,96	0,00
178	535,27	6,00	1,08	1,04	0,00
179	535,79	5,59	0,40	0,63	0,00
180	540,92	2,48	6,13	-2,48	0,00
181	541,95	5,97	1,03	1,01	0,00
182	546,58	2,58	5,67	-2,38	0,00
183	547,09	2,79	4,68	-2,16	0,00
184	550,68	2,79	4,68	-2,16	0,00
185	551,71	3,19	3,13	-1,77	0,00
186	555,82	3,19	3,13	-1,77	0,00
187	556,34	1,80	9,99	-3,16	0,00
188	560,45	3,37	2,52	-1,59	0,00
189	566,61	3,78	1,39	-1,18	0,00
190	567,12	3,41	2,41	-1,55	0,00
191	571,75	7,80	8,05	2,84	0,00
192	572,26	3,77	1,42	-1,19	0,00
193	577,40	7,02	4,23	2,06	0,00
194	577,91	7,78	7,98	2,83	0,00
195	581,51	7,02	4,23	2,06	0,00
196	583,56	5,79	0,70	0,83	0,00
197	587,16	5,79	0,70	0,83	0,00
198	591,27	4,49	0,22	-0,47	0,00
199	591,78	6,99	4,13	2,03	0,00
200	596,92	5,61	0,43	0,65	0,00

### Аналіз автокореляційних функцій технологічних схем шахт.

Для технологічної схеми №2 (розділ.1) використовуючи метод описаний в розділі 2 отримані результати, та побудована автокореляційна функція яка показана на рис.В.1.

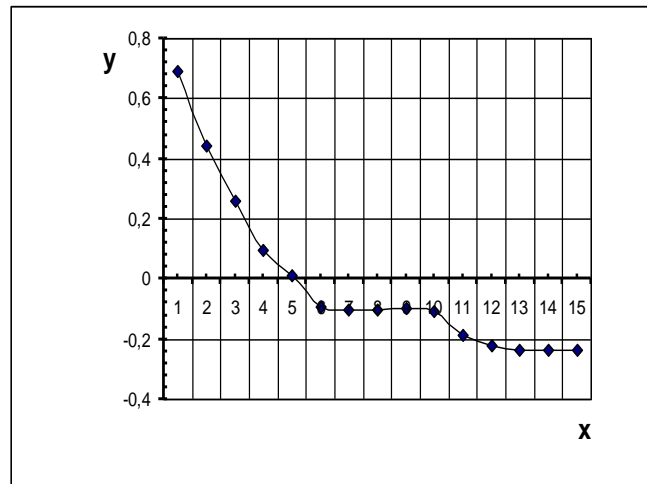


Рис Б.1. Автокореляційна функція технологічна схема №2 отримана за допомогою програми Approximation.

Підставляючи в формулу розрахункових значень спостережень  $y$ , отримаємо два різних наближення для  $b_2$ :

$$-0,629 \leq b_2 \leq -0,268.$$

Проводимо розрахунок з використанням значення  $b_2$  між числовими параметрами  $-0,629$  та  $-0,268$ . Розрахункові данні представлено в таблиці Б.1, та за допомогою в програми Approximation побудовано графік (рис. Б.2).

Таблиця Б.1.

Діапазон  $b_2$  та сума квадратів помилок

Діапазон $b_2$	Сума квадратів помилок
-0,62856	0,0463
-0,6	0,08
-0,57144	0,07
-0,54288	0,059
-0,51432	0,0507
-0,48576	0,042
-0,4572	0,034
-0,42864	0,027
-0,40008	0,0215
-0,37152	0,0174
<b>-0,343</b>	<b>0,01534</b>
-0,3144	0,01535
-0,28584	0,01789
-0,25728	0,02356

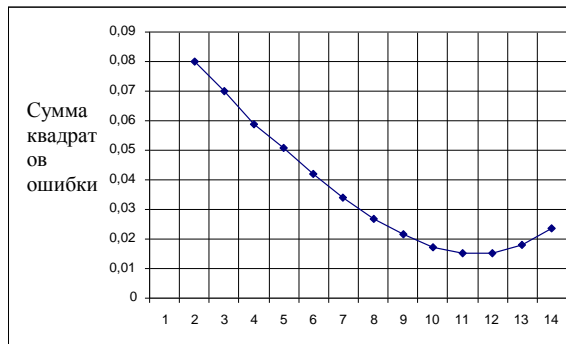


Рис Б.2. Сума квадратів помилок

З таблиці і графіка видно, що найменша помилка становить 0,01534. Тоді, в якості початкового значення  $b_2$  беремо -0,3430. та вводимо це значення в програму Approximation, отримуємо відповідну модель, програма обчислює коефіцієнти експоненційної регресійної моделі МНК ( $b_0, b_1$ ) та показує дані вимірювань і експонентну регресію на графіку (рис.В.2).

В програмі Approximation побудовано криву лінію та розраховано модель коефіцієнтів експоненційної регресійної моделі для технологічної схеми №2:  $Y(x)=b_0+b_1\exp(b_2x)$ , система рівнянь матиме рішення:  $b_0= -0.2167$ ,  $b_1=1.291$ ,  $b_2=-0.3430$ , сума квадратів помилок = 0.01534, середньоквадратична помилка = 0.03310.

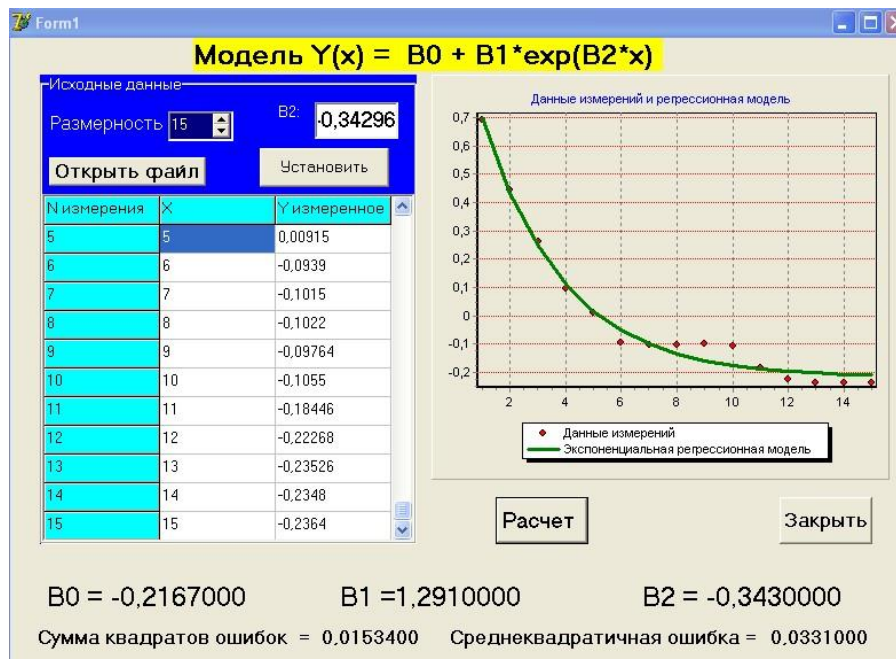


Рис.Б.3. Результаты расчетов в программе Approximation за технологической схемой №2

У програмі Approximation отримуємо рівняння для технологічної схеми №2:

$$Y(x) = -0.2167 + 1.291e^{-0.3430x}$$

Для технологічної схеми №3 отримуємо результат, показаний на рис.В.4.

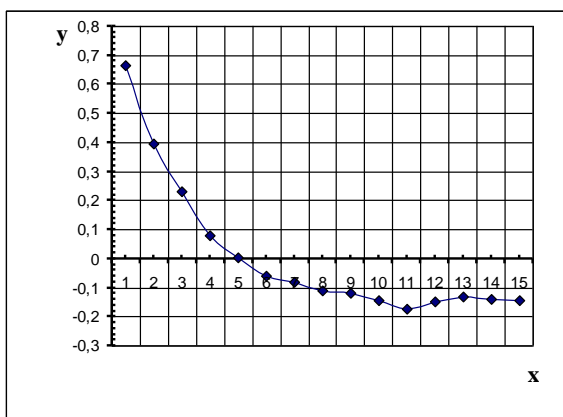


Рис. Б.4. Автокореляційна функція для технологічної схеми №3.

Підставляючи в формулі розрахункових значень спостережені  $y$ , отримаємо два різних наближення для  $b_2$ :

$$-0,666 \leq b_2 \leq -0,321.$$

Вводимо значення  $b_2$  між значеннями  $-0,666$  та  $-0,321$  в програмі Approximation, та будуємо таблицю Б.2. та графік рис. Б.5.

Таблиця Б.2.

Діапазон  $b_2$  та сума квадратів помилок

Діапазон $b_2$	Сума квадратів помилок
-0,666	0,0437
-0,639	0,0386
-0,612	0,0324
-0,585	0,02546
-0,558	0,0209
-0,531	0,01583
-0,504	0,0113
-0,477	0,00765
-0,45	0,00482
-0,423	0,00307
<b>-0,396</b>	<b>0,002488</b>
-0,369	0,00362
-0,342	0,0064
-0,315	0,01117

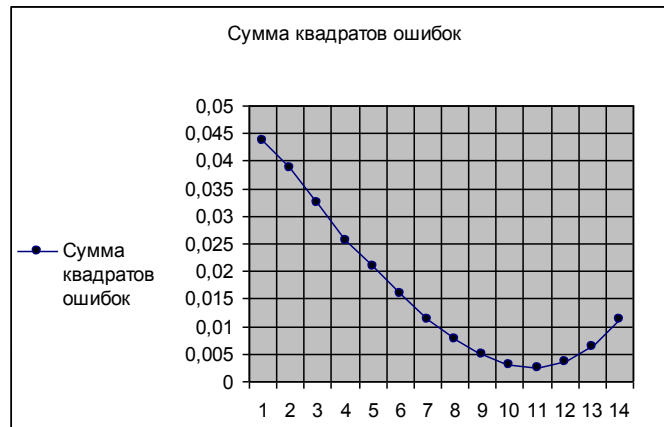


Рис. Б.5. Сума квадратів помилок

З таблиці і графіка видно, що найменша помилка становить 0,00248. Тоді, в якості початкового значення  $b_2$  беремо -0,396, та виконуємо розрахунки за допомогою програми Approximation, отримуємо відповідну модель коефіцієнтів експоненційної регресійної моделі методом МНК ( $b_0, b_1$ ) за допомогою якої побудовано експонентну регресію (рис.В.6).

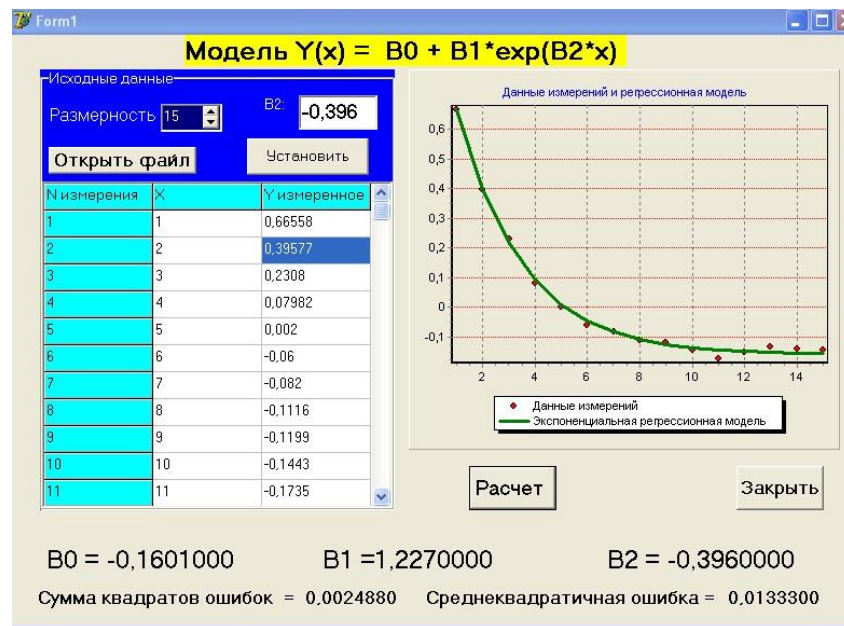


Рис.Б.6. Результати розрахунків в програмі Approximation за технологічною схемою №3

В програмі Approximation побудовано крива ліній і модель коефіцієнтів експоненційної регресійної моделі для технологічної схеми №3:

$$Y(x) = b_0 + b_1 \exp(b_2 x),$$

система рівнянь матиме рішення:

$b_0 = -0.1601$  і  $b_1 = 1.227$ ,  $b_2 = -0.396$ , сума квадратів помилок = 0.00248, середньоквадратична помилка = 0.013330.

Таким чином за допомогою програми Approximation отримано рівняння для технологічної схеми №3:

$$Y(x) = -0.1601 + 1.227e^{-0.396x}$$

## НОТАТКИ

Наукове видання

**Малієнко Андрій Вікторович**

**АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСІВ ДИСПЕТЧЕРИЗАЦІЇ ВУГІЛЬНИХ  
ШАХТ НА ОСНОВІ СИСТЕМИ ПРИЙНЯТТЯ РІШЕНЬ**

**Монографія**

Видано в редакції автора

Підписано до друку 27. 06. 2019. Формат 30x42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. У м. друк. арк. 10,7.  
Обл.-вид. акр. 10,7. Тираж 100 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
у Національному технічному університеті  
«Дніпровська політехніка».

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842 від 11.06.2004.  
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19.