

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

**Д.С. Малашкевич, Є.С. Козій,  
А.А. Макурін, Є.В. Кошеленко**



**КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ  
ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ  
ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ**

Монографія

**Дніпро  
Журфонд  
2021**

УДК 622.273.21:553.94.550.42:662.99:657.1

К63

Затверджено до друку Вченою радою  
Національного технічного університету «Дніпровська політехніка»  
(протокол № 16 від 08 грудня 2021)

**Рецензенти:**

**Гайко Геннадій Іванович** – доктор технічних наук, професор, професор кафедри геоінженерії Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського»;

**Красник В'ячеслав Григорович** – доктор технічних наук, професор, генеральний директор ДП «НТЦ «Вуглеінновація».

**Малашкевич Д.С.**

К63 Комплексне використання ресурсного потенціалу вугледобувних підприємств Західного Донбасу: монографія /Д.С. Малашкевич, Є.С. Козій, А.А. Макурін, Є.В. Кошеленко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: Журфонд, 2021. – 219 с.

ISBN 978-966-934-330-7

В роботі науково обґрунтовано комплексну модель функціонування вугледобувних підприємств Західного Донбасу, яка спрямована на повноцінне вилучення енергетичного вугілля з малопотужних пластів, використання при експлуатації родовища різних джерел низькопотенційної теплової енергії та супутнє отримання цінних мінерально-сировинних ресурсів з відходів виробництва. Розроблено прогресивні технологічні схеми селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням пустих порід у виробленому просторі на базі встановлених закономірностей розподілу деформаційних параметрів в гірському масиві. Представлені результати експериментальних досліджень вмісту рідкісних, а також токсичних елементів, що містяться у вугіллі і золі після спалювання на теплових електростанціях. Запропоновано ефективні методи вилучення титану, ванадію та літію. Проведені дослідження з оцінки потенціалу генерації теплової енергії від утилізації низькопотенційної теплової енергії відкачуваних шахтних вод, шахтного повітря і тепла териконів. Обґрунтовано техніко-економічну ефективність від впровадження нових технологій та використання додаткових супутніх ресурсів виробництва.

Для співробітників науково-дослідних інститутів і проектних організацій, інженерно-технічних працівників гірничих підприємств, а також може бути корисною для студентів гірничих спеціальностей вищих навчальних закладів.

Іл. 108, табл. 24, бібліогр.: 164 назв.

ISBN 978-966-934-330-7

© Д.С. Малашкевич, Є.С. Козій,  
А.А. Макурін, Є.В. Кошеленко, 2021  
© Національний технічний університет  
«Дніпровська політехніка», 2021

## ЗМІСТ

ВСТУП	5
1 СУЧАСНІ ТЕНДЕНЦІЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ТА ПЕРСПЕКТИВИ КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ	8
1.1 Аналіз стану розробки тонких і вельми тонких пластів Західного Донбасу	8
1.2 Аналіз джерел утворення та накопичення вуглевідходів при розробці тонких пластів	15
1.3 Супутні цінні й небезпечні складові вугільних пластів Західного Донбасу	18
1.4 Енергетичні аспекти видобування вугілля та шляхи підвищення його рентабельності	19
1.5 Висновки до розділу	21
2 ОЦІНКА РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВУГІЛЛЯ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ І НАПРЯМКИ ЙОГО ПОКРАЩЕННЯ	23
2.1 Геологічна характеристика об'єкту дослідження	23
2.1.1 Шахта «Західно-Донбаська»	24
2.1.2 Шахта «Самарська»	27
2.2 Аналіз способів і засобів розміщення породи у вироблених просторах лав	33
2.3 Обґрунтування параметрів технологічних схем селективного відпрацювання вугільних пластів	42
2.3.1 Обґрунтування виймальної потужності пласта та величини присічення порід	42
2.3.2 Обґрунтування параметрів процесу розміщення породи присічення у виробленому просторі лави	49
2.3.3 Обґрунтування параметрів виймання пласта та експлуатаційної зольності видобутого вугілля	55
2.4 Аналіз напружено-деформованого стану гірського масиву при селективній технології відпрацювання пласта із залишенням породи у виробленому просторі	58
2.4.1 Розробка геомеханічної моделі поведінки гірського масиву	58
2.4.2 Аналіз НДС масиву гірських порід навколо лави при традиційній та селективній технологіях відпрацювання пласта	67
2.4.3 Аналіз закономірностей зміни силових і деформаційних параметрів навантаження механізованого кріплення	78
2.4.4 Прогноз осідання земної поверхні над закладним масивом	84
2.5 Обґрунтування конструктивного виконання елементів механізованого комплексу	88
2.6 Обґрунтування технологічних схем відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі	96

2.7	Потенційна область застосування технології селективного відпрацювання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі....	99
2.8	Висновки до розділу .....	102
<b>3 ОЦІНКА ЕКОНОМІЧНОГО ТА ЕКОЛОГІЧНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВИКОРИСТАННЯ СУПУТНИХ КОРИСНИХ КОМПОНЕНТІВ ВУГІЛЛЯ</b>		
3.1	Генезис елементів домішок вугілля.....	104
3.2	Дослідження хімічного складу зол виносу на прикладі Придніпровської ТЕС.....	105
3.3	Застосування цінних елементів і компонентів зол виносу.....	109
3.4	Методи вилучення цінних елементів зол виносу.....	117
3.5	Попереднє техніко-економічне обґрунтування переробки зол виносу з отриманням титану, ванадію і літію.....	120
3.6	Токсичні елементи вугільних пластів Західного Донбасу.....	121
3.7	Класифікація вугільних пластів Західного Донбасу по вмісту токсичних та потенційно токсичних елементів.....	128
3.8	Висновки до розділу.....	140
<b>4 ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОГО ТА ЕКОЛОГІЧНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВИКОРИСТАННЯ СУПУТНОЇ ЕНЕРГІЇ ПРИ ВИДОБУВАННІ ВУГІЛЛЯ</b>		
4.1	Світовий досвід використання супутньої енергії при видобуванні вугілля.....	142
4.2	Технології використання супутньої енергії.....	143
4.3	Визначення фактичного потенціалу невикористаної супутньої енергії	150
4.4	Способи використання енергії, отриманої від утилізації супутнього тепла при видобуванні вугілля.....	161
4.5	Оцінка енергетичного та екологічного ефекту від впровадження технологій утилізації вторинної енергії.....	162
4.6	Висновки до розділу.....	166
<b>5 ОБґРУНТУВАННЯ НАУКОВО-ТЕОРЕТИЧНИХ ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ЗАСАД КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ</b>		
5.1	Вплив гірничо-геологічних умов на амортизаційні відрахування на вугледобувних підприємствах.....	167
5.2	Економічна доцільність передачі основних засобів з одного вугледобувного підприємства на інше.....	183
5.3	Техніко – економічні засади видобування готової продукції вугледобувної галузі.....	192
5.4	Висновки до розділу.....	202
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВОКИ</b> .....		205
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ</b> .....		208

## ВСТУП

На сьогодні перед Україною постає задача виходу на шлях сталого розвитку й мінімізації енергетичної залежності від країн-сусідів та імпорتنих енергетичних ресурсів, як гарантії суверенітету нашої держави. Упродовж останніх років Україна сумлінно виконує взяті на себе зобов'язання щодо розвитку альтернативної енергетики, модернізації будівель житлового та адміністративного секторів. Проте для дійсно сталого розвитку необхідна також комплексна модернізація виробничих потужностей та трансформація підходів до виробництва традиційних видів ресурсів.

Енергетична галузь України зараз знаходиться на етапі значних трансформацій. Вони з однієї сторони викликані захопленням частини територій країни, з іншої – стрімким нарощуванням генеруючих потужностей альтернативної енергетики. Проте у загальному річному балансі доля генерації енергії традиційними атомними та тепловими електростанціями все ще набагато більше половини і перспектива збереження цієї тенденції обумовлена перш за все стабільністю генерації традиційних видів електростанцій та відсутністю накопичувачів належної ємності, які б дозволяли покривати провали генерації відновлюваними джерелами.

Тому підтримка власної традиційної енергетики паралельно з «м'яким» переходом на генерацію відновлюваними джерелами енергії є паралельними задачами, які обумовлюють сталий поступ усієї країни, оскільки з однієї сторони в енергетичному секторі задіяна значна кількість трудових ресурсів країни, з іншої сторони стабільна робота енергетичної галузі країни робить можливою і роботу інших галузей.

Основою традиційної енергетики країни залишаються теплові та атомні електростанції, які разом виробляють понад 80% усієї електричної енергії [1]. Атомна енергетика все ще залишається імпортозалежною галуззю. Проте теплова генерація цілком може бути забезпечена власною сировиною. Теплові електростанції зараз виступають основними джерелами, які забезпечують можливість стійкої роботи об'єднаної енергетичної системи України, вони працюють у маневреній зоні графіку електричних навантажень та балансують різкі коливання потужності генерації електроенергії відновлюваними джерелами.

Зниження уваги до традиційної генерації може призвести до повного розпаду енергосистеми через нездатність ефективного управління режимами її роботи та неспроможністю задовольняти різкі зміни попиту на енергію лише атомними станціями та об'єктами відновлюваної енергетики.

Тому необхідне напрацювання комплексних підходів до модернізації традиційної енергетики із максимальним забезпеченням її власною мінерально-сировинною базою.

Теплова енергетика в Україні спирається переважно на два види палива – природний газ та вугілля. І якщо в газову галузь упродовж останніх років є певні інвестиції і згідно Енергетичної стратегії на меті стоїть розширення газовидобування, то у вугільній галузі спостерігаємо різкий спад виробництва

упродовж останнього десятиліття. Це обумовлено значною мірою втратою контролю над частиною вугледобувних територій. Проте з іншого боку прогнози щодо розвитку шахт Західного Донбасу вказують на їх нетривалу перспективу. Причиною закриття шахт стає не стільки відсутність покладів вугілля, скільки відсутність суттєвих модернізацій у технології його видобування, орієнтація на отримання лише товарної продукції.

Також серед причин низької перспективності розвитку вугледобувної галузі називають високу собівартість виробництва вугілля в Україні, обумовлену малою потужністю пластів, складними геологічними умовами, загазованістю та обводненістю шахт. З рештою по деяких шахтах спостерігається ситуація, коли енергетичні витрати на видобуток вугілля стають співставними з енергетичним потенціалом добутої сировини. Тобто доходимо до ситуації не тільки економічної, а й енергетичної збитковості видобування.

Проте з іншого боку, перед Україною у будь-якому разі стоїть задача збереження, трансформації та виходу на сталий розвиток вугледобувних територій, які зараз є у складі контрольованої території, а також реінтеграція тимчасово окупованих територій. Закриття шахт стане причиною масових звільнень людей і є неприпустимим перш за все через негативні соціальні наслідки для країни, хоча безумовно потягне за собою й економічну катастрофу. Тому дана робота присвячена проблемі забезпечення стійкого розвитку вугледобувних територій, зокрема модернізації підходу до шахтного виробництва вугілля з переходом від монопродуктового виробництва на кілька видів продукції.

Так, традиційне виробництво вугілля окрім самого вугілля насправді підіймає на поверхню значну кількість супутніх порід та супутньої енергії, які за сучасних підходів не реалізуються, оскільки їх реалізація потребує певних інвестицій. А відсутність розуміння чіткої перспективи розвитку вугледобувних територій істотно гальмує інвестиційний процес. Проте усвідомлення на державному рівні необхідності забезпечення сталого розвитку вже зараз відображається у створенні спеціальних інвестиційних фондів, фондів співфінансування енергомодернізації будівель, гарантованого покупця «зеленої» енергії. Тобто держава стає одним з головних замовників енергомодернізації. Створення подібної системи стимуляції промислового сектору, і вугледобувних регіонів зокрема, стало б запорукою надходження інвестицій у модернізацію технологій видобування вугілля та переходу на використання не лише основного продукту виробництва, але й супутніх продуктів, якими є перш за все теплова енергія, шахтний метан, сировина для будівельної промисловості, рідкісні елементи, питна вода тощо.

У даній роботі комплексно проаналізовано світовий досвід розвитку шахтного виробництва від технології видобування основної продукції до потенційних можливостей використання усієї супутньої продукції. Окрім того проаналізовано фактичні дані виробництва вугілля шахтами Західного Донбасу, відібрано проби вугілля на наявність у ньому та супутніх породах іншої мінеральної сировини. Виявлені асоціації супутніх елементів і кількісна оцінка

їх зв'язку із складовими вугілля дозволяє обґрунтувати технологію і ефективність попутного вилучення цінних елементів домішок і цілеспрямовано проводити екологічний моніторинг при використанні вугілля.

Запропоновано технологічні рішення до відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів різними способами з вийманням супутніх порід та з паралельним закладанням виробленого простору без підйому пустих порід на денну поверхню.

Проаналізовано елементний склад вугілля, що підіймається на денну поверхню, та окреслено потенційне коло елементів, що можуть стати паралельною продукцією шахтного виробництва вугілля.

В роботі обґрунтовано технологічно досяжний енергетичний потенціал використання шахтного тепла для власних потреб виробництва, а також для реалізації його у шахтарських поселеннях. Даний підхід максимального використання не тільки вугілля, але й усіх супутніх продуктів його видобування, дозволяє не тільки підвищити рентабельність виробництва, але взагалі змінює концепцію розвитку вугледобувних регіонів України. Оскільки шахта здатна не тільки забезпечити видобуток вугілля, але й забезпечувати екологічно чистою тепловою енергією навколишні поселення (навіть при її консервації), а шахтні терикони та золовідвали можна перетворити на виробництво будівельних матеріалів та вторинних сировинних ресурсів.

Цей підхід також можливо застосовувати при реінтеграції наразі невідконтрольованих територій, де за свідченнями очевидців значна частина шахт є затопленими, що вже стало причиною екологічних змін у регіоні, змін рельєфу, водного режиму, руйнування будівель, розміщених над шахтними полями тощо. Тільки комплексне використання наявної в регіоні мінерально-сировинної бази, у тому числі тієї, яка зберігається у шахтних відвалах, модернізація збережених діючих шахт з переходом на багатопродуктове виробництво, використання частково чи цілком затоплених шахт у якості геотермальних джерел може дати поштовх до відновлення регіону та забезпечити його мешканців робочими місцями для максимально ефективної реінтеграції.

В основу даної роботи покладено розробки авторів щодо розвитку технологій видобування вугілля, оцінки вмісту рідкісних, шкідливих та токсичних елементів у вугіллі та вміщуючих породах, перспективності промислового використання шахт в якості геотермального джерела.

Синтез наведених знань та технічних рішень дозволяє створити передумови для підвищення рентабельності роботи шахт та забезпечення сталого розвитку вугледобувних регіонів і в подальшому може бути застосований для реінтеграції тимчасово окупованих територій. Даний підхід дозволяє проводити поступову модернізацію виробництва, перехід на чисті та енергоефективні технології, знижувати техногенне навантаження на екосистему, забезпечувати диверсифікацію виробництва у вугледобувних регіонах, створювати робочі місця та уникнути соціальних потрясінь від закриття шахт.

# РОЗДІЛ 1

## СУЧАСНІ ТЕНДЕНЦІЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ТА ПЕРСПЕКТИВИ КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ

### 1.1 Аналіз стану розробки тонких і вельми тонких пластів

За даними International Energy Agency [2], загальносвітові запаси вугілля становлять 861 млрд т, з яких 194,5 млрд т або 22,6% зосереджено у пластах потужністю менше 1,2 м. У надрах України з 33,9 млрд т вугілля (4% світових запасів) – 80% або 27,1 млрд т зосереджено у пластах потужністю менше 1 м (рис. 1.1). Це найнижчий показник серед вугільних родовищ, які експлуатуються в інших країнах світу [3]. Досвід роботи вітчизняних вугільників у цих умовах унікальний для світової практики.

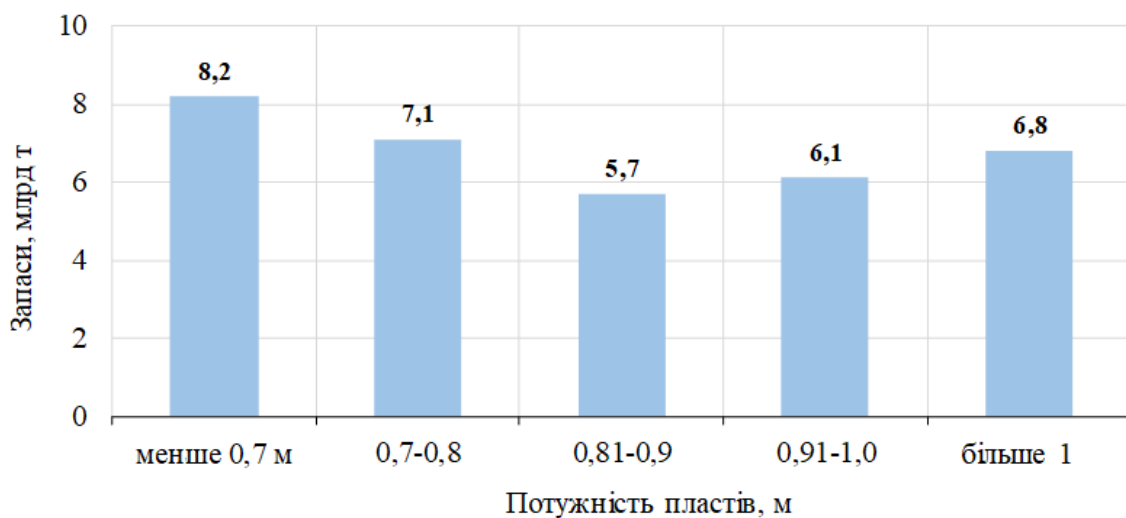


Рисунок 1.1 – Розподіл промислових запасів вугілля України за потужністю

Західний Донбас відіграє ключову роль у вугледобувній промисловості України, де в даний час основним виробником вугілля є шахти ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». До складу підприємства входять 10 шахт, а також підприємства виробничої та транспортної інфраструктури. Виробничі потужності шахт розташовані на території Павлоградського-Петропавлівського вугленосного району Західного Донбасу.

В даний час шахти ДТЕК Павлоградвугілля є флагманом вугледобувної промисловості України, видобуваючи щорічно більше половини (58,3% за 2019 р.) всього вугілля в країні [4]. Загальна картина регіонального розподілу вугледобування в Україні представлена на рис. 1.2 і за вугледобувними компаніями нашої країни на рис. 1.3.



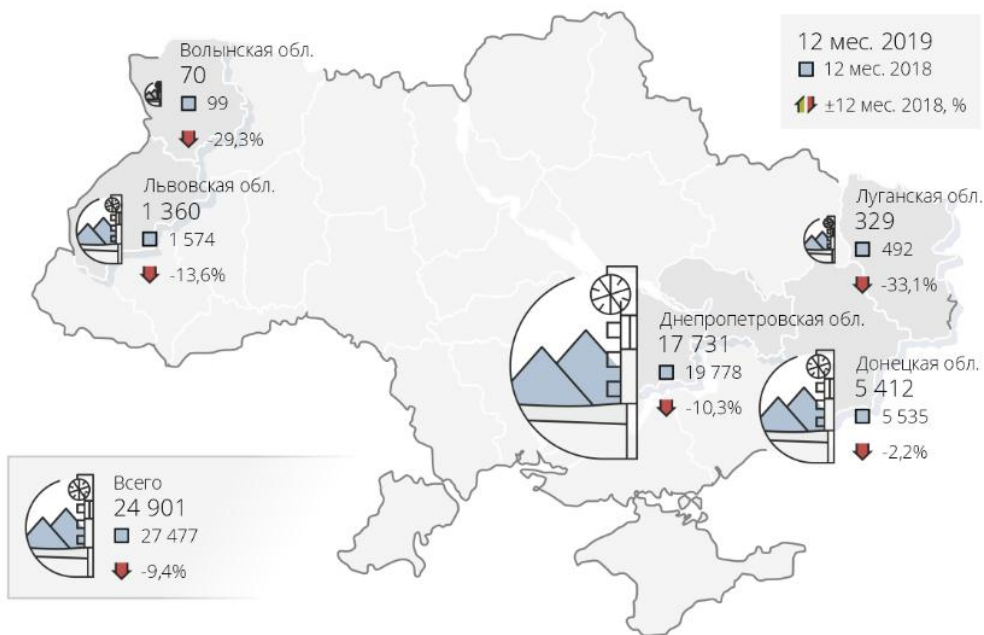


Рисунок 1.2 – Регіональний розподіл видобування енергетичного вугілля в Україні

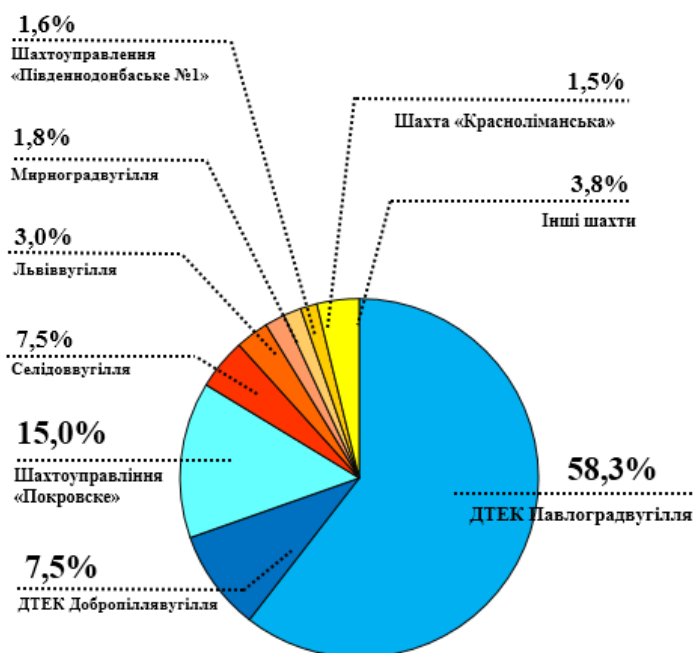


Рисунок 1.3 – Розподіл видобування вугілля в Україні за компаніями

Однією з характерних особливостей шахт України є мала потужність пластів, що розробляються, яка в середньому становить близько 1 м. В Західному Донбасі близько 75% запасів вугілля зосереджено в пластах потужністю навіть менше 1 м, при цьому більш продуктивні запаси з відносно сприятливими умовами вже відпрацьовані або практично вичерпані.

Проведений аналіз геологічної бази [5] – [7], що балансові запаси викопного вугілля в межах полів шахт Західного Донбасу складають 669 млн. т з яких на частку пластів з геологічною потужністю 0,55 м - 0,59 м припадає 17,2%; 0,6 м - 0,7 м – 18,5%; 0,71 м - 0,8 м – 14,7%; 0,81 м - 0,9 м – 12,8%;

0,91 м - 1,0 м – 9,3%; лише 3% або 23,2 млн. т вугілля залягає в пластах потужністю понад 1 м.

Представлені дані свідчать проте, що це найнижчі показники серед вугільних родовищ, які експлуатуються в інших країнах світу. Досвід роботи вітчизняних вугільників в цих умовах унікальний для світової практики.

Таким чином, більше половини запасів – 50,4% припадають на пласти з геологічною потужністю 0,55 м – 0,80 м. Особливо гостро проблема відпрацювання тонких і вельми тонких пластів спостерігається на шахтах «Західно-Донбаська», «Ювілейна», ім. М.І. Сташкова, «Степова», де частка запасів вугілля зосереджених у пластах потужністю 0,55 м – 0,8 м становить відповідно 51%, 67% і 80% до їх загального об'єму [8]. Розподіл балансових запасів шахт Західного Донбасу за потужністю наведено на рис. 1.4 і по шахтах на рис. 1.5.

На шахтах Західного Донбасу широке поширення набула стовпова система розробки з керуванням покрівлі повним обваленням. Видобуток вугілля ведеться у 26-ти діючих очисних вибоях. Найбільше застосування отримали комплекси 1МКД80 – 12 лав, 7 лав обладнані комплексами 1МКД90, три лави оснащені сучасними комплексами чеського виробництва OSTROJ, дві лави комплексами 1МДМ, одна лава комплексом 1МКД99 і один струговий комплекс, який складається з механізованого кріплення DBT (Німеччина) та струга Cat GH800 (США). Для виймання вугілля застосовуються очисні комбайни зі шнековими виконавчими органами типу УКД – 11 лав, комбайни барабанного типу КА-200 – 8 лав, інші очисні вибої, оснащені комбайнами MB444, MB410, РКУ10 і стругом Cat GH800 [9].

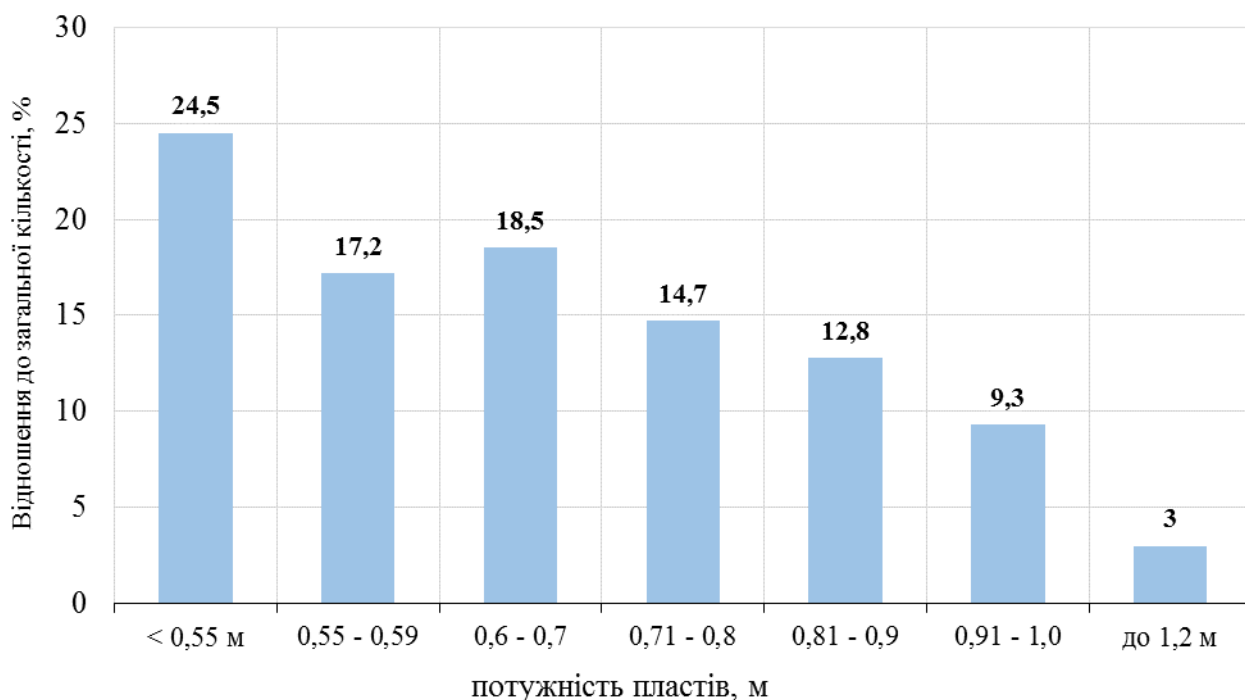


Рисунок 1.4 – Розподіл балансових запасів вугілля у Західному Донбасі за потужністю

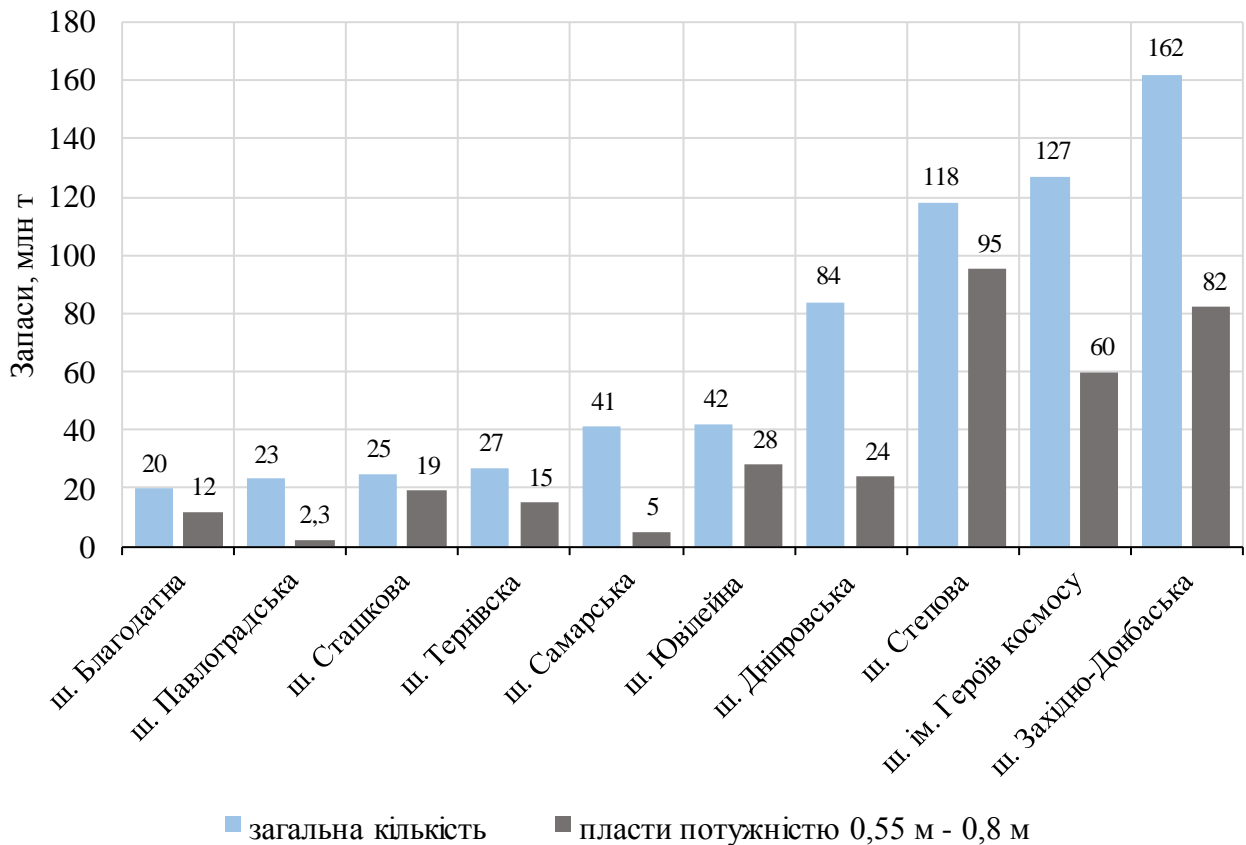


Рисунок 1.5 – Розподіл балансових запасів вугілля по шахтах Західного Донбасу

Незважаючи на важкі гірничо-геологічні умови (присутність у покрівлі та підшвах пластів, що відпрацьовуються, слабких порід  $f = 1,5 - 2,5$ , наявність міцного і в'язкого вугілля, що має високу опірність різанню  $A_p = 250 - 520$  кН/м, високу газоносність пластів) навантаження на очисні вибої щорічно зростають та досягають 2,0 – 3,0 тис. т/добу [10]. Показники роботи очисних вибоїв шахт ДТЕК Павлоградвугілля наведені в табл. 1.1.

Однак використання сучасної вітчизняної та іноземної очисної техніки не дозволяє відпрацьовувати пласти потужністю менше 0,9 м без присічення бічних порід. При цьому, як показує практика експлуатації механізованих комплексів в гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу, мінімальна виймальна потужність в лавах повинна становити не менше 1,05 м. Ця величина, забезпечує необхідний переріз в лаві для її провітрювання, дозволяє створити прийнятні умови праці робітників в очисному вибої і допускає необхідну піддатливість кріплення, що виключає її посадку на «жорстку базу».

Тому пласти потужністю менше 1,05 м зазвичай відпрацьовують із присіченням порід, частіше підшви, щоб уникнути порушення нестійких безпосередніх покривель. Переріз очисного вибою, який працює із присіченням порід в гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу представлено на рис. 1.6.

Таблиця 1.1 – Показники роботи очисних вибоїв шахт ДТЕК Павлоградвугілля

Шахта (лава)	Видобуток		Зольність %
	Середньодобова, т/доб.	Річна, тис. т/рік	
<b>Західно-Донбаська</b>			
1012 лава	1779	3815	33,2
880 лава	1238	40,8	30,9
<b>Самарська</b>			
176 лава	2333	532,0	44,7
4205 лава	2476	304,5	46,8
<b>Дніпровська</b>			
1057 лава	1021	227,6	36,9
1096 лава	986	59,0	43,5
<b>ім.М.І.Сташкова</b>			
5015	1699	280,3	49,5
<b>Ювілейна</b>			
584 лава	1463	51,2	29,5
<b>Степова</b>			
162 лава	1823	111,1	44,1
167 лава	2837	890,8	43,8
<b>Павлоградська</b>			
301 лава	3103	361,9	45,2
418 лава	1072	176,6	42,4
<b>Тернівська</b>			
884 лава	932	197,5	40,8
682 лава	1005	159,5	39,5
<b>ім. Героїв космосу</b>			
1158 лава	212	75,3	47,6
1160 лава	712	253,6	52,0
<b>Благодатна</b>			
141 лава	144	51,7	37,0

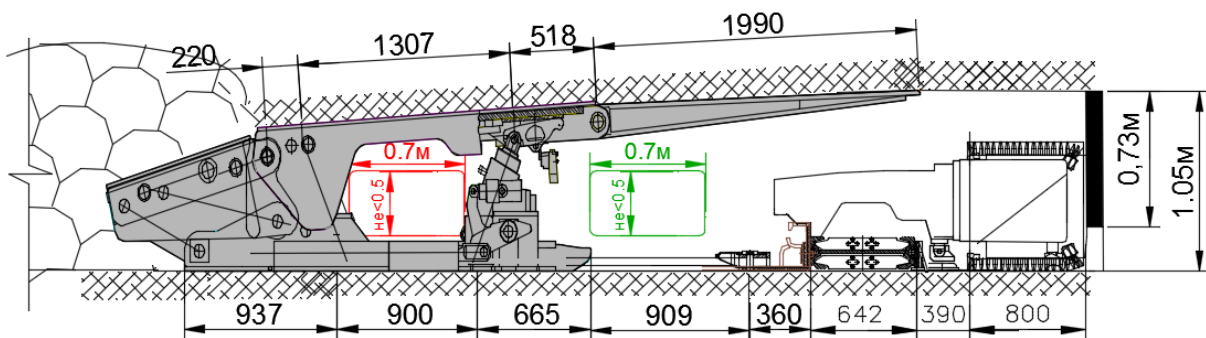


Рисунок 1.6 – Поперечний переріз очисного вибою, який працює із присіченням порід (механізований комплекс 1МКД90, комбайн УКД200/400)

Як показує аналіз, впровадження обладнання нового технічного рівня позитивно вплинуло на інтенсифікацію очисних робіт, однак проблему поліпшення якості вугілля, що видобувається не вирішило. Валове виймання вугілля і породи є основною причиною збільшення експлуатаційної зольності видобутого вугілля.

На рис. 1.7. представлена динаміка зміни експлуатаційної зольності вугілля, що видобувається на шахтах ДТЕК Павлоградвугілля.

Аналіз виробничих показників роботи шахт Західного Донбасу показує, що за період 2009 – 2019 рр. експлуатаційна зольність вугілля збільшилась на 6,3% і становить 44,3%. Для порівняння материнська зольність пластів, що розробляються залишається практично постійною і змінюється в невеликих межах від 11,7% до 12,9%. У цих умовах перевищення експлуатаційної зольності над материнською склало 32,3% або більше ніж у 3,7 рази за 2019 рік.

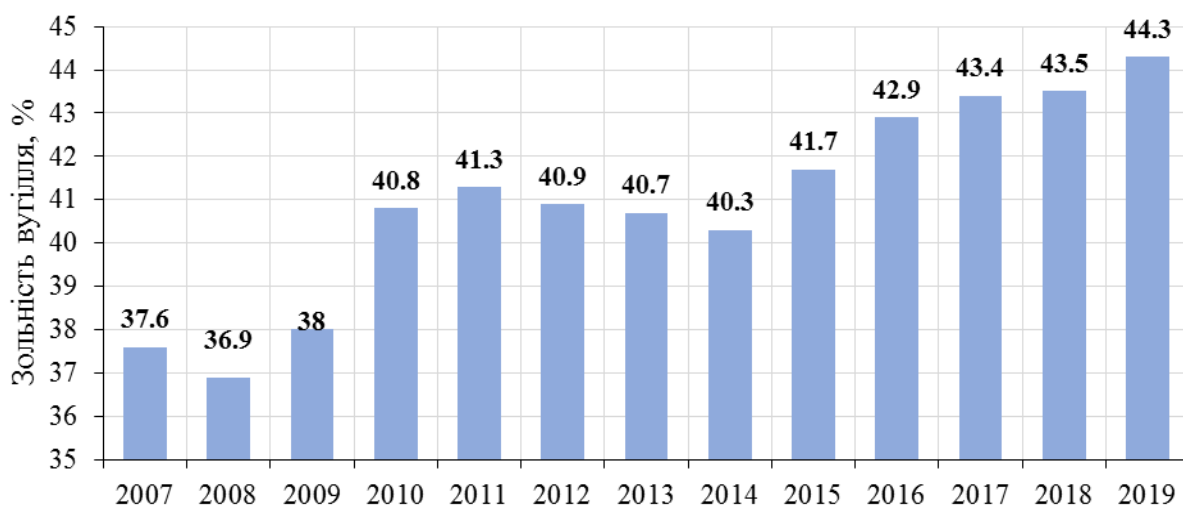


Рисунок 1.7 – Динаміка зміни експлуатаційної зольності вугілля, що видобувається на шахтах ДТЕК Павлоградвугілля

На рис. 1.8 представлено графіки зміни експлуатаційної  $A_e$  та материнської  $A_m$  зольності вугілля, співвідношення кількості лав  $N$ , які працюють із присіченням порід до загального їх числа і обсягу видобування  $D$  рядового вугілля шахт ДТЕК Павлоградвугілля за роками.

Значне зростання експлуатаційної зольності видобутого вугілля викликано низкою причин, основними з яких є збільшення обсягу видобування з лав, які працюють із присіченням порід. При цьому загальна кількість таких лав з кожним роком збільшується. Наприклад в 2019 році в експлуатації було 19 лав, які працювали із присіченням [11].

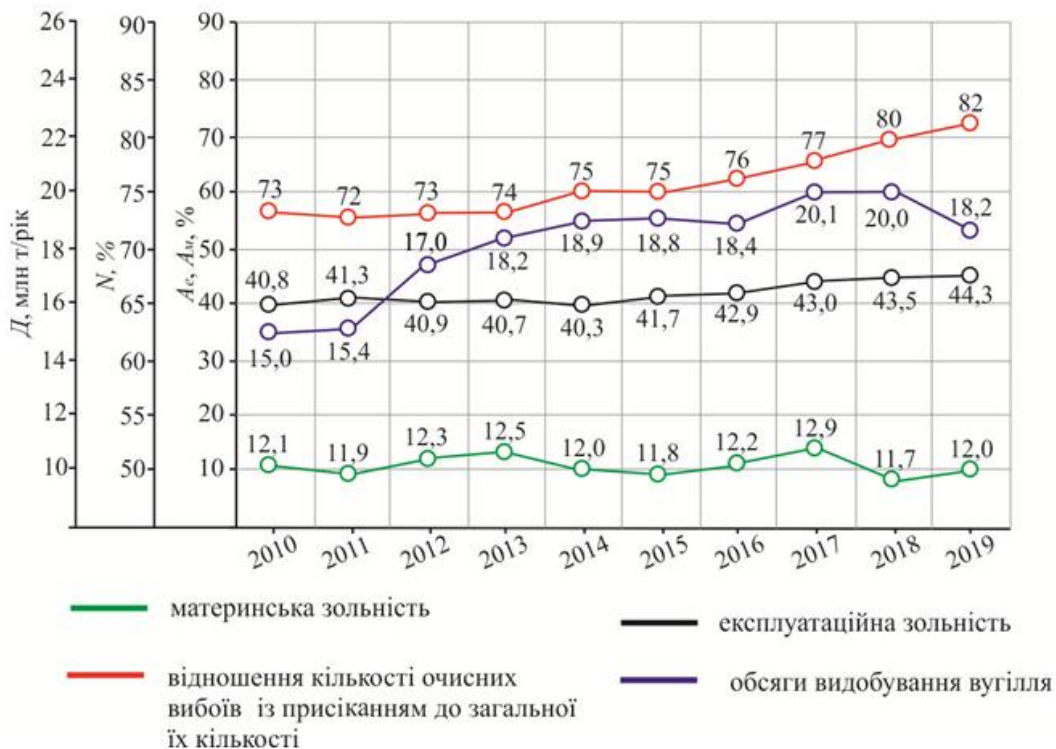


Рисунок 1.8 – Графіки зміни експлуатаційної  $A_e$  та материнської  $A_m$  зольності вугілля, кількості лав  $N$ , які працюють із присіканням і обсяги видобування  $D$  рядового вугілля шахт ДТЕК Павлоградвугілля за роками

В роботі знаходились вибої, в яких зольність гірської маси досягала 50 і більше відсотків, при материнській зольності пласта всього 8 – 12%. Слід додати, що з лав, які працюють із присіканням бічних порід видається понад 90% видобування шахт Західного Донбасу, що тягне за собою неухильну динаміку зростання зольності видобутої гірничої маси. Найбільше засмічення вугілля, що видобувається спостерігається на таких шахтах, як: ім. Героїв космосу – 50,0%; «Самарська» – 47,0%; «Благодатна» – 44,8%.

Все це говорить про актуальність і необхідність якнайшвидшого вирішення питання розробки нових технологічних схем, що дозволить відпрацьовувати вельми тонкі вугільні пласти без засмічення вугілля пустими породами. Однією з таких технологій, прийнятною для розглянутих умов, є технологічна схема роздільного виймання вугілля і породи присічення.

Технологічна схема роздільного виймання дозволяє усунути три негативні тенденції в роботі гірничого підприємства, а саме: поліпшити умови праці шахтарів в складних умовах, підвищити якість продукції, що видобувається, ергономічність і екологічність виробництва. Також це дозволить залучити до відпрацювання вельми тонкі вугільні пласти, віднесені до забалансових запасів, що продовжить проектний термін служби шахт, що є важливим фактором як для шахт Західного Донбасу, так і для інших вугледобувних регіонів нашої країни.

## 1.2 Аналіз джерел утворення та накопичення вуглевідходів при розробці тонких пластів

Відходами технологічного процесу видобування вугілля є пусті шахтні породи, складовані у відвалах зазвичай поблизу шахт. Шахтні породи відносяться до IV класу небезпеки відходів, що говорить про їх незначний вплив на навколишнє середовище. Основними еколого-економічними аспектами складування порід є відчуження цінних земельних площ, придатних для сільськогосподарського користування, та плата гірничих підприємств за розміщення 1 т відходів, причому при розміщенні відвалів поблизу міст, розмір плати збільшується в 3 рази.

Детальний аналіз технології видобування вугілля показує, що в залежності від процесів підземних гірничих робіт формується певний рух потоків порожніх шахтних порід з підземного простору на денну поверхню. Порожні породи шахт Західного Донбасу, що видаються на поверхню, представлені в основному алевролітами – 50%, аргілітами – 40% і пісковиками – 10%. Для умов вугільних шахт Західного Донбасу на основі аналізу статистичної інформації щодо обсягів видобування вугілля, показників загальношахтної зольності, аналізу структури виймальної потужності (величини хибної покрівлі та присічення порід), обсягів проведення гірничих виробок, обсягів підривання підшви гірничих виробок в кількісному еквіваленті виявлені джерела утворення пустих шахтних порід, які представлені на рис. 1.9.

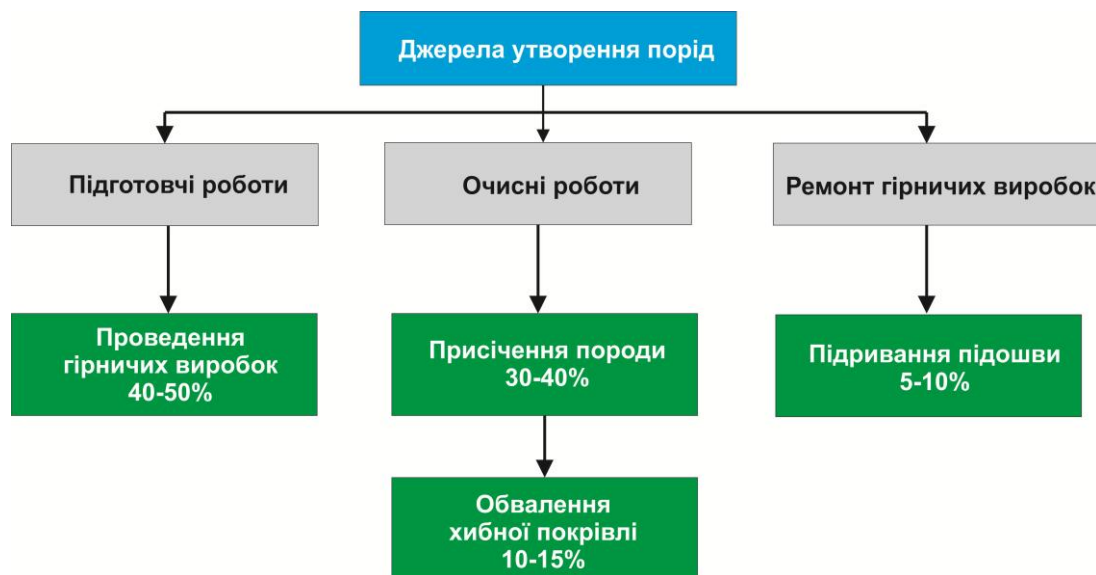


Рисунок 1.9 – Структура утворення пустих порід при відпрацюванні тонких та вельми тонких вугільних пластів Західного Донбасу

Аналіз рис. 1.9 показує, що найбільші обсяги руху потоків пустих порід з шахти на поверхню припадають на проведення підземних гірничих виробок і присічення порід при очисних роботах, що викликано малою геологічною потужністю пласта, що становить 80 – 90% всіх породних потоків. Якщо вихід порожніх порід від проведення підземних гірничих виробок при існуючих

технологічних схемах на вугільних шахтах України запобігти або знизити практично неможливо, то досвід зниження виходу породи присічення при очисних роботах та їх закладки у вироблений простір існує [12], але по ряду технологічних причин не знайшло широкого застосування у вугільній галузі.

Результати виробничої діяльності шахт Західного Донбасу показують, що за 2018 рік було видобуто 20,1 млн. т вугілля (+ 38,5% по відношенню до 2008 р.), при цьому обсяг складованої породи у відвали склав 4,6 млн. т. Із цього випливає, що щорічний обсяг видачі порід на поверхню дорівнює виробничій потужності трьох шахт «ДТЕК Павлоградвугілля». Це баласт, який щорічно вилучається з надр разом із вугіллям, видається на поверхню, перевозиться на збагачення, а потім складається в породні відвали та шламонакопичувачі.

Сьогодні на території Західного Донбасу розташовано 11 породних відвалів, з яких діючих – 8. За свою діяльність шахтами регіону було вивезено в них понад 40 млн. т породи [13]. При цьому зі сфери виробництва виведено близько 200 га орних земель, які надмірно забруднюють повітряний басейн і русла річок. У перспективі планується відведення додаткових земель для розширення трьох відвалів і спорудження одного нового [5], [14].

На рис. 1.10 наведено розподіл породних відвалів шахт Західного Донбасу за площею і кількістю складованої в них породи. Із загальної кількості породних відвалів найбільший об'єм складованих порід знаходиться в двох відвалах шахти «Степова» – 74276 тис. м<sup>3</sup>. Найбільшу площу земель відведено під відвали шахти «Ювілейна» загальною площею 39,5 га.

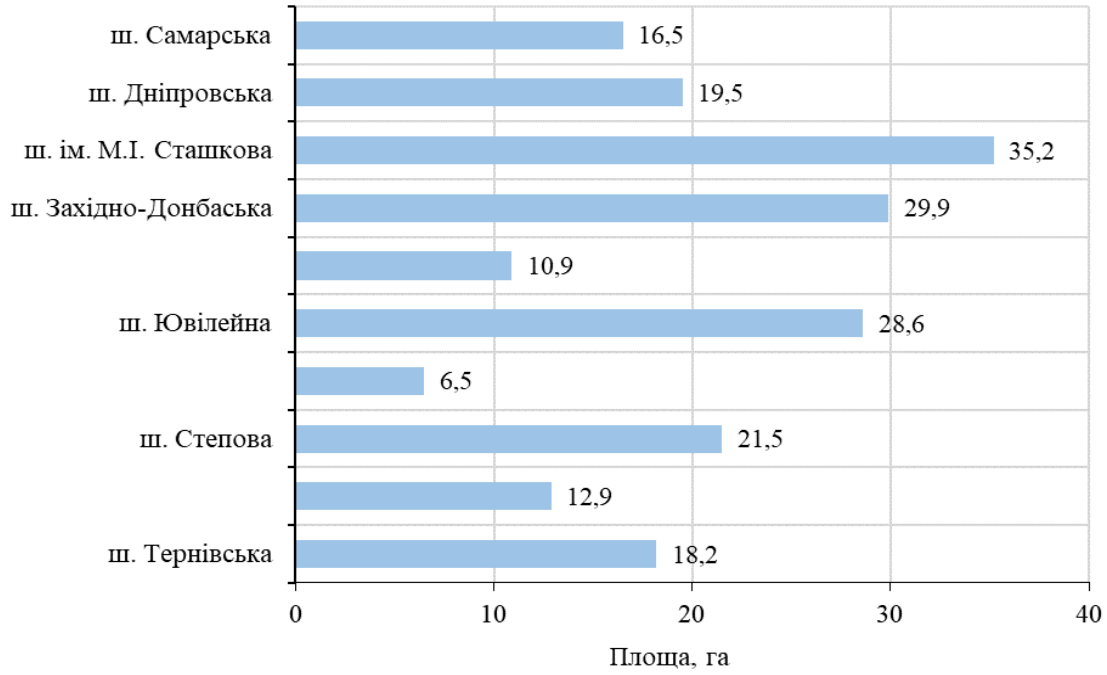
Практично вся порода з шахт видається на поверхню і в подальшому не використовується, тільки в рідкісних випадках породу з шахтних відвалів використовують для виробництва будматеріалів, будівництва доріг та природоохоронних об'єктів (захисних дамб, рекультивації земельних ділянок). Лише частково шахтна порода використовується як заповнювач для тампонажних і торкрет-бетонних сумішей при кріпленні капітальних гірничих виробок [15]. При всьому цьому, у загальному об'ємі рівень використання шахтних порід залишається незначним – до 2%.

Щорічно породні відвали вугільних шахт Західного Донбасу поповнюються на приблизно рівні обсяги пустих порід – 4,0 – 5,0 млн. т. При цьому обсяг складованої породи у відвали за останні 10 років збільшився на 51%, що закономірно корелюється із загальною тенденцією зниження геологічної потужності пластів.

Тому з огляду на кількість породи, яка щорічно видається з шахт на поверхню, а також беручи до уваги їх негативний вплив на екологію, стає зрозумілим значення проблеми зменшення підняття породи на поверхню. Ці аспекти свідчать про сьогодишню актуальність залишення породи у виробленому просторі шахти і створення нових підходів до розробки малопотужних пластів Західного Донбасу.



*a*



*б*

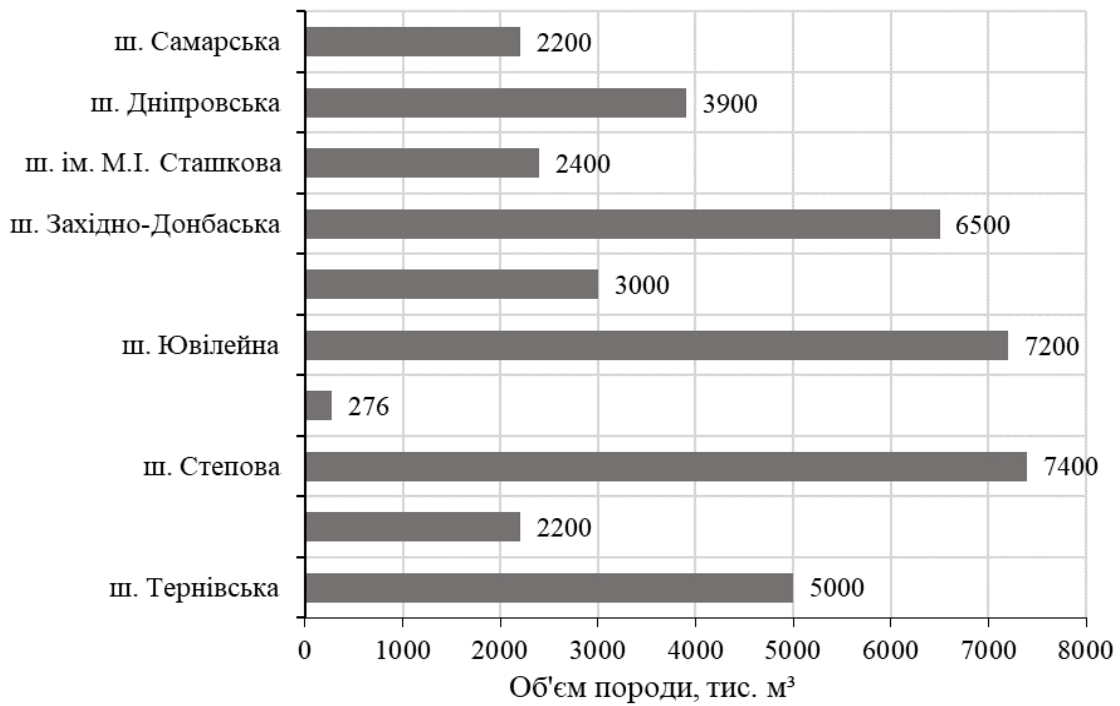


Рисунок 1.10 – Розподіл породних відвалів шахт Західного Донбасу за площею (а) та об'ємом складованої породи (б)

### 1.3 Супутні цінні й небезпечні складові вугільних пластів Західного Донбасу

Вугілля є комплексною сировиною, джерелом супутнього видобування цілого ряду цінних компонентів. Разом із вугіллям із надр вилучаються та розсіюються в навколишній ландшафт десятки тисяч тон кольорових металів, рідкісних і розсіяних елементів. Деякі з них токсичні й несуть реальну загрозу для природнього середовища.

Для вирішення взаємопов'язаних задач, а саме попутного вилучення супутніх елементів та зниження їх негативного впливу на навколишнє середовище, необхідна інформація про форми знаходження цих елементів і типи їх взаємозв'язку з основними фракціями вугілля.

Виявлені асоціації супутніх елементів і кількісна оцінка їх зв'язку із складовими вугілля дозволяє обґрунтувати технологію й ефективність попутного вилучення цінних елементів домішок і цілеспрямовано проводити екологічний моніторинг при використанні вугілля. Важлива роль належить питанням пов'язаним з виявленням ступеню спорідненості супутніх елементів з органічною і мінеральною частиною вугільної речовини, а також форм їх знаходження у вугіллі. Ускладненість полягає у відсутності точної хімічної формули макромолекули вугілля, різноманітні хімічних сполук його складових, мінливості процесу торфоутворення в часі та просторі.

Одним із раціональних шляхів комплексного освоєння вугільних родовищ є вилучення із вугілля та відходів його використання більш значної кількості елементів домішок, головним чином цінних рідкісних і благородних металів. Особливий інтерес викликає застосування селективної технології відпрацювання вугільних пластів. Саме малопотужні пласти мають збільшений вміст елементів домішок. Із збільшенням вкладу зон збагачення цих елементів в загальних потужностях пластів їх вміст збільшується саме в пластах меншої потужності. Приуроченість переважаючих концентрацій елементів саме до ділянок на контакті вугільних пластів і вміщуючих порід свідчить, найімовірніше, про інтегральний вплив адсорбційного і окислювально-відновлювального геохімічних бар'єрів на збагачення цими елементами.

Можливість забезпечення економіки країни рідкісними і рідкоземельними металами відіграє критичний характер для національної безпеки і сталого розвитку та є важливою умовою модернізації промисловості.

На прикладі Придніпровської теплової електростанції (ТЕС) значного промислового інтересу набуває використання зол виносу, де відмічаються значні концентрації титану, літію та ванадію.

Ці відходи можуть стати джерелом нової мінеральної сировини, утворюючи так звані техногенні родовища. Залучення в сферу промислового споживання відходів як і вилучення з них окремих корисних компонентів, призведе до розширення паливно-сировинної бази промисловості і збільшення асортименту продукції, сприятиме підвищенню рентабельності підприємств, забезпечить скорочення шкідливих викидів в атмосферу та створення маловідходних і безвідходних виробництв.

Окрім рідкісних елементів вугілля вміщує токсичні та потенційно токсичні елементи. Прогнозування їх вмісту, а також просторового розповсюдження, є необхідною складовою вирішення багатьох геолого-екологічних проблем сталого розвитку України, пов'язаних з видобутком, переробкою і використанням вугілля при мінімальній шкоді для навколишнього середовища. У вивченні токсичних та потенційно токсичних елементів у вугільних пластах першочерговим є визначення особливостей розподілу цих елементів в основних фракціях мінеральної частини вугільних пластів, що дає змогу розробляти технологічні схеми збагачення вугілля за їх вмістом. Встановлення складу геохімічних асоціацій токсичних та потенційно токсичних елементів та геологічних чинників, що зумовлюють формування підвищеного їх вмісту у вугільних пластах, дає змогу прогнозувати зміну концентрацій. Також розроблення класифікації основних вугільних пластів за їх вмістом дозволить довгостроково планувати заходи, спрямовані на зменшення концентрації цих елементів у продуктах та відходах вугледобування. Особлива актуальність даного питання визначається Законом України «Про надра» [16], постановами Кабінету Міністрів України № 22 від 30.09.1995 р., та № 688 від 28.06.1997 р., а також нормативними документами Державної комісії України по запасах корисних копалин (ДКЗ) [17].

Отримані в процесі досліджень результати мають важливе значення при вирішенні наукових та практичних завдань, підвищують достовірність висновків про види зв'язку супутніх елементів у вугіллі і дозволяють перейти від якісної оцінки їх розподілу до кількісної. Системний та комплексний підхід до оцінки вмісту цих елементів у вугільних пластах підвищує рівень обґрунтованості шляхів його ефективного прогнозу, що сприяє підвищенню рівня екологічної безпеки України і її сталого розвитку.

#### **1.4 Енергетичні аспекти видобування вугілля та шляхи підвищення його рентабельності**

Виробництво вугілля в Україні є низькорентабельним, а подекуди збитковим і дотаційним. Проте, вугілля власного виробництва є необхідною складовою для надійного та стабільного функціонування об'єднаної енергосистеми держави. Відмова від власного видобування вугілля становить загрозу не лише для енергетичного сектора економіки країни, але і може стати причиною соціальних конфліктів, оскільки у вугледобувній та суміжній галузях задіяна значна кількість населення країни. Тому вугледобувна промисловість для України є соціально значущою та вимагає зважених рішень щодо модернізації, продовження експлуатації та консервації окремих шахт.

Причин низької рентабельності виробництва вугілля в Україні кілька. Найбільш значущими серед них є складні геологічні умови видобування, тонкі вугільні пласти, застарілість основного виробничого обладнання. Також серед причин, які витікають з вищеназваних, є значна обводненість вугільних шахт, зокрема на Західному Донбасі, та можливість спонтанних викидів природного газу. Це зумовлює значні витрати електричної енергії на відкачування шахтних

вод, а також на провітрювання шахтних виробок для забезпечення збереження основного обладнання, створення належних робочих умов для виробництва. Варто зауважити, що закриття шахт не вирішує проблеми необхідності відкачування шахтних вод, а в особливо загазованих шахтах і провітрювання, оскільки у разі припинення цих процесів і переходу до так званої «мокрої» консервації шахти настають значні зміни в екосистемі регіону. Так, внаслідок припинення відкачування вод, їх рівень підіймається, забруднені розчиненими речовинами води потрапляють на верхні горизонти, у поверхневі водоносні шари, це в свою чергу призводить до засолювання територій, змін у біорізноманітті, а також здатне призвести до просідання рельєфу. А оскільки над шахтними полями здебільшого розташовані шахтарські поселення, то просідання рельєфу неминуче призведе до руйнування будівель у поселеннях та іншої інфраструктури. Тому «мокра» консервація в умовах України не є прийнятною.

У той же час з кожним роком рентабельність виробництва знижується через збільшення кількості водопритоку і складність подальшого відпрацювання покладів вугілля, оскільки доводиться працювати з усе тоншими пастами та/або на більших глибинах.

Аналіз структури основних витрат енергії вказує на те, що основними напрямками впровадження енергоефективних заходів є як раз водовідлив та вентиляційне і компресорне господарство, як супутні технології, які опосередковано пов'язані з виробництвом основної продукції, але потребують багато енергії.

З урахуванням того, що в Україні шахтним способом відпрацьовуються достатньо глибокі горизонти, зокрема у Західному Донбасі 250-600 м, температури води та повітря, які видаляються з шахт є прийнятними для використання їх в якості джерела низькопотенційного тепла. Такий підхід широко використовується у світі і дає можливість отримувати енергію на задоволення власних потреб шахти у тепловій енергії, а надлишки тепла передавати у шахтарські поселення-сателіти для задоволення комунально-побутових потреб населення.

Загальні підходи до підвищення енергетичної ефективності будь-якого виробництва стверджують, що основні заходи з енергоефективності доцільно впроваджувати в тих областях, де витрачається найбільша кількість енергії. Аналіз типових енергетичних балансів вугільних шахт [18] вказує на наступні обсяги споживання енергії на основні технологічні потреби (табл. 1.2).

Таким чином, у даній роботі необхідно дослідити сучасні технології використання низькопотенційної енергії шахтних підземних вод та відпрацьованого вентиляційного повітря, визначити технологічні схеми реалізації, придатні для застосування в умовах діючих та законсервованих шахт. Також необхідно оцінити енергетичний та екологічний потенціал утилізації супутнього тепла при виробництві вугілля.

Таблиця 1.2 – Енергоспоживання основними виробничими підрозділами вугледобувних підприємств

Найменування підрозділу або статті енергоспоживання	Межі енергоспоживання, %
Видобуток і підготовчі роботи	5-20
Транспортування	2-10
Підйом	10-30
Водовідлив	5-40
Вентиляція	20-30
Компресори	10-60
Освітлення	2-5
Власні потреби	10-20

Реалізація зазначених підходів має на меті з однієї сторони підвищити рентабельність діючих шахт, зменшити збитковість законсервованих шахт, а також створити передумови для продовження експлуатації шахт і поступового зниження техногенного навантаження на екосистему регіону за рахунок зменшення викидів. У свою чергу це буде попередженням і зростанню соціального напруження від тривалого очікування закриття шахт як основного місця роботи більшості населення.

### 1.5 Висновки до розділу

Ключову роль в розвитку вугледобувної галузі України займають шахти Західного Донбасу, забезпечуючи енергонезалежність нашої держави. Однак, у результаті аналізу сучасного стану експлуатації вугледобувних підприємств Західного Донбасу виявлені тенденції погіршення гірничо-геологічних умов розробки вугільних родовищ, зниження корисної потужності пластів, якості видобувного енергетичного вугілля, що в свою чергу призводить до скорочення проектних термінів служби діючих шахт, збільшення накопичення пустих порід на цінних земельних площах.

Встановлено, що технології ведення очисних робіт на шахтах Західного Донбасу не в змозі розробляти пласти потужністю менше 1,05 м без присічення бічних порід. Середня геологічна потужність пластів, які відпрацьовуються – 0,81 м, тому зольність гірничої маси, що видається на поверхню шахт перевищує 50% (при материнській зольності пластів 8 – 12%). При цьому обсяги складованої породи у відвали за останні 10 років збільшилися на 51%, що закономірно корелюється із загальною тенденцією зниження геологічної потужності пластів.

Видобування гірничої маси з підвищеною зольністю викликає додаткові витрати на внутрішньому шахтному транспорті, підйомі, збагаченні, складуванні та ін. Ці аспекти свідчать про сьогодишню актуальність залишення шахтних пустих порід у підземному просторі і створення нових підходів до розробки малопотужних пластів.

Традиційні технології видобування, які використовуються на шахтах Західного Донбасу, не дозволяють повноцінно вилучати вугілля, що призводить до суттєвих втрат залишених запасів у надрах і протирічить вимогам раціонального освоєння родовищ корисних копалин. Крім того, у технологічному циклі видобування вугілля, її переробки і виробництва енергії на денній поверхні утворюються чисельні багатотонажні накопичення промислових відходів – пустих гірських порід від гірничих робіт, продуктів циклу збагачення вугілля і побічних продуктів спалювання вугілля на теплоелектростанціях.

Зазначені проблеми викликані відсутністю ефективних і інтенсивних способів комплексного використання ресурсного потенціалу вугільних шахт спрямованих на використання нових маловідходних і безвідходних технологій, що підвищують повноту вилучення корисних копалин, попутного вилучення вторинних сировинних ресурсів, утилізації тепла підземних вод, відпрацьованого повітря та териконів, акумулювання пустих порід у вироблених просторах шахт. Шахта не повинна сприйматися лише як джерело вугілля. Для того, щоб виробництво було справді рентабельним, усі супутні роботи мають давати свою продукцію. Так, підготовчі та очисні роботи можуть давати сировину для будівництва та кольорової металургії або хімічної промисловості в залежності від наявності тих чи інших домішок у складі вміщуючих порід. В такому випадку можна розглядати шахтний комплекс як багатопродуктове виробництво і планувати його стабільний розвиток.

## РОЗДІЛ 2

### ОЦІНКА РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВУГІЛЛЯ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ І НАПРЯМКИ ЙОГО ПОКРАЩЕННЯ

#### 2.1 Геологічна характеристика об'єкту дослідження

Для встановлення доцільної придатності вугільних пластів до комплексного використання ресурсного потенціалу вугледобувних підприємств Західного Донбасу проведено оцінку гірничо-геологічної та гірничо-технічної бази. При оцінці враховувалися основні кількісні і якісні характеристики родовища, що визначають застосовність прогресивної технології селективного видобування вугілля на балансових шахтопластах, до яких відноситься: геологічна потужність пласта, його витриманість по площі поширення шахтного поля; зольність вугілля з урахуванням збіднення внутрішньопластовими породами і технологічними присіченнями; кількість запасів по пласту; фізико-механічні властивості порід покрівлі і подошви пласта; наявність розкривних і підготовчих виробок по пласту; гірничо-технічні умови відпрацювання родовища; інші особливості геологічної будови (аномалії), які обумовлюють потенційну небезпеку для ведення підземних гірничих робіт.

Безперечною перевагою технології селективного видобування є відділення породи від вугілля безпосередньо в очисному вибої і, тим самим, вилучення його із зольністю близькою до материнської. Застосування селективної технології дозволить відпрацьовувати забалансові за потужністю пласти 0,55 – 0,65 м із залишенням породи у виробленому просторі лаві. Реалізація технічних рішень дасть можливість залучити до відпрацювання забалансові запаси, при цьому підвищиться якість продукції, що видобувається, збільшиться інтенсивність відпрацювання запасів і знизяться масштаби забруднення навколишнього середовища.

Застосування технології селективного відпрацюванні вугільних пластів, вибір її раціональних параметрів і виробничих процесів оцінюється наступними характеристиками: геологічною потужністю вугільних пластів  $m_{geol}$  і висотою присічення  $h_{np}$  бокових порід; опірністю вугілля різанню  $A_p$ ; стійкістю безпосередньої покрівлі і міцністю подошви.

Цей перелік використовується, наприклад, при обґрунтування порядку виймання вугільної пачки і шару порід прилічення (суміщений або послідовний порядок виймання), визначення раціонального розташування присічення породи щодо пласта (в покрівлі або подошві пласта) та ін.

Проведемо аналіз якісного складу вугільних пластів і оцінку прогнозованої експлуатаційної зольності видобутого вугілля для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов роботи очисних вибоїв шахт ВСП «ШАХТОУПРАВЛІННЯ ТЕРНІВСЬКЕ» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Дослідженнями передбачалося вивчення геолого-маркшейдерської та технологічної документації на основі якого виконаний аналіз характеристик якості вугілля та його технологічних властивостей,

підрахунок запасів вугілля по пластах та інтервалах потужностей. Графічна основа і площа фігур підрахунку запасів виконана в програмі AutoCAD.

### 2.1.1 Шахта «Західно-Донбаська»

Станом на 01.01. 2019 р балансові запаси шахти «Західно-Донбаська» складають 61,1%, а позабалансові 38,9% від загальних запасів. Робоча потужність вугільних пластів варіюється в межах 0,60 – 1,40 м. Промислові запаси вугілля в пластах потужністю менше 0,80 м складають 69,7%, з них в пластах: 0,5 – 0,59 м – 32,6 %; 0,60 – 0,80 м – 37,1%. Розподіл промислових запасів, які відпрацьовуються шахтою виглядає наступним чином.

По пласту  $c_{10}^B$  в межах площі шахтного поля – 63,3% запасів вугілля з потужністю 0,8 – 1,35 м (в середньому – 1,0 м); 16,4% – знаходиться в інтервалі потужностей 0,71 – 0,8 м; 6,6% – 0,6 – 0,7 м і решта запасів 13,7% зосереджена на площі з переважною потужністю 0,5 – 0,59 м.

По пласту  $c_8^B$  в межах площі шахтного поля – 20,3% запасів вугілля з потужністю 0,8 – 1,25 м (в середньому – 0,91 м); 8,0% – знаходиться в інтервалі потужностей 0,71 – 0,8 м; 47,1% – 0,6 – 0,7 м і решта запасів 24,6% зосереджена на площі з переважною потужністю 0,5 – 0,59 м.

По пласту  $c_8^H$  в межах площі шахтного поля велика частина запасів – 41,3% має робочу потужність 0,8 – 1,2 м; 31,4% залягає з потужністю в межах 0,71 – 0,80 м; 24,9% має потужність 0,6 – 0,7 м і лише незначна частка – 2,4% зосереджена на ділянках з границями по потужності 0,5 – 0,59 м.

Розподіл промислових запасів поля шахти «Західно-Донбаська» по інтервалах потужностей представлено у вигляді гістограми на рис. 2.1

За масовою частининою зольності середньозважених вугільних пачок, вугілля всіх пластів відноситься до малозольних ( $A^d = 8 - 9,7\%$ ). Також з урахуванням засмічення внутрішньопластовими породними прошарками і ослабленими вуглистими породами у підшві і покрівлі, вугілля всіх пластів відноситься до малозольних. Середні значення зольності  $A^d$  варіюється в межах від 6,9 до 9,7%. Найменшою зольністю характеризується пласт  $c_5$  для якого показник  $A^d$  становить 6,9% (таблиця 1.1). Пласт  $c_{10}^B$  є одним з основних пластів промислового значення. Глибина залягання пласта від 224,6 до 501,0 м. У межах шахтного поля характеризується повсюдним поширенням зі стійкою потужністю від 0,60 до 1,35 м.

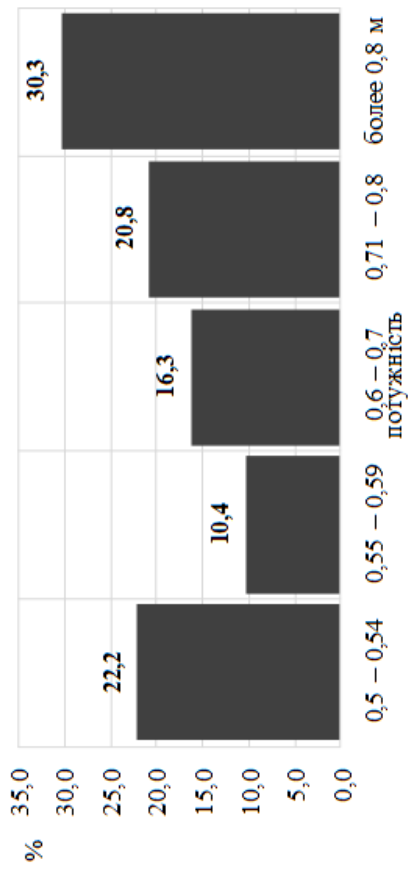
Будова пласта, в основному, проста і тільки в ряді випадків має дво- рідше трьох пачкову будову з наявністю породного прошарку потужністю 0,03 – 0,35 м (аргіліт).

Покрівля пласта досить стійка і представлена аргілітами, рідше алевролітом і піщаником. Підшва пласта складена, в основному, алевролітами, в меншій мірі – аргілітами і пісковиками. Пласт  $c_8^H$  витриманий, як по потужності, так і по площі поширення.

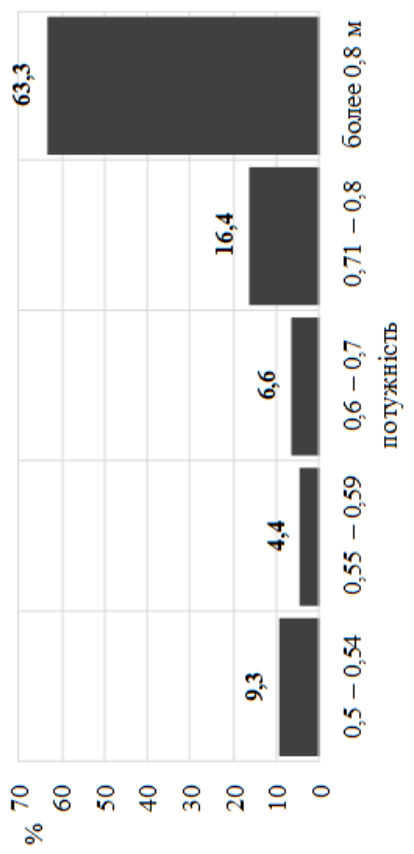
Робоча потужність пласта змінюється від 0,60 до 0,90 м (середнє значення – 0,65 м). Глибина залягання пласта – від 265,0 до 579,0 м. Будова пласта в більшості випадків проста. Породні прошарки, які розділяють вугільну пачку, представлено аргілітами потужністю 0,02 – 0,05 м.



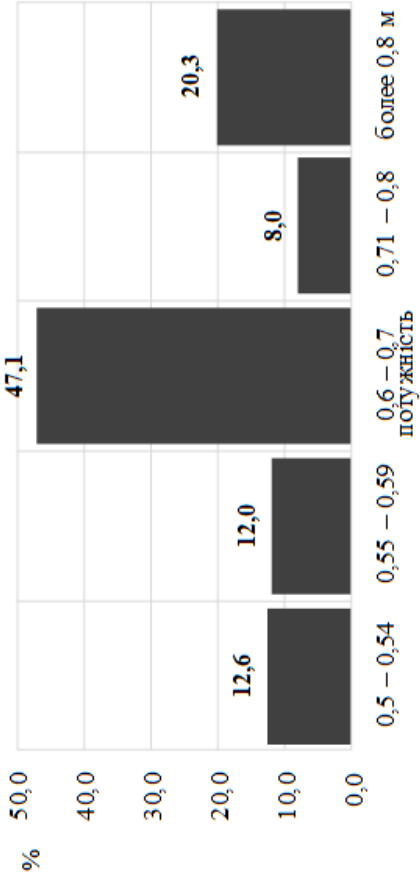
а)



б)



в)



г)



Рисунок 2.1 – Гістограма розподілу запасів вугілля шахти «Західно-Донбаська» за потужністю: а – загальна кількість запасів, б – за пластом с<sub>10</sub><sup>Б</sup>; в – за пластом с<sub>8</sub><sup>Б</sup>; г – за пластом с<sub>8</sub><sup>Н</sup>

Покрівлею і подошвою пласта служать алевроліти, рідше аргіліти і пісковики. Хибна покрівля представлена вуглистими аргілітами потужністю 0,04 – 0,10 м.

Пласт  $c_8^H$  є основним пластом промислового значення. Глибина залягання пласта варіюється від 264,0 до 586,9 м. Пласт має повсюдне поширення, за винятком північної частині шахтного поля, де вугільний пласт розмитий.

У межах блоку №1 пласт практично відпрацьований, робочу потужність пласт зберігає в блоці №2, де потужність змінюється від 0,75 до 0,90 м. Будова пласта проста – в північній частині шахтного поля, на решті території – складна (двох і трьох пачкова будова). Потужність породних прошарків, які поділяють пласт на пачки від 0,01 до 0,15 м (аргіліт, рідше аргіліт вуглистий). Покрівля та подошва пласта представлена алевролітом (50%) і аргілітом (50%). Хибна покрівля представлена аргілітами вуглистими потужністю 0,05 – 0,15 м.

Вугілля використовується в якості енергетичного палива та частково може використовуватися в складі шихти при виробництві коксу. Виймання вугілля в лавах проводиться механізованими комплексами у наступному компануванні: комбайн МВ-444Р з механізованим кріпленням КД-90 і скребковим конвеєром SZK-225/640; комбайн УКД200-250 з механізованим кріпленням КД-90 і скребковим конвеєром СП-251; комбайн УКД200-250 з механізованим кріпленням КД-80 і скребковим конвеєром СП-251; комбайн КА-200 з механізованим кріпленням КД-80 і скребковим конвеєром СП-251.

Таблиця 2.1 – Значення показників якості вугілля по пластах

Синоніміка	Вологість, %		Зольність, %		Сірка загальна, %
	$W_{max}$	$W^a$	вугільна	пластова	
$c_{10}^B$	6,6	2,3	8,3	9,3	1,7
$c_9$	7,0	2,0	9,6	12,5	2,2
$c_8^B$	6,5		8,0	8,4	1,6
$c_8^H$	6,6	2,0	7,3	10,5	1,3
$c_7^H$	6,4	1,8	8,8	10,5	1,7
$c_6$	3,9	1,4	9	10	2,0
$c_5$	5,4	1,6	6,9	9,4	1,4
$c_4^H$	-	1,3	8,0	9,8	1,5
$c_1$	3,7	1,3	9,7	14,0	1,3

В границях виїмкових ділянок корисна виймальна потужність пласта варіюється від 0,87 м (1006 лава пласт  $c_{10}^B$ ) до 1,08 м (880 лава пласт  $c_8^H$ ). Середня величина присічення порід підосви становить 0,06 м. Експлуатаційна зольність вугілля, що видається з лав змінюється від 17,7 до 33,4% (в середньому – 25,5%).

Загальношахтна зольність рядового вугілля – 38,0%. Виходячи з проведеного аналізу гірничо-геологічної та гірничо-технічної характеристики шахти можна сказати наступне:

- вугілля пластів шахти відноситься до малозольних ( $A^d = 8 - 9,7\%$ ). Також з урахуванням засмічення внутрішньопластовими породними прошарками і ослабленими вуглистими породами в підосві і покрівлі, вугілля всіх пластів відноситься до малозольних. Середні значення зольності  $A^d$  варіюється в межах від 6,9 до 10,5%;

- експлуатаційна зольність в лавах пластів, що розробляються більше пластової на 8,5 – 10,5% ( $c_{10}^B$ ) і на 8,5 – 22,8% ( $c_8^H$ );

- в границях шахтного поля по пласту  $c_{10}^B$  є близько 6,5 млн. т вугілля зосереджених на площі поширення з потужністю 0,55 – 0,80 м; по пласту  $c_8^B$  – 12,6 млн. т; по пласту  $c_8^H$  – 14,6 млн. т;

- на основних промислових пластах, значна частка запасів – більше 30 млн. т вугілля зосереджена на площі поширення із середньою геологічною потужністю більше 0,8 м, які існуючими засобами очисної техніки і технології можуть економічно вигідно вилучатись. Ці запаси можуть бути відпрацьовані протягом 25 років;

- в загальному, при річному видобуванні шахти в 2300 тис. т запаси шахтного поля будуть відпрацьовані протягом 67 років.

Таким чином потенційна область застосування технології селективного видобування вугілля оцінюється для пластів  $c_{10}^B$ , з якого може бути вилучено 6,9 млн. т, відповідно з  $c_8^B$  – 12,6 млн. т і  $c_8^H$  – 14,6 млн. т. Однак у всіх випадках економічну доцільність використання валового і селективного відпрацювання пластів, а також область і обсяги їх раціонального застосування необхідно обґрунтовувати і визначати для кожної конкретної лави з урахуванням всіх факторів, що впливають.

### 2.1.2 Шахта «Самарська»

Станом на 01.01.2019 р балансові запаси поля шахти «Самарська» складають 57%, а позабалансові 43% від загальних запасів (115264 тис. т). Робоча потужність вугільних пластів варіюється в межах від 0,60 до 1,30 м.

Промислові запаси вугілля в пластах потужністю менше 0,80 м складають 18220 тис. т, з них в пластах: 0,5 – 0,59 м – 31,8%; 0,60 – 0,80 м – 39,3% (рис. 2.2, а). Промислове значення мають пласти  $c_6$ ,  $c_5$ ,  $c_4^2$ ,  $c_4^1$ ,  $c_4$  і  $c_1$ .

В даний час шахтою відпрацьовуються пласти  $c_5$ ,  $c_4^2$  і  $c_1$ , в яких знаходиться до 32% всіх загальних промислових запасів. Розподіл запасів вугілля по пластах виглядає наступним чином:

- по пласту  $c_5$  є 1533 тис. т вугілля, з яких більша частина – 80% зосереджено в границях площі з геологічною потужністю більше 0,8 м, інша

частина запасів – 306,6 тис. т залягає в інтервалі потужностей 0,71 – 0,8 м (рис. 2.2, б);

– по пласту  $c_4^2$  в межах площі шахтного поля знаходиться 6282 тис. т вугілля, з яких – 66,3% або 4166 тис. т запасів з потужністю більше 0,8 м (верхнє значення – 1,14 м).

В інтервалах геологічних потужностей запаси розподіляються в наступних відносинах: 0,71 – 0,8 м – 4,8%; 0,6 – 0,7 м – 13,7%; 0,5 – 0,59 м – 15,2%. Відповідно, на площі розповсюдження пласта з потужністю менше 0,8 м знаходиться 2116 тис. т вугілля (рис. 2.2 в).

- по пласту  $c_1$  в границях шахтного поля залягає 11839 тис. т. З них 37,9% або 4490 тис. т з переважною геологічною потужністю більше 0,8 м (верхнє значення – 1,05 м). Решта 62,1% розподілені в наступних співвідношеннях: 0,71 – 0,8 м – 2961 тис. т; 0,6 – 0,7 м – 2559 тис. т; 0,55 – 0,59 – 1377 тис. т; 0,5 – 0,55 – 452 тис. т (рис. 2.2, г).

Вугілля пластів  $c_5$ ,  $c_4^1$ ,  $c_4^2$ ,  $c_4$  відносяться до марки ДГ, пластів  $c_6$  і  $c_1$  – до марок ДГ + Г (Г1). Вугілля пластів  $c_5$ ,  $c_4^2$ ,  $c_4^1$ ,  $c_4$  малозольне (середнє значення  $A^d$  від 6,2 до 9,0%),  $c_1$  - середньозольний (середнє значення 10,7%). Масова частка сірки загальної варіюється від 0,5 до 4,7%.

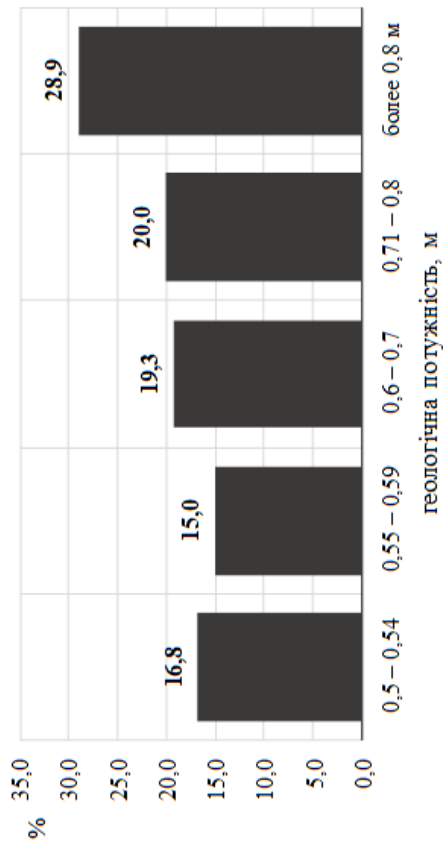
Пласт  $c_6$  витриманий, як за будовою, так і за потужністю, яка змінюється в межах 0,55 – 1,16 м (середнє значення 0,77 м). Будова пласта, в основному, проста (таблиця 1.2).

Пласт  $c_5$  є одним з основних пластів промислового значення і залягає на 30 м нижче вугільного пласта  $c_6$ . Глибина залягання пласта варіюється в границях від 64 до 220 м. Пласт витриманий, як за будовою, так і за потужністю, яка змінюється в межах 0,72 – 1,30 м (середнє значення 0,94 м). У деяких випадках пласт має складну будову, розділяється на дві пачки прошарком аргіліту потужністю 0,06 – 0,15 м. У покрівлі пласта залягають аргіліти, рідше алевроліти, в підшві – алевроліти і аргіліти.

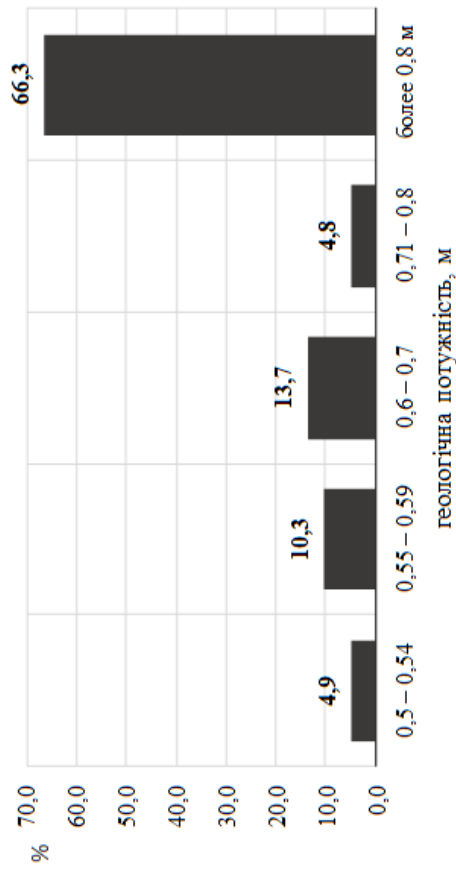
Пласт  $c_4^2$  залягає на 10 м нижче пласта  $c_5$ . На великій частині площі пласт повністю розмитий. Кондиційну потужність 0,64 – 1,10 м пласт зберігає в східній частині площі шахтного поля. На цій ділянці вугільний пласт витриманий, як за будовою, так і за потужністю. В окремих випадках пласт має складну двох пачкову будову і розділений прошарками аргілітів потужністю до 0,4 м. У покрівлі вугільного пласта залягає обводнений пісковик.

Пласт  $c_4^1$  залягає на 14 м нижче пласта  $c_4^2$  на глибині від 60 до 235 м. На всій площі шахтного поля переважна потужність 0,45 – 0,80 м (середнє значення 0,52 м). Будова пласта проста, тільки в деяких випадках простежується прошарок аргіліту вуглистою потужністю до 0,25 м, який розділяє вугільну пачку на дві частини. У покрівлі пласта залягають, в основному, алевроліти, рідше аргіліти і пісковики, в підшві – аргіліти, рідше алевроліти.

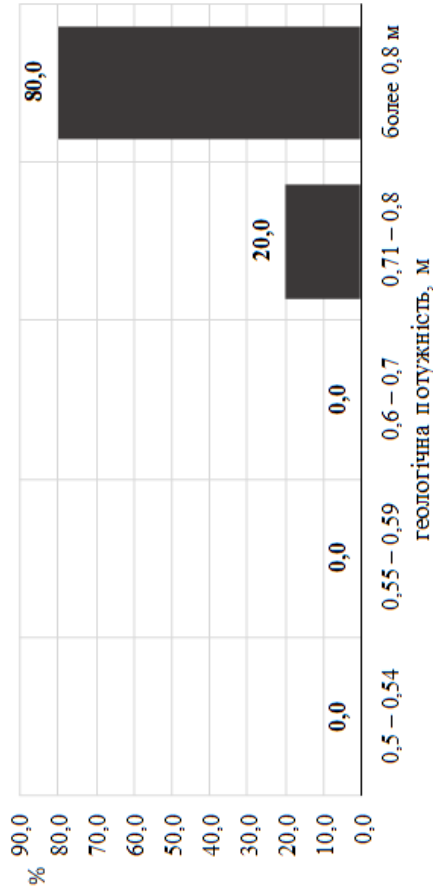
а)



в)



б)



г)

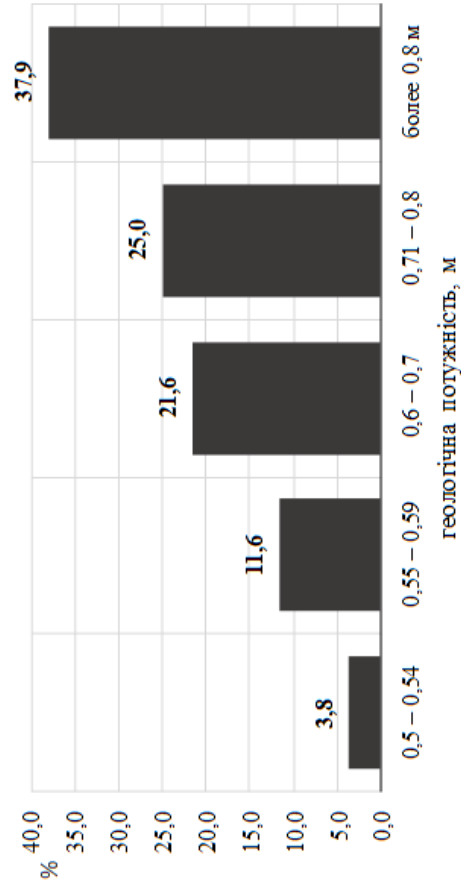


Рисунок 2.2 – Гістограми розподілу запасів вугілля шахти «Самарська» за потужністю: а – загальна кількість запасів; б – по пласту  $S_5$ ; в – по пласту  $S_4^2$ ; г – по пласту  $S_1$

Таблиця 2.2 – Характеристика вугільних пластів шахти «Самарська»

№ п/п	Синоніміка	Відстань між пластами, м	Глибина залягання, м		Потужність пласта, м від до/середня	Кут падіння, град	Зольність, %	Сірка загальна, %	Будова пласта	Витриманість
			Від	До						
1	с <sub>6</sub>	–	57	166	$\frac{0,55 - 1,16}{0,77}$	2 – 4	8,0	2,0	проста, рідше складна	відносно витриманий
2	с <sub>5</sub>	30	64	220	$\frac{0,72 - 1,30}{0,94}$	2 – 4	6,2	1,4	проста, рідше складна	відносно витриманий
3	с <sub>4</sub> <sup>2</sup>	10	82	230	$\frac{0,64 - 1,10}{0,73}$	2 – 4	7,3	1,5	проста, рідше складна	відносно витриманий
4	с <sub>4</sub> <sup>1</sup>	14	60	235	$\frac{0,45 - 0,80}{0,57}$	2 – 4	7,8	1,4	проста, рідше складна	відносно витриманий
5	с <sub>4</sub>	18	62	280	$\frac{0,55 - 1,27}{0,84}$	2 – 4	9,0	1,5	проста, рідше складна	відносно витриманий
6	с <sub>1</sub>	46	65	310	$\frac{0,54 - 1,05}{0,85}$	2 – 4	10,7	1,7	проста, рідше складна	відносно витриманий

Пласт  $c_4$  залягає на 18 м нижче пласта  $c_4^1$  на глибині від 62 до 280 м. Пласт відпрацьований практично на всій площі шахтного поля. Невідпрацьованими залишилися ділянки на сході, півдні і частково на півночі шахтного поля. Пласт має просту будову і повсюдне поширення з потужністю, яка змінюється в широких межах від 0,55 до 1,27 м. У покрівлі та підшві залягають, в основному, аргіліти, рідше – алевроліти.

Пласт  $c_1$  залягає на 46 м нижче вугільного пласта  $c_4$ , є одним з основних пластів промислового значення. Глибина залягання пласта змінюються в межах від 65,0 до 310,0 м. Потужність його коливається в межах 0,8 – 1,5 м (середня 0,87 м) і витримується практично на всьому шахтному полі. Характерним для пласта є наявність у покрівлі потужного (до 28,0 м) водонасиченого пісковика, який ускладнює гідро- і гірничо-геологічні умови експлуатації родовища при заляганні пісковика безпосередньо над пластом вугілля. Вуглевмісні породи представлені чергуванням аргілітів, алевролітів, рідше пісковиків.

Середні значення межі міцності при одноосьовому стисканні змінюється для аргілітів від 21,6 до 34,3 МПа, для алевролітів від 25,2 до 41,4 МПа, для пісковиків від 49,1 до 51,8 МПа.

Материнська зольність вугільних пластів, що мають промислове значення змінюється в значних межах від 1,3 до 35,0%, становлячи в середньому 6,2 – 10,7%. Експлуатаційна зольність пластів коливається від 32,5 до 45,2%. Висока експлуатаційна зольність, пояснюється великою величиною присічення бокових порід, яка, наприклад, при відпрацюванні пласта  $c_4^2$  може досягати 0,35 м.

Очисні ділянки шахти «Самарська» обладнані механізованими комплексами КД-80, комбайнами КА-200 з барабаними виконавчими органами, призначеними для відпрацювання тонких пластів. Нижня межа виймальної потужності в лавах становить 1,03 м при середній геологічній потужності пластів – 0,81 м.

Таким чином, корисна виймальна потужність в границях очисної ділянки 178 лави пласта  $c_5$  складає 0,89 м, 551 лави пласта  $c_4^2$  – 0,86 м і 4204 лави пласта  $c_4^2$  – 0,78 м. Середня зольність гірничої маси за 2019 рік склала – 47,0%.

Ускладнюючими факторами при веденні очисних робіт і як результат – зниження продуктивності очисних ділянок, є наявність у покрівлі водовмісних пластів. Так, в зонах підвищеної тріщинуватості при обваленні основної покрівлі, не рідкісні випадки посадки на «жорстку базу» механізованих кріплень і збільшення водопритоку в очисну виробку.

Таким чином, виходячи з проведеного аналізу гірничо-геологічної та гірничо-технічної характеристики шахти можна сказати наступне. Умови експлуатації родовища є складними: наявність в надвугільній товщі слабких обводнених порід, розмокання і вздимання порід підшви, підвищена тріщинуватість вуглевмісного масиву.

Вугілля пластів  $c_6$ ,  $c_5$ ,  $c_4^2$ ,  $c_4^1$  малозольне (середні значення пластової зольності від 6,2 до 9,0%), вугільний пласт  $c_1$  середньозольний (середнє значення – 10,7%), при цьому експлуатаційна зольність в лавах пластів  $c_5$ ,  $c_4^2$ ,

$c_4^1$  в 3 – 5 разів більше материнської і може досягати 45,2% (4204 лава пласта  $c_1$ ).

Обробка статистичної інформації показує, що більше половини промислових запасів шахти – 54,3% знаходиться в пластах потужністю від 0,55 до 0,8 м, які неможливо відпрацьовувати традиційною технологією і технікою без присічення бокових порід і пов'язано з додатковими фінансовими витратами на транспорт і збагачення високозольного вугілля.

Таким чином, потенційною областю застосування технології селективного виймання вугілля можуть стати вже розкриті і підготовлені пласти  $c_5$ ,  $c_4^2$ ,  $c_1$ , в яких залягає понад 9 млн. т вугілля на площі поширення з геологічної потужністю 0,55 – 0,8 м (рис. 2.3).

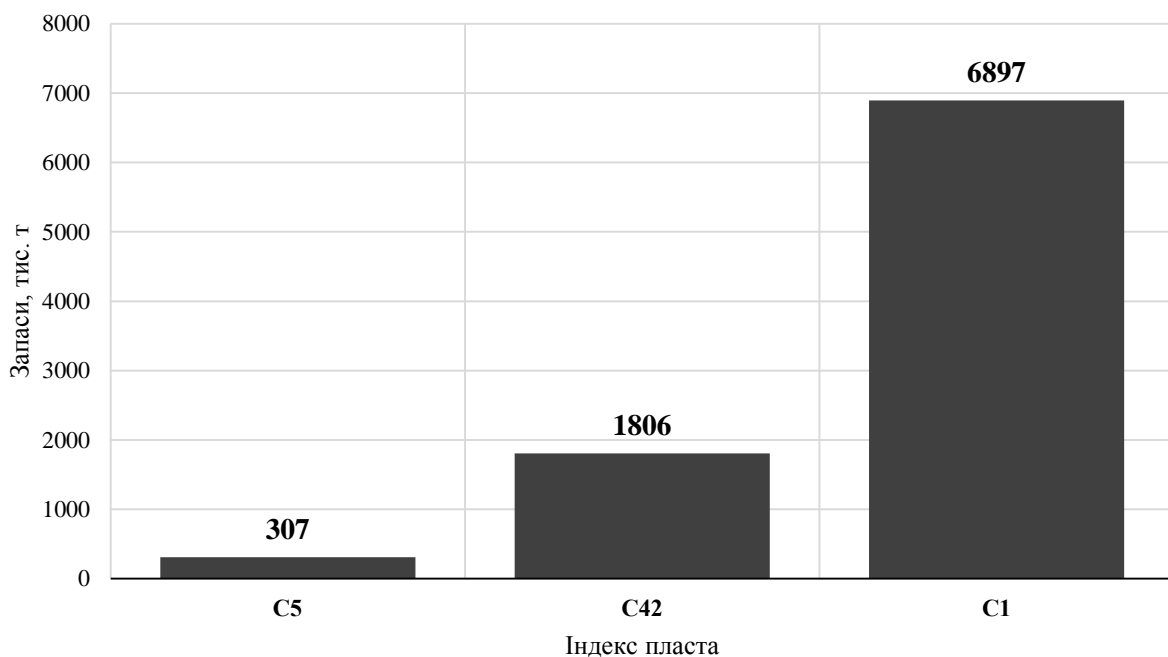


Рисунок 2.3 – Розподіл промислових запасів потенційно придатних до відпрацювання селективною технологією

Розрахунки показують, що відпрацювання традиційною, валовою технологією пласта  $c_5$  (при материнській зольності пласта 6,2%) істотно погіршить показники якості вугілля, що видобувається. Так, прогнозна експлуатаційна зольність по пласту складе: 39,0% при потужності пласта 0,8 м; 43,4% – при 0,75 м; 47,7% – при 0,7 м; 51,7% – при 0,65 м; 59,1% – при 0,6 м; 62,3% – при 0,55 м (рис. 2.4).

При валовому відпрацюванні пласта  $c_4^2$  (материнська зольність 7,3%), показники експлуатаційної зольності очікуються наступними: 39,7% при потужності пласта 0,8 м; 44,1% – при 0,75 м; 48,2% – при 0,7 м; 52,2% – при 0,65 м; 59,5% – при 0,6 м; 62,7% – при 0,55 м.



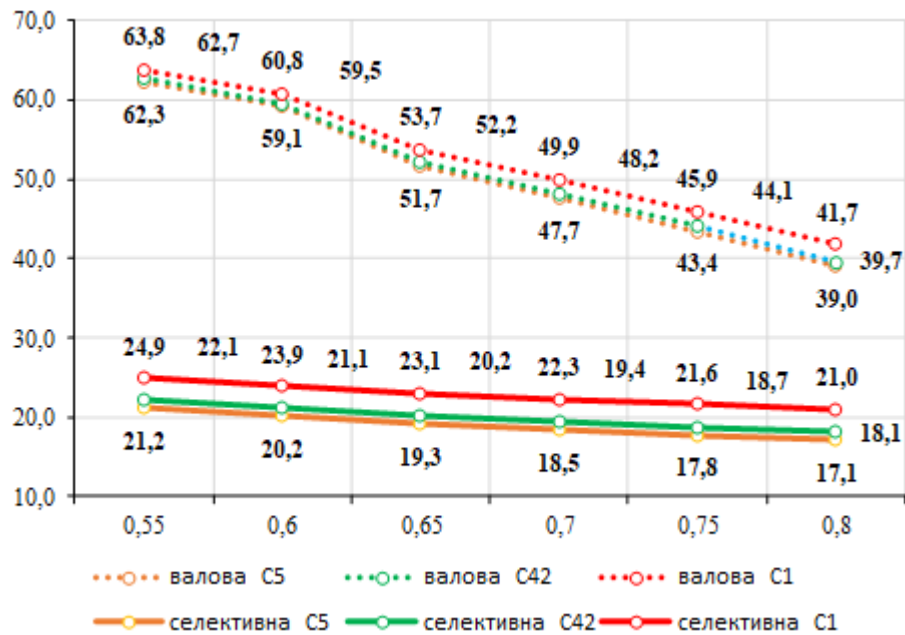


Рисунок 2.4 – Прогнозна зольність по пластах в залежності від їх корисної потужності і технології відпрацювання

При валовому відпрацюванні пласта  $c_1$  зольність видобутої гірничої маси змінюється в межах від 41,7 до 63,8% в залежності від корисної потужності і величини присічення порід. Істотно знизити зольність можливо при селективному (роздільному) вийманні вугілля. Технологія дозволяє в два рази знизити збіднення вугілля.

Так, при відпрацюванні пласта  $c_5$  очікувана експлуатаційна зольність вугілля складе 17,1% при потужності пласта 0,8 м; 18,5% – при 0,75 м; 19,3% – при 0,7 м; 19,3% – при 0,65 м; 20,2% – при 0,6 м; 21,2% – при 0,55 м. При відпрацюванні пласта  $c_4^2$  зольність вугілля, що видобувається змінюється від 18,1 до 24,9% відповідно при потужності від 0,8 до 0,55 м. При відпрацюванні пласта  $c_1$  експлуатаційна зольність вугілля не перевищить 24,9%.

Тому суттєвим резервом підвищення ефективності і ресурсного потенціалу шахти «Самарська» є можливість реалізації маловідходної технології селективного видобування вугілля з пласта  $c_1$ . Технологія дасть можливість витягти з надр понад 6 млн. т вугілля із зольністю не більше 25%. Залишення попутно видобутої породи у виробленому просторі лави дозволить скоротити негативний прояв гірського тиску і знизить ймовірність посадки механізованих комплексів на «жорстку базу» в умовах слабких обводнених порід.

## 2.2 Аналіз способів і засобів розміщення породи у вироблених просторах лав

Проведений аналіз літературних джерел показує, що практично у всіх країнах світу приділялася значна увага технологічним схемам ведення очисних робіт із розміщенням породи у вироблених просторах, в тому числі і при роздільному відпрацюванні вельми тонких вугільних пластів.

При розробці тільки рудних родовищ закладка виробленого простору найбільш широко застосовується на гірничодобувних підприємствах Австралії, Канади, США, України, Фінляндії, Швеції. На підприємствах вугледобувної галузі практика залишення породи у вироблених просторах широко застосовувалась в Німеччині, Англії, Франції, Чехії, Польщі, а також на шахтах Кузбасу, Донбасу, Караганди, Ткібулі, Печори, Сахаліну, Середньої Азії та Уралу.

В останні роки, особливу увагу системам розробки із залишенням породи приділяють в Китаї. Наприклад, в роботах [19-21] описується виробничий досвід залишення пустих порід в шахті. Приводяться приклади застосування нового високопродуктивного закладного обладнання [22, 23]. Наводяться дослідження і приклади розрахунку основних параметрів закладного масиву [24-27] та ін.

Аналіз існуючих технологічних схем ведення очисних робіт із залишенням породи при використанні сучасних механізованих комплексів показав, що найбільшого поширення у виробничій практиці отримали пневматичний і механічний способи.

В рамках вирішення тих чи інших поставлених інженерних задач (управління гірським тиском в очисних вибоях, відпрацювання запасів вугілля законсервованих під охоронними об'єктами, безремонтне підтримання виробок, залишення в шахті породи від присічення в очисних і підготовчих вибоях) відомі різні технологічні схеми розміщення породи у виробленому просторі лав за допомогою пневматичного обладнання [28], металевих машин [30], [31], скреперних установок [32] і закладних конвеєрів [33, 34].

У вітчизняній практиці співробітниками НТУ «Дніпровська політехніка», ДонВУГІ, Дондіпровуглемашем здійснювалися спроби створення експериментальних виймально-закладальних комплексів для селективного відпрацювання вугільних пластів. Для залишення породи присічення у виробленому просторі передбачалося використання пневматичного закладання. Причиною цього був той факт, що у 80-х, початку 90-х років пневматична закладка виробленого простору використовувалась на ряді шахт України для відпрацювання пластів під охоронними об'єктами, зведення околоштрекових бутових смуг [35, 36]. Вітчизняною та зарубіжною промисловістю випускалися пневмозакладальні машини барабанного і камерного типів, дробильно-закладні комплекси, закладні трубопроводи.

Спосіб пневмозакладання виробленого простору застосовувався на шахті ім. Горького при відпрацюванні пласта  $h_{10}$  під центральною частиною м. Донецька [37]. Потужність пласта складала 0,95 – 1,05 м, кут падіння 9 – 12°. Глибина ведення робіт 530 м, довжина лави 150 м.

На шахті застосовувалась система розробки лавами за повстанням. Матеріалом для закладки була шихта з відходів виробництва, переважно з породи, яка відбиралась при проведенні і ремонті виробок, вихід якої становив приблизно 55% від виробничої потужності шахти. Породи були представлені переважно глинистими і піщаними сланцями (85 – 90%) з коефіцієнтом міцності  $f = 6 - 8$ . Крупність закладного матеріалу 0 – 70 мм, при цьому фракції

розміром 50 – 70 мм складали 0,7 – 2%; 25 – 30 мм – 15,4%; 6 – 25 мм – 22,8%; 0 – 6 мм – 59,8%.

Для зведення околоштрекових бутових смуг застосовувалися дільничні пневматичні закладальні комплекси ДЗМ1, ДЗМ2, ПЗБ, ЗР-200 та Титан-1. За період експлуатації з-під охоронних об'єктів було видобуто 1,4 млн. т. вугілля і у вироблений простір закладено 1,25 млн. т. породи [38].

Позитивні результати отримані на шахті «Комсомолець Донбасу», де використовувалися пневмозакладальні комплекси ПЗК для зведення породних смуг на сполученні лава-штрек. Впровадження цієї технології дозволило знизити у 3 рази деформації виробок, що забезпечило їх безремонтний стан і можливість повторного використання при відпрацюванні суміжних очисних вибоїв [39].

Як показує практика, одним з найбільш вживаних комплексів для механізації закладних робіт був комплекс «Титан-1», який представляє собою комбіноване обладнання, в якому дробарка розташована над закладним пристроєм, який призначено для шлюзування роздробленої породи в потік стисненого повітря. Подрібнена порода завантажується в бункер дробарно-закладної машини, де подрібнюється до крупності 0 – 70 мм. Потім під дією сили тяжіння направляється в закладний пристрій, звідки подрібнена порода окремими порціями надходить в потік стисненого повітря, що йде від повітродувки, і по закладному трубопроводу транспортується у вироблений простір лави, де і зводиться закладний масив. Загальний вид закладного комплексу «Титан -1» представлено на рис. 2.5.

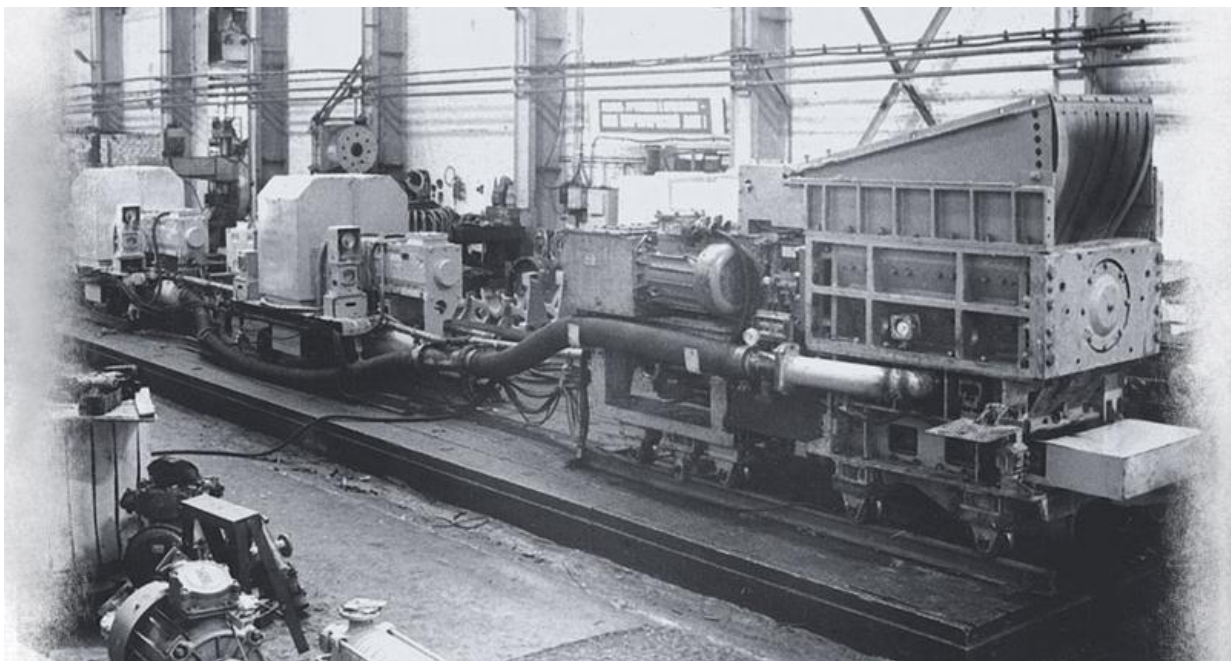


Рисунок 2.5 – Загальний вигляд закладного комплексу «Титан -1»

Технічні характеристики закладного комплексу «Титан-1» наведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Технічні характеристики комплексу Титан-1

Продуктивність, м <sup>3</sup> /год	60
Дальність пневмотранспортування закладного матеріалу, м	100
Максимальний розмір кусків породи для пневмотранспортування, мм	70
Габаритні розміри, мм	
- довжина	4500
- ширина	1500
- висота	2400-2650
Габаритні розміри компресора, мм	
- довжина	4000
- ширина	1360
- висота	1950
Маса, кг	38500

В Інституті геотехнічної механіки (ІГТМ) ім. М.С. Полякова НАН України розроблено вібраційно-пневматичний закладальний комплекс ВПЗК (рис. 2.6).



Рисунок 2.6 – Загальний вигляд закладного комплексу ВПЗК

Накопичений виробничий досвід підземної розробки вугільних родовищ з акумуляцією порід в підземному просторі дозволив вітчизняним і зарубіжним

гірничим школам розробити ряд особливих механізованих кріплень та їх модифікацій для роботи із закладкою виробленого простору [40].

У Дондіпровуглемаші розроблено механізоване кріплення МКДЗ.90 для роботи із закладкою на пластах потужністю 0,95 – 1,25 м.

Механізоване кріплення МКДЗ.90 комплектується серійним і спеціально розробленим обладнанням, яке призначено для механізації процесів кріплення, пересування забійного конвеєра і пневмозакладального трубопроводу, управління покрівлю і закладкою породи в очисних вибоях пологих пластів [38].

Конструкція секцій механізованого закладного кріплення і прив'язка до них ділянок пневмозакладального трубопроводу зображено на рис. 2.7 і 2.8.

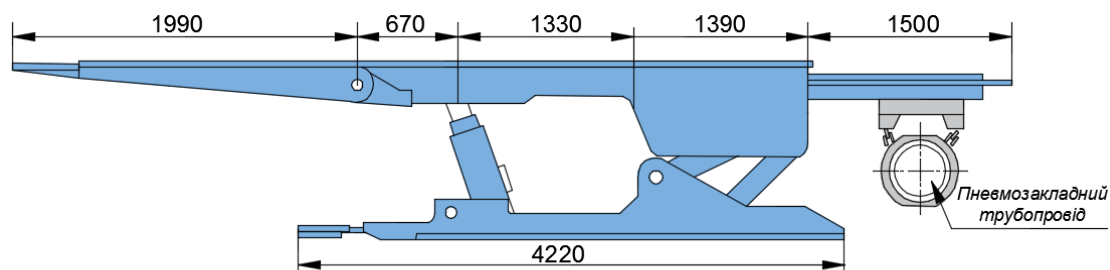


Рисунок 2.7 – Секція механізованого закладного кріплення МКДЗ.90

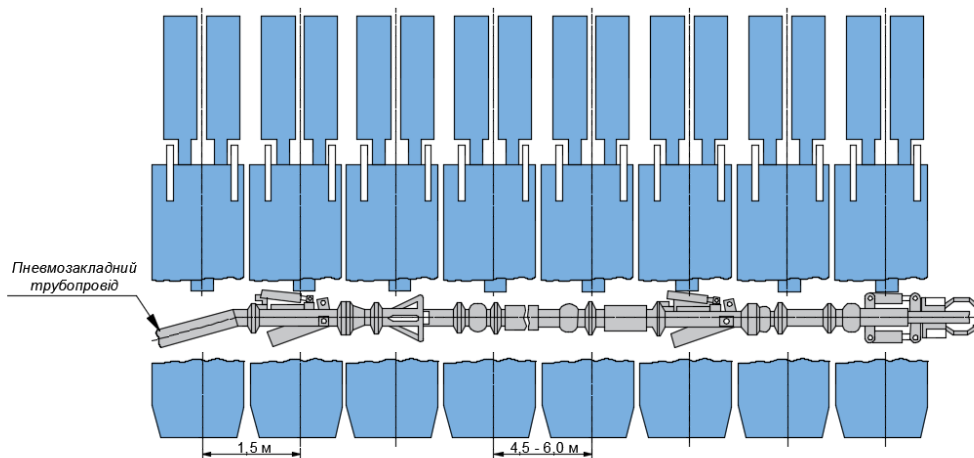


Рисунок 2.8 – Секція механізованого закладного кріплення МКДЗ.90 з пневмозакладальним трубопроводом

Однак, як показала практика, пневматична закладка виробленого простору поряд з перевагами (досить висока щільність закладного масиву, можливість розподілу закладного матеріалу по всій висоті виробленого простору, велика дальність вильоту кусків породи, компактні розміри закладного трубопроводу і можливість його викривлення в будь-якій площині) має ряд істотних недоліків, а саме:

- обмеження по довжині транспортування;

- необхідність подачі в шахту великих обсягів стисненого повітря, що викликає необхідність реконструкції компресорного господарства шахти;
- значне пилоутворення при веденні закладних робіт;
- необхідність припинення подачі закладного матеріалу при перемиканні бокового випуску породи або при демонтажі секцій закладного трубопроводу;
- захаращеність гірничих виробок, прилеглих до лави;
- необхідність виконання спеціальних вимог до закладних матеріалів за крупністю, абразивністю, адгезійними властивостями і ін.

Як показує аналіз [41], металеві машини і скреперні установки, в силу своїх технологічних можливостей, не дозволяють виконувати повне закладання виробленого простору лави. Тому породу від проведення і ремонту виробок використовують для зведення бутових смуг певної ширини з однієї або обох виробок лави, або ж скрепером викладають породні смуги з заданою відстанню між ними по всій довжині лави. Відстань між породними смугами вибирається таким чином, щоб безпосередня і основна покрівля в прольотах залишалася непорушеною. Загальний вид металевий закладний комплекс представлено на рис. 2.9.

В даний час ні вітчизняною, ні зарубіжною промисловістю закладного обладнання для вугільних шахт серійно не випускається. Тому для залишення породи присічення у виробленому просторі очисних вибоїв необхідна розробка нового закладного обладнання.



Рисунок 2.9 – Металевий закладний комплекс МЗК

На нашу думку, в якості закладного обладнання слід використовувати механічні пристрої, а саме скрепковий закладний конвеєр, який повинен бути розміщено під зворотними консолями секцій механізованого кріплення, що запобігають обваленню порід покрівлі.

Повна закладка виробленого простору породами за допомогою закладного конвеєра підвішеного до задніх консолей кріплення широко використовується на шахтах Китаю. Даний спосіб дозволяє повністю

механізувати процеси із виймання корисної копалини і закладки виробленого простору, при цьому не змінюючи схеми виймання вугілля комбайном, виконують закладні роботи. Принципова технологічна схема повного закладання виробленого простору з використанням закладного конвеєра зображена на рис. 2.10.

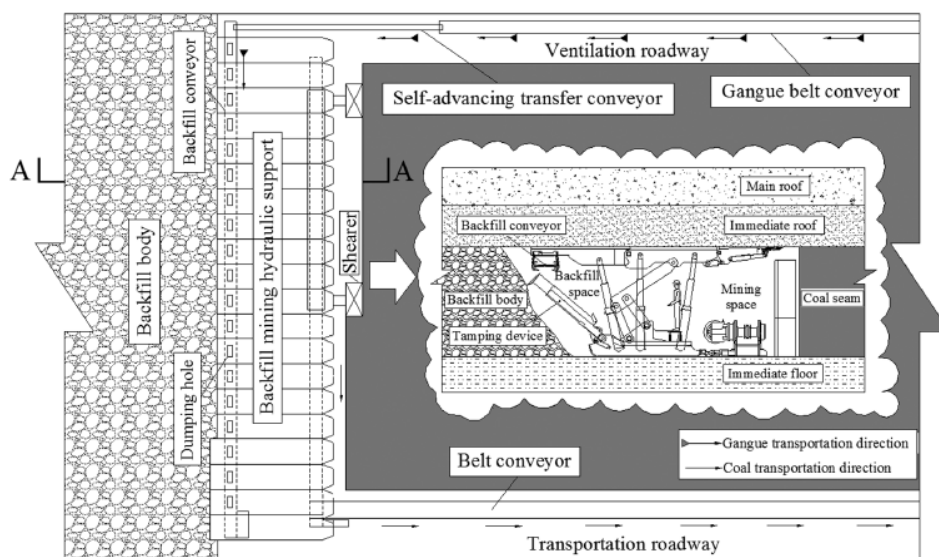


Рисунок 2.10 – Принципова технологічна схема повного закладання виробленого простору з використанням закладного конвеєра

Тверді відходи збагачувальних фабрик або породи від проходки виробок, проходять стадію подрібнення на поверхні шахти. Потім через вертикальну свердловину і систему підземного транспорту подають до панелі, яка відпрацьовується для подальшого закладання. Далі закладний матеріал транспортується по вентиляційному штреку стрічковим конвеєром до перевантажувачів і подається на закладний скребковий конвеєр з боку виробленого простору [27].

Закладний конвеєр підвішується на ланцюгах до зворотних консолей секцій механізованого кріплення. Закладка виробленого простору здійснюється шляхом скидання порожньої породи через розвантажувальні вікна закладного конвеєра у вироблений простір лави.

Обладнання для механізації процесів виймання вугілля і закладки породи у вироблений простір включає таке обладнання: очисний комбайн, забійний конвеєр, механізоване кріплення, закладний конвеєр.

Закладний риштачний став конвеєра має розвантажувальні люки, відкривання яких контролюється спеціальними телескопічними гідродомкратами. При досягненні певної висоти закладного масиву, розвантажувальні люки конвеєра закриваються [42]. Процес донного розвантаження породи у вироблений простір лави представлено на рис. 2.11.



Рисунок 2.11 – Процес донного розвантаження породи у вироблений простір

Однак дана технологічна схема не розрахована для лав, які працюють з роздільним вийманням порід присічення і вугілля для тонких, особливо вельми тонких пластів. Недоліками даного варіанта також є:

- періодичність зведення закладного масиву (тільки під розвантажувальними люками);
- необхідність управління відкриванням розвантажувальними вікнами.
- при використанні зволоженої шахтної породи можуть виникнути закупорки розвантажувальних вікон закладного конвеєра, що призводить до тривалих вимушених простоїв, за рахунок чого збільшуються виробничі витрати, знижується рівень безпеки ведення робіт і зменшуються виробничі показники очисного забою.

У НТУ «Дніпровська політехніка», авторами роботи [43] запропоновано спосіб селективного виймання корисних копалин із залишенням породи у виробленому просторі та механізований комплекс для його здійснення, особливістю якого стало використання горизонтально-замкнутого скребкового конвеєра для доставки порід присічення з очисного вибою у вироблений простір лави.

Технологічна схема роздільного виймання вугілля і породи присічення базується на використанні модернізованого комплексу 1МКД90. Загальний вид очисного вибою, який обладнано даним механізованим комплексом зображено на рис. 2.12.



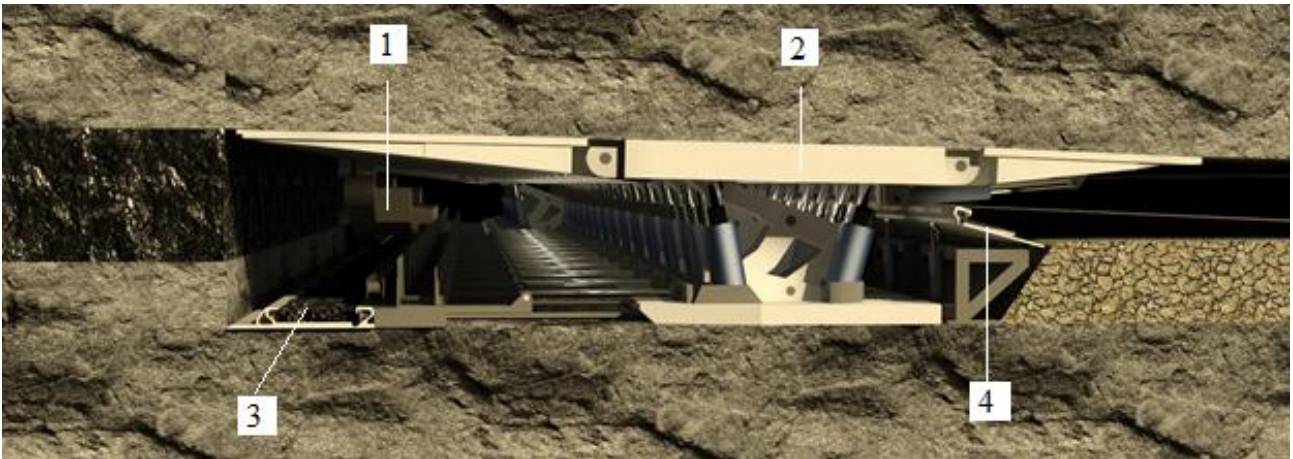


Рисунок 2.12 – Механізований комплекс для технологічної схеми роздільного виймання вугілля і породи присічення: 1 – очисний комбайн; 2 – механізована секція кріплення; 3, 4 – горизонтально-замкнутий скребковий конвеєр, відповідно вибійна та закладна лінія

У технологічній схемі застосовується 4-х стоякове кріплення типу 1КД-90 у якій із завального боку до проушин основного перекриття кріпиться зворотна консоль довжиною 1500 мм, яка підтискається до покрівлі двома гідро патронами. Основне перекриття кріплення має довжину 2200 мм. З боку очисного вибою до неї кріпиться притискаюча консоль довжиною 2210 мм. Довжина верхнього перекриття становить 5910 мм. У порівнянні зі стандартним виконанням 1КД-90 довжина секції збільшена на 1875 мм. Ширина секції – 1480 мм. Крок встановлення кріплення – 1,5 м. Секція механізованого кріплення 1МКД90 та її геометричні параметри представлено на рис. 2.13.

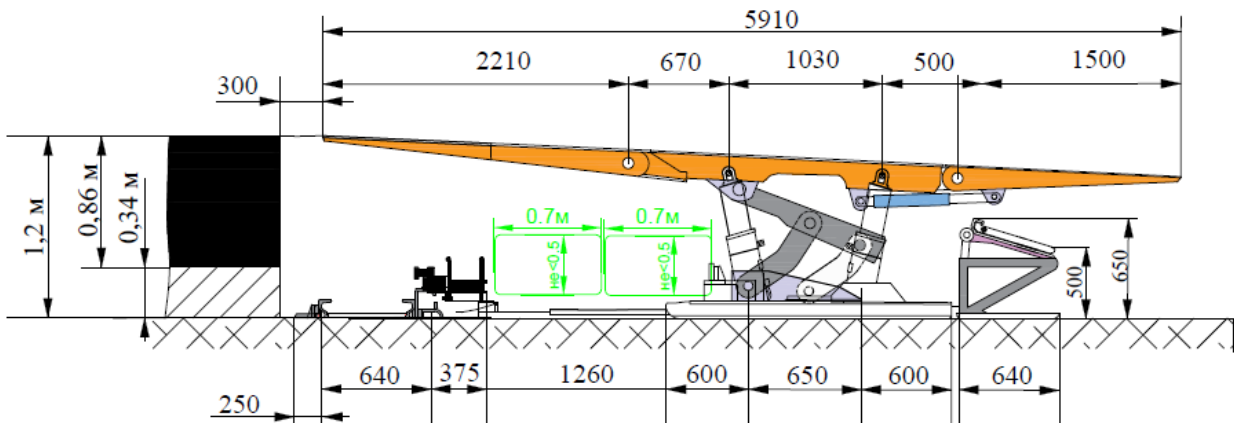


Рисунок 2.13 – Геометричні параметри механізованого кріплення 1МКД90

Технічні характеристики механізованого кріплення 1МКД90 представлені в табл. 2.4

Розміщення породи у виробленому просторі здійснюється за допомогою горизонтально-замкнутого конвеєра, закладна гілка якого розташована під захистом зворотної консолі секції механізованого кріплення. Роботи з

укладання породи в закладний масив виробляються одночасно з виїмкою породного уступу за другий прохід комбайна.

Спочатку викладка породної смуги проводиться з боку збірного штреку. Порода транспортується забійною лінією до збірного штреку далі надходить на закладний риштачний постав, який розташовано під кутом до горизонту.

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики механізованого кріплення 1МКД90

Несуча спроможність секції, кПа	500
Кількість стояків, шт	4
Робочий опір стояків (не менше), кН	800
Коефіцієнт гідравлічного розсунення (не менше)	2
Коефіцієнт затяжки покрівлі (не менше)	0,9
Зусилля гідродомкрата при пересуванні, кН:	
– секції кріплення	300
– става конвеєра	250
Середній тиск на підошву (не більше) МПа	2
Робочий тиск рідини в напірній магістралі, МПа	32
Тиск спрацьовування запобіжного клапана гідростояків при номінальному опорі секції, МПа	39

У міру переміщення закладного матеріалу по похилим риштаках відбувається його саморозвантаження на підошву пласта, заповнюючи вільний простір висотою, яка дорівнює величині встановлення (підйому) закладного поставу щодо підошви пласта. Заклавши ділянку деякої довжини за простяганням, верхня частина породної смуги захоплюється скребковим ланцюгом і стягується на вільну від породи ділянку. Зведення закладного масиву проводиться безперервно до виходу комбайна на середину лави.

Далі конвеєр реверсують і продовжують одночасне виймання і закладання породи з боку бортового штрека. Принцип розміщення породи з боку бортового штрека аналогічний вище описаного.

## **2.3 Обґрунтування параметрів технологічних схем селективного відпрацювання вугільних пластів**

### **2.3.1 Обґрунтування виймальної потужності пласта та величини присічення порід**

Виймальна потужність пласта відноситься до числа основних факторів, що істотно впливає на параметри деформаційних процесів, які відбуваються в гірському масиві. Поряд з цим, виймальна потужність є вихідним параметром, яка визначає не тільки типорозмірний ряд механізованого кріплення, величину

робочого простору під кріпленням, а й розміщення під нею обладнання, у тому числі для залишення породи у виробленому просторі. Маючи її значення встановлюється істинна величина присічення бокових порід в очисному вибої.

Мінімальна виймальна потужність визначається за конструктивними, технологічними параметрами та параметрами взаємодії машин комплексу з урахуванням фізіологічних можливостей людини й умов застосування конкретного компонування комплексу машин [44]. Також при відпрацюванні тонких та вельми тонких вугільних пластів із залишенням пустих порід у виробленому просторі лав необхідно встановлювати максимальну потужність (величину) присічення порід, яка обмежується об'ємом виробленого простору. Схема для розрахунку мінімальної виймальної потужності пласта та максимальної величини присічення, об'єму породи, що залишається у виробленому просторі наведена на рис. 2.14.

Прийняте компонування механізованого комплексу, у нашому випадку, не є типовим. Тому через особливості технологічної схеми очисних робіт із залишенням породи у виробленому просторі мінімальну виймальну потужність необхідно визначати за мінімально допустимою висотою між підшоною пласта та перекриттям зворотної консолі, яка дозволяє розмістити закладний конвеєрний постав за секціями механізованого кріплення і при цьому залишити ходове відділення регламентованих нормами розмірів. Виходячи з геометричних розмірів компонування закладного обладнання під перекриттям кріплення, а також наявності ходового відділення для його обслуговування, ця висота не повинна бути меншою за мінімальну допустиму висоту проходу ( $h_{\min}^3 = 0,5$  м), що регламентується правилами безпеки [45].

Мінімальна потужність пласта  $m_{\epsilon \min}$  визначається мінімальною конструктивною висотою кріплення  $H_{\min \kappa}$ , максимальним опусканням покрівлі на рівні зворотної консолі  $\Delta h_{\kappa p}$  і запасом податливості кріплення на її розвантаження  $h_p$ . При використанні в складі механізованого комплексу обладнання для розміщення породи у виробленому просторі мінімальна конструктивна висота кріплення буде визначатися виходячи з висоти проходу між заднім рядом стояків і закладним конвеєром  $h_{\min}^3$ , товщини верхнього перекриття  $h_{\text{пер}}$  й основи секції кріплення  $h_{\text{осн}}$ , величини технологічного зазору між зворотною консоллю і закладним конвеєрним поставом  $h_{\text{мех}}$ , в результаті отримаємо

$$H_{\min \kappa} = h_{\min}^3 + h_{\text{пер}} + h_{\text{осн}} + h_{\text{мех}}. \quad (2.1)$$

Таким чином, мінімальна виймальна потужність в очисному вибої стосовно технології з залишенням породи у виробленому просторі буде визначатися

$$m_{\epsilon \min} = H_{\min \kappa} + \Delta h_{\kappa p}, \quad (2.2)$$

де  $\Delta h_{\kappa p}$  – величина опускання покрівлі на рівні задніх консолей.

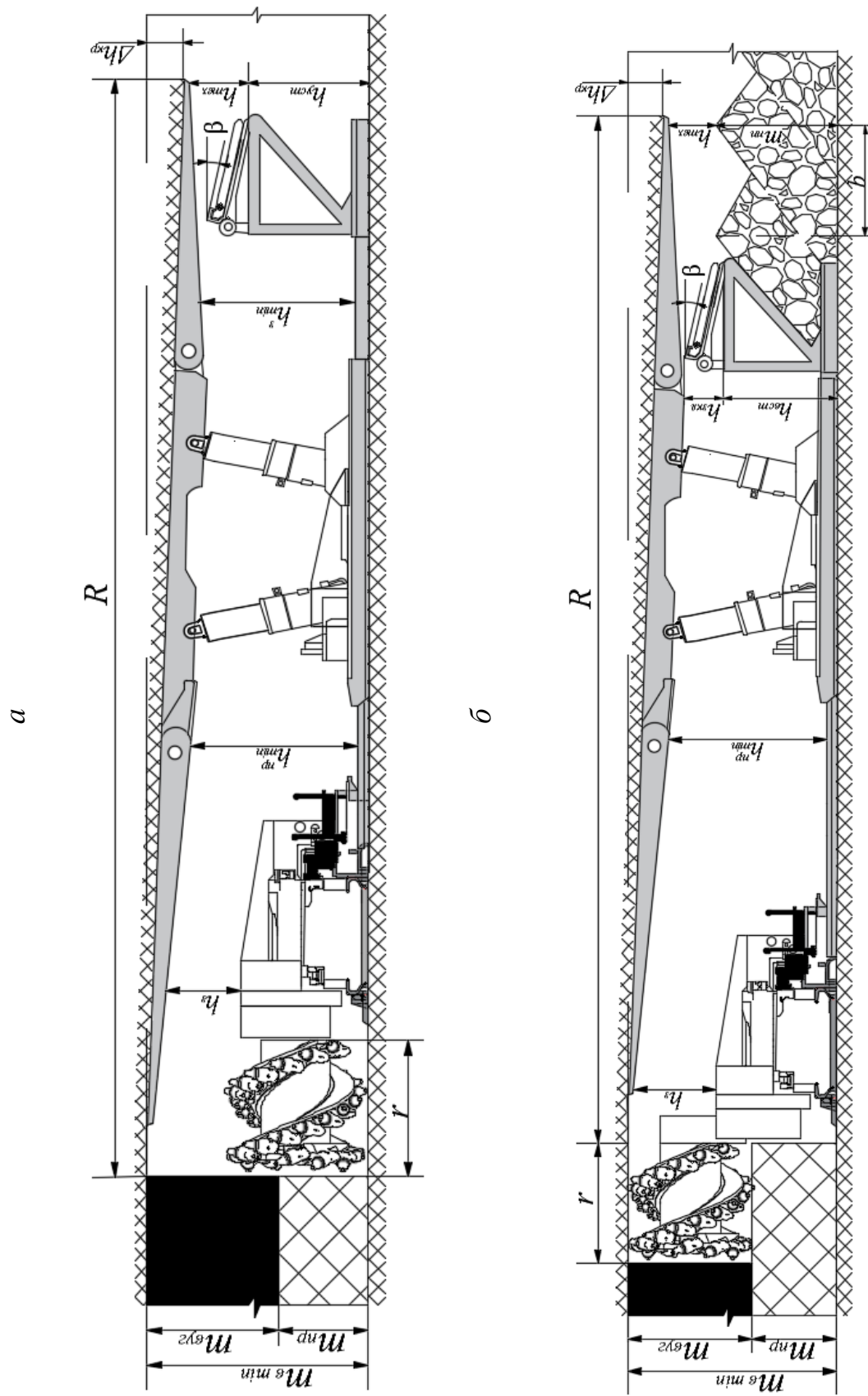


Рисунок 2.14 – Схеми для розрахунку мінімальної виймальної потужності пласта та максимальної величини присічення (а), об'єму породи, що залишається у виробленому просторі (б)

Величину опускання покрівлі на задніх консолях можливо визначити шляхом використання розрахункових виразів, інструментальних досліджень або розрахунку напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Наприклад, В.Т. Давідянц для умов Донбасу запропонував формулу для розрахунку опускань покрівлі [46] виду

$$\Delta h_{кр} = 0,04m_g R, \quad (2.3)$$

де,  $m_g$  – виймальна потужність пласта;  $R$  – ширина робочого простору лави, м.

В роботі [47] зближення бічних порід в очисному вибої із закладкою виробленого простору визначалося за формулою

$$\Delta h_{кр} = 0,35\beta m_g (R_{\min} + R_{\max}), \quad (2.4)$$

де  $\beta$  – коефіцієнт, що залежить від класу порід;  $R_{\min}$  та  $R_{\max}$  – відповідно мінімальна і максимальна ширина робочого простору очисного вибою, м.

Однак вище наведені вирази (2.3), (2.4) не враховують багатьох технологічних факторів, що значно впливають на виймальну потужність пласта, що обслуговується механізованим комплексом. Окрім ширини робочого простору лави, виймальної потужності пласта і класу порід покрівлі на величину опускання покрівлі в очисному вибої впливають такі параметри, як опір кріплення, швидкість просування очисного вибою, час виймального циклу очисних робіт.

В роботі [23] отримано залежність опускання покрівлі  $\Delta h_{кр}$  в очисному вибої з урахуванням опору кріплення й інших факторів використовуючи формулу, яка має вигляд

$$\Delta h_{кр} = (a - bP + ce^{-nR})RH_{\min кр} e^{-k/t}, \quad (2.5)$$

де  $P$  – опір кріплення,  $\text{кН/м}^2$ ;  $R$  – ширина робочого простору лави, м;  $t$  – тривалість перебування порід покрівлі над кріпленням, год.;  $a, b, c, n, k$  – постійні коефіцієнти, що залежать від властивостей порід покрівлі та технології ведення очисних робіт, визначаються емпірично [23].

Розрахункова схема для визначення опускання покрівлі в очисному вибої з урахуванням технологічних параметрів наведена на рис. 2.15.

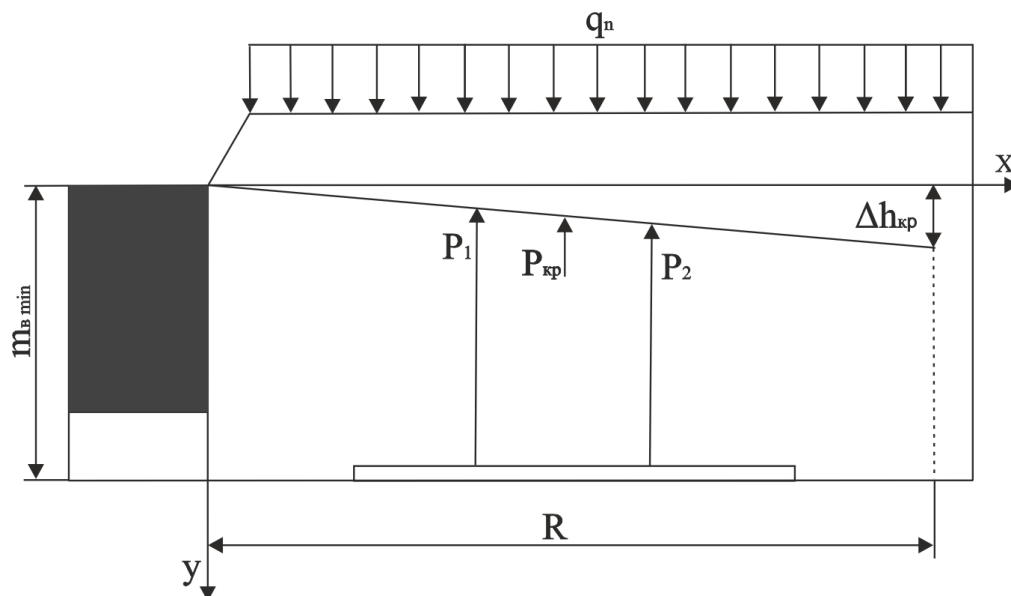


Рисунок 2.15 – Розрахункова схема для визначення опускання покрівлі  $\Delta h_{кр}$  в очисному вибої

Таким чином, встановлено емпіричні залежності опускання порід покрівлі в очисному вибої від опору кріплення  $P$  з урахуванням ширини робочого простору  $R$  для таких величин  $R = 4,5 \text{ м}; 5,0 \text{ м}; 5,5 \text{ м}; 6,0 \text{ м}; 6,5 \text{ м}$ . Основним трендом цих залежностей є поліноміальна крива, яка описується рівнянням виду  $R = 4,42x^2 - 44,28x + 167,69$ , при  $R = 6,5 \text{ м}$  (рис. 2.16).

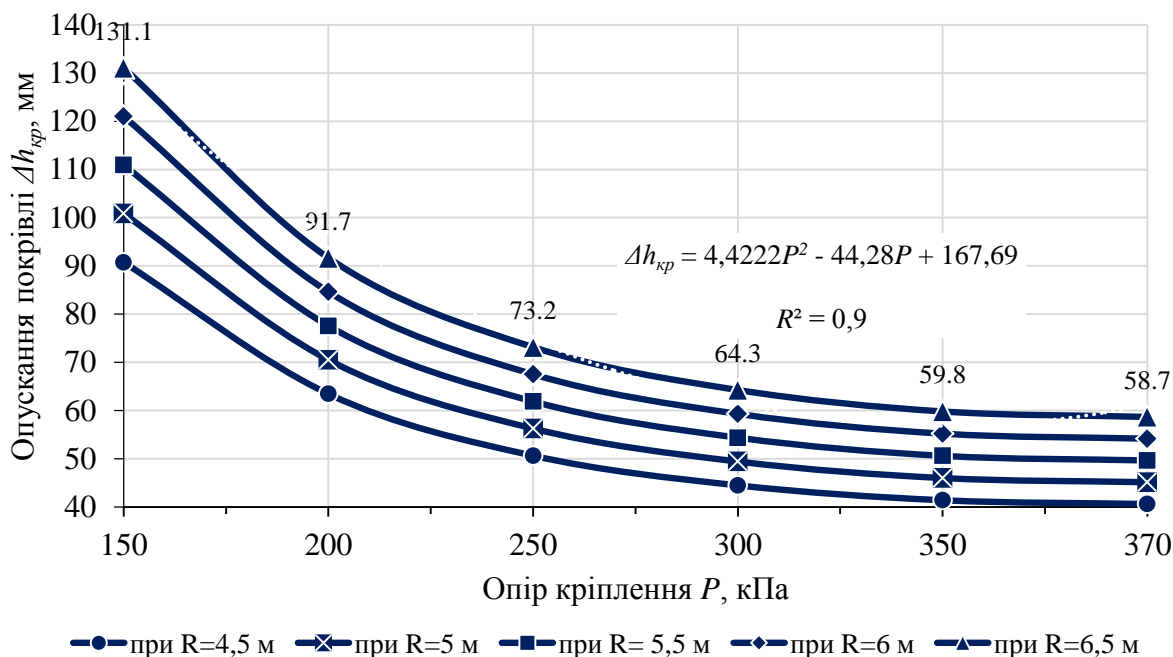


Рисунок 2.16 – Залежність опускань покрівлі  $\Delta h_{кр}$  від опору кріплення  $P$  та ширини робочого простору лави  $R$  (при  $m_b = const = 1,16 \text{ м}$ )

Також встановлено емпіричні залежності опускання покрівлі  $\Delta h_{кр}$  від опору кріплення та часу знаходження порід покрівлі над кріпленням  $t$ , які показують, що у діапазоні опору кріплення  $P = 250 \text{ кПа} - 370 \text{ кПа}$  опускання

покрівлі мінімальні й не перевищують 73,2 мм при збільшенні  $t$  до 10 год. (рис. 2.17).

Встановлено залежність величини присічення бічних порід  $m_{np}$  в очисному вибої від опору кріплення  $P$  та геологічної потужності пласта  $m_{вуг}$ . Основний тренд отриманих залежностей полягає у наступному: зі збільшенням опору кріплення, величини присічення порід змінюються від 0,51 м до 0,44 м при геологічній потужності пласта 0,8 м та відповідно від 0,76 м до 0,69 м – при геологічній потужності пласта 0,55 м (рис. 2.18).

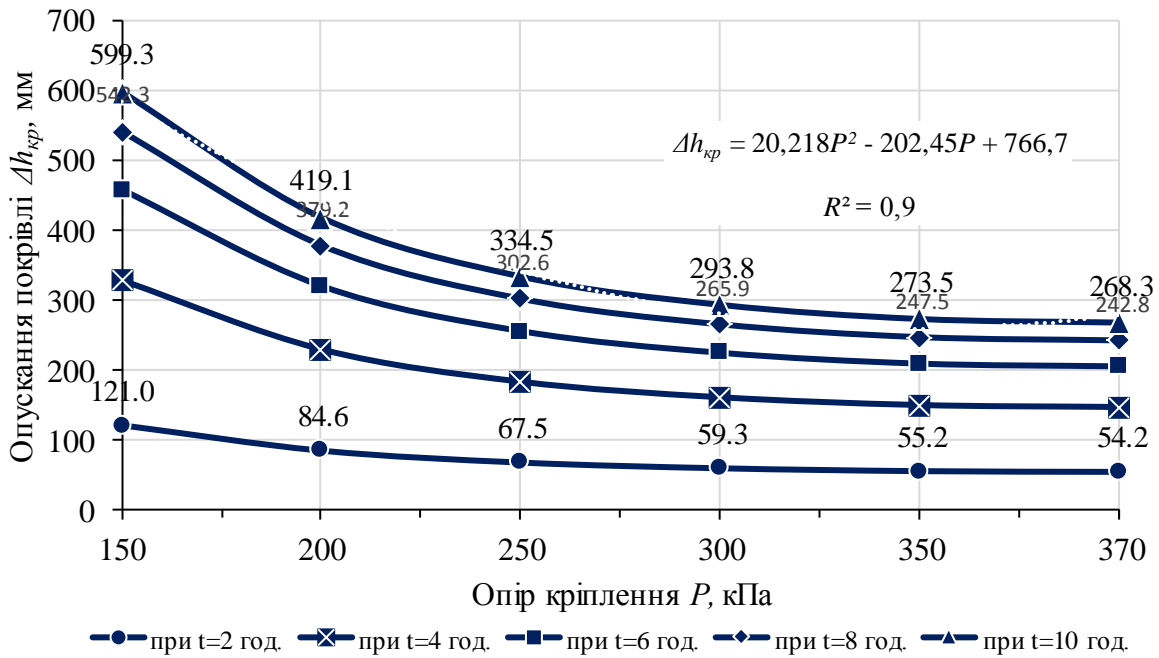


Рисунок 2.17 – Залежність опускань покрівлі  $\Delta h_{кр}$  від опору кріплення  $P$  та часу знаходження покрівлі над кріпленням  $t$  (при  $m_{\delta} = const = 1,16$  м та  $R = const = 6,0$  м)

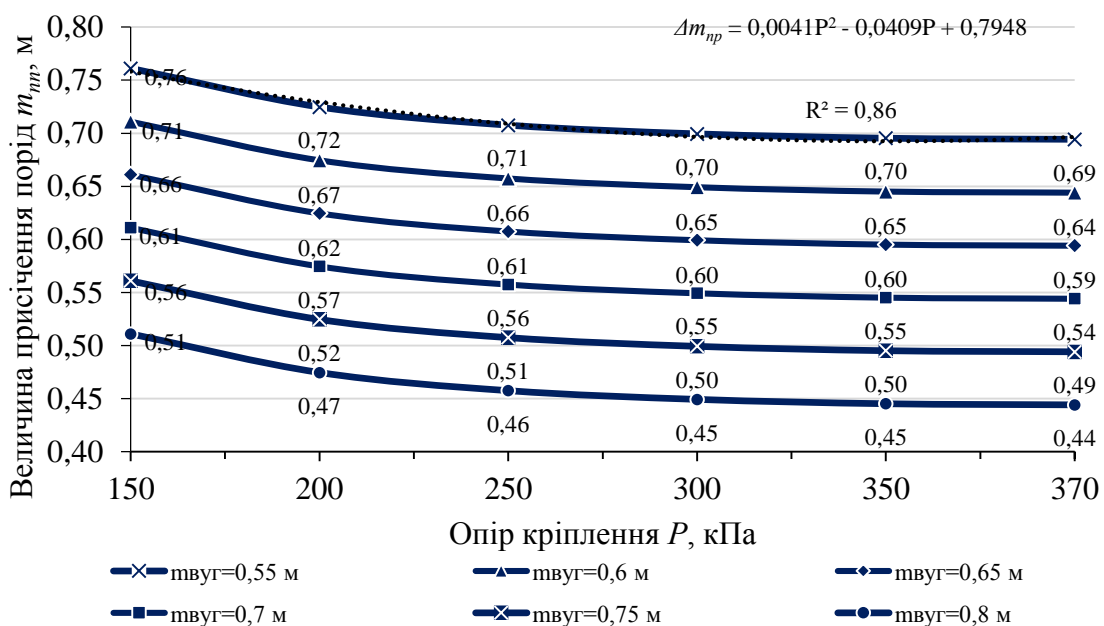


Рисунок 2.18 – Залежність величини присічення бічних порід  $m_{np}$  в очисному вибої від опору кріплення  $P$  та геологічної потужності пласта  $m_{вуг}$

У результаті проведених досліджень автором роботи [48] отримано вираз для визначення мінімальної виймальної потужності  $m_{e \min}$ , який враховує опускання покрівлі  $\Delta h_{kp}$ , силові параметри кріплення, а також параметри застосовуваної технології. Враховуючи конструктивні особливості розміщення елементів закладного конвеєрного постапу під перекриттям зворотної консолі, а також наявність ходового відділення за посадковим рядом стояків кріплення, отриманий вираз матиме вигляд

$$m_{e \min} = \frac{\max \left\{ (h_{\min}^{np} + h_{nep}); (h_{\min}^3 + h_{nep}); (h_{вст} + h_{mex} + h_p + h_{nep}) \right\}}{0,9 - 0,01k_{kp} R \left( 1 - \frac{180 \cdot r \cdot V \cdot k_m}{2R \cdot l} \right)}, \quad (2.6)$$

де,  $h_{\min}^{np}$  – мінімальна висота ходового відділення між вибійною конвеєрною лінією та переднім рядом стояків кріплення, м;

$h_{\min}^3$  – мінімальна висота ходового відділення між закладною конвеєрною лінією та заднім рядом стояків кріплення, м;

$h_{вст}$  – мінімальна конструктивна висота встановлення закладної конвеєрної лінії, м;

$h_{nep}$  – товщина перекриття секції кріплення, м;

$h_{mex}$  – технологічний зазор між закладною конвеєрною лінією та зворотною консоллю механізованого кріплення, м;

$h_p$  – запас гідравлічного розсунення для розвантаження стояків кріплення, м;

$R$  – відстань по ширині привибійного простору від вибою до кінця перекриття секції кріплення, м;

$r$  – ширина захвату виконавчого органа комбайна, м;

$V$  – швидкість подачі комбайна, м/хв;

$k_m$  – коефіцієнт машинного часу;

$l$  – довжина лави, м

Аналіз виразу (2.6) зображено на рис. 2.19 у вигляді залежності мінімальної виймальної потужності пласта  $m_{e \min}$  від швидкості подачі очисного комбайна  $V$  та довжини лави  $l$ .



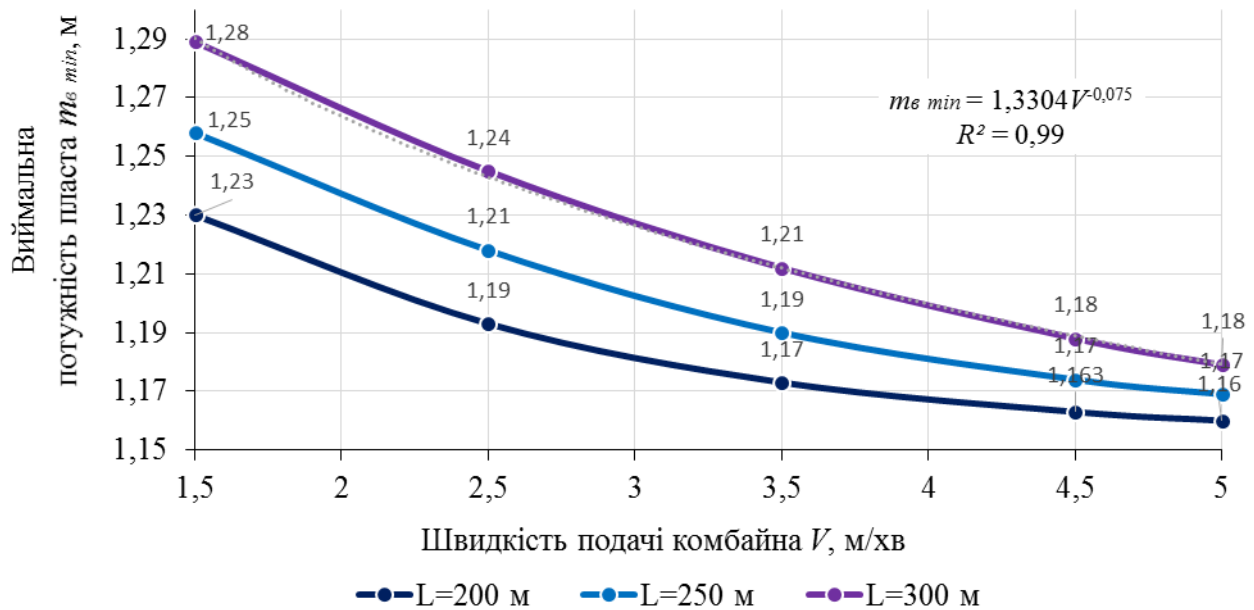


Рисунок 2.19 – Залежність мінімальної виймальної потужності пласта  $m_{\min}$  від швидкості подачі очисного комбайна  $V$  та довжини лави  $L$  (при  $P = const = 250$  кПа та  $R = const = 6,0$  м)

Із аналізу отриманих даних випливає, що зі зменшенням швидкості подачі очисного комбайна мінімальна виймальна потужність пласта збільшується, причому це зростання тим більше, чим більше довжина лави. Слід зазначити, що мінімальна виймальна потужність пласта повинна бути не менш 1,16 м, при цьому зберігається допустима мінімальна висота ходового відділення  $h_{\min}^3$  за другим рядом гідростояків та необхідний простір для розміщення закладного конвеєрного постапу. В межах зміни швидкості подачі очисного комбайна мінімальна виймальна потужність пласта змінюється від 1,16 до 1,23 м при довжині лави 200 м. При збільшенні довжини лави до 250 м мінімальна виймальна потужність пласта збільшується до 1,25 м, а при довжині лави 300 м – не перевищують 1,29 м.

### 2.3.2 Обґрунтування параметрів процесу розміщення породи присічення у виробленому просторі лави

Величина порід присічення  $m_{np}$  обмежується обсягом виробленого простору, який в свою чергу залежить від величини опускання покрівлі на кінці перекриття секції кріплення  $\Delta h_{кр}$  та параметрів встановлення закладного конвеєрного постапу, зведення породної смуги у виробленому просторі [49]. Тому обсяг породи, що виймається в очисному вибої  $V_e^{np}$  не повинен перевищувати обсяг виробленого простору, що планується до заповнення  $V_{зан}$ , тобто повинна виконуватися така умова

$$V_e^{np} \leq V_{зан}. \quad (2.7)$$

З огляду на особливості формування кускових матеріалів на площині при їх розвантаженні із жолобів [50] ідеалізовано форму закладного масиву можна

уявити у вигляді трикутної призми у вершині та паралелепіпеду в основі. Схематично розріз породної смуги при її укладанні в масив за допомогою закладного конвеєра наведено на рис. 2.12, б.

Виходячи з наведеної схеми розрізу породної смуги, об'єм виробленого простору, що заповнюється породою  $V_{зан}$  шириною 1 м за простяганням і довжиною за падінням, який дорівнює кроку викладання породної смуги  $b$  складе

$$V_{зан} = bh_{вст}k_d - 0,25 \sin \gamma, \quad (2.8)$$

$h_{вст}$  – висота встановлення закладного конвеєрного постапу, м;  $\gamma$  – кут природного укосу породи, град;  $k_d$  – коефіцієнт, що враховує деяку невідповідність істинного і розрахункового об'єму виробленого простору,  $\gamma$  – кут укосу породи, град.

Висота встановлення (розташування) закладного конвеєрного постапу визначається за формулою

$$h_{вст} = m_{в\ min} - (h_{мех} + h_{зв.к} + \Delta h_{кр}), \quad (2.9)$$

де,  $h_{зв.к}$  – товщина перекриття зворотної консолі, м;

$\Delta h_{кр}$  – величина конвергенції порід покрівлі на кінці зворотної консолі, м.

Для підвищення точності розрахунків конвергенцію порід на зворотних консолях кріплення очисної виробки можливо визначити на підставі розрахунку напружено-деформованого стану масиву гірських порід, оскільки існує взаємозв'язок між силовими параметрами механізованого кріплення, потужністю породної смуги та конвергенцією порід покрівлі у виробленому просторі.

Технологічний зазор  $h_{мех}$  визначається з виразу

$$h_{мех} = h_{зкл} + d_n + h_p, \quad (2.10)$$

де,  $h_{зкл}$  – висота нахилу закладного конвеєрного постапу, м;

$d_n$  – крупність фракції породи, м;

$h_p$  – запас гідравлічного розсунення для розвантаження стояків кріплення, м.

Висота нахилу закладного конвеєрного постапу визначається за виразом

$$h_{зкл} = b_p \sin \beta, \quad (2.11)$$

де,  $b_p$  – ширина риштака горизонтально-замкнутого конвеєра, м.

Проведені в роботах [51], [52] лабораторні дослідження дозволили встановити залежність зміни мінімальних кутів самопливного руху зразків породи від їх вологості. Інтерпретуючи отримані значення, кут встановлення закладного конвеєрного постапу можна встановити за графіком, зображеним на рис. 2.20.

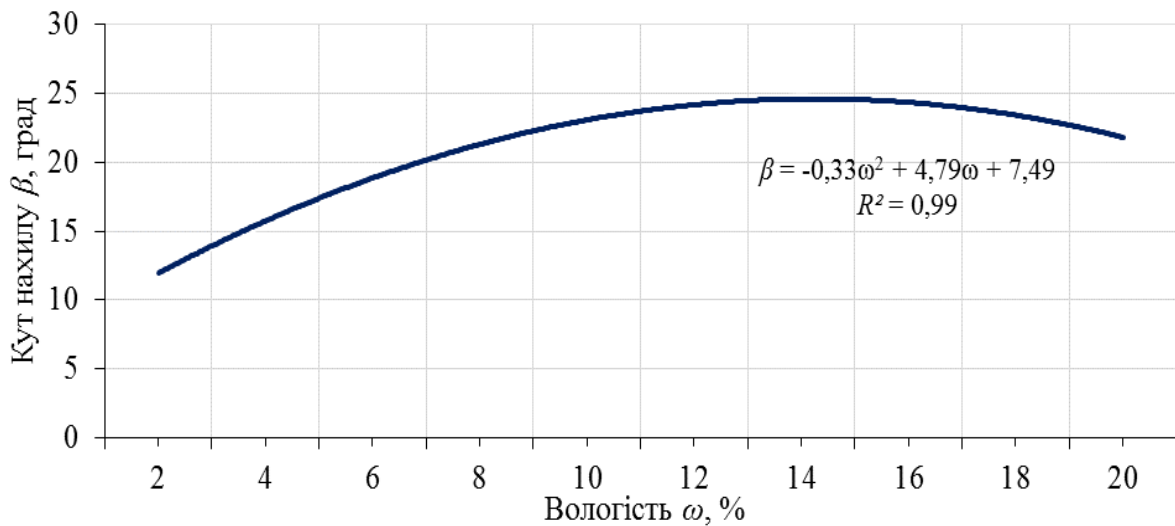


Рисунок 2.20 – Залежність кута встановлення закладної конвеєрної лінії від вологості породи, що транспортується

Виходячи з аналітичної апроксимації встановлено, що кут нахилу закладної конвеєрної лінії, при якому забезпечується саморозвантаження породи у вироблений простір, описується квадратичним рівнянням

$$\beta = -0,33\omega^2 + 4,79\omega + 7,49, \quad (2.12)$$

де,  $\omega$  – вологість породи, %

Тоді з урахуванням отриманої залежності (2.12), висоту встановлення закладної конвеєрної лінії за секціями кріплення можна визначити з виразу

$$h_{ест} = m_{е\ min} - ((b_p \sin(-0,33\omega^2 + 4,79\omega + 7,49) + d_n + h_p + h_{зв.к} + \Delta h_{кр}). \quad (2.13)$$

де,  $m_{е\ min}$  – мінімальна виймальна потужність пласта, м;

$b_p$  – ширина риштачного поставу, м;  $\omega$  – вологість породи, %;  $d_n$  – крупність фракції породи, м;

$h_p$  – запас гідравлічного розсунення для розвантаження стояків кріплення, м;

$h_{зв.к}$  – товщина перекриття зворотної консолі, м;

$\Delta h_{кр}$  – величина конвергенції порід покрівлі на рівні зворотної консолі, м.

Підставивши отримане значення  $h_{ест}$  в формулу (2.8) отримаємо шуканий об'єм виробленого простору  $V_{зан}$  для заповнення пустими породами.

Відповідно, враховуючі встановлені залежності, побудовані гістограми розподілу максимальних величин присічення порід  $m_{np}$  які обмежуються об'ємом виробленого простору для розміщення, з урахуванням виймальної потужності  $m_{е\ min}$ , геологічної потужності  $m_{е\ г\ з}$ , висоти встановлення  $h_{ест}$ , кута нахилу закладного конвеєрного поставу  $\beta$  та схеми відпрацювання пласта (рис. 2.21).

На побудованих гістограмах красним кольором відзначено області величин потужності присічення порід в очисному вибої, значення яких

дорівнюють або перевищують максимальні значення величин присічення порід, які обмежені обсягом виробленого простору.

Аналіз отриманих даних свідчить проте, що при селективному відпрацюванні вугільного пласта за один прохід комбайна у діапазоні виймальної потужності  $m_{e \min} = 1,16 - 1,22$  м весь об'єм порід присічення, що виймається в очисному вибої може бути розміщений у повному обсязі у виробленому просторі. При цьому кут нахилу закладного конвеєрного поставу повинен складати  $\beta \leq 15^\circ$  у разі відпрацювання вугільного пласта геологічною потужністю  $m_{\text{вуг}} = 0,65 - 0,7$  м;  $\beta \leq 20^\circ$  при  $m_{\text{вуг}} = 0,75$  м;  $\beta \leq 25^\circ$  при  $m_{\text{вуг}} = 0,8$  м (рис. 2.21, а).

Розраховані величини максимальних присікань  $m_{np}$ , через вираз об'єму виробленого простору залежать від обраної схеми відпрацювання пласта. Так, при селективному відпрацюванні пластів з геологічною потужністю  $m_{\text{вуг}} = 0,7 - 0,8$  м за два проходи комбайна, забезпечується залишення повного обсягу порід присічення у виробленому просторі. У разі відпрацювання пласта з геологічною потужністю  $m_{\text{вуг}} \leq 0,7$  м, утворюється надлишок породи, який необхідно вивозити за межі очисної ділянки (рис. 2.21, б).

Таким чином, мінімальна потужність порід присічення  $m_{np}$  при відпрацюванні пластів у діапазоні геологічної потужності 0,65 м, 0,7 м, 0,75 м і 0,8 м складає 0,51 м, 0,48 м, 0,45 м і 0,42 м у разі селективного відпрацювання пласта за один прохід комбайна. Відповідно при селективному відпрацюванні пласта за два проходи комбайна мінімальна потужність присічення порід буде 0,56 м, 0,49 м та 0,46 м.

З урахуванням отриманих даних встановлено ступінь заповнення виробленого простору  $K_z$ , який прямо пропорційно залежить від конструктивної висоти встановлення закладної конвеєрної лінії  $h_{\text{вст}}$ , кута укосу породи  $\gamma$  та зворотно пропорційно від виймальної потужності вугільного пласта  $m_{e \min}$  і описується рівнянням наступного виду

$$K_z = \frac{h_{\text{вст}} k_d - 0,25 \sin \gamma}{m_{e \min}} \cdot 100, \% \quad (2.14)$$

Так, максимальний ступінь заповнення виробленого простору без дозакладання пустот між покрівлею і розміщеною у масив породною смугою складає 50,3%, що забезпечується при висоті розташування закладного поставу 0,78 м з кутом нахилу до горизонтальної площини  $12^\circ$  і відпрацюванні пласта з присіченням порід потужністю 0,56 м.

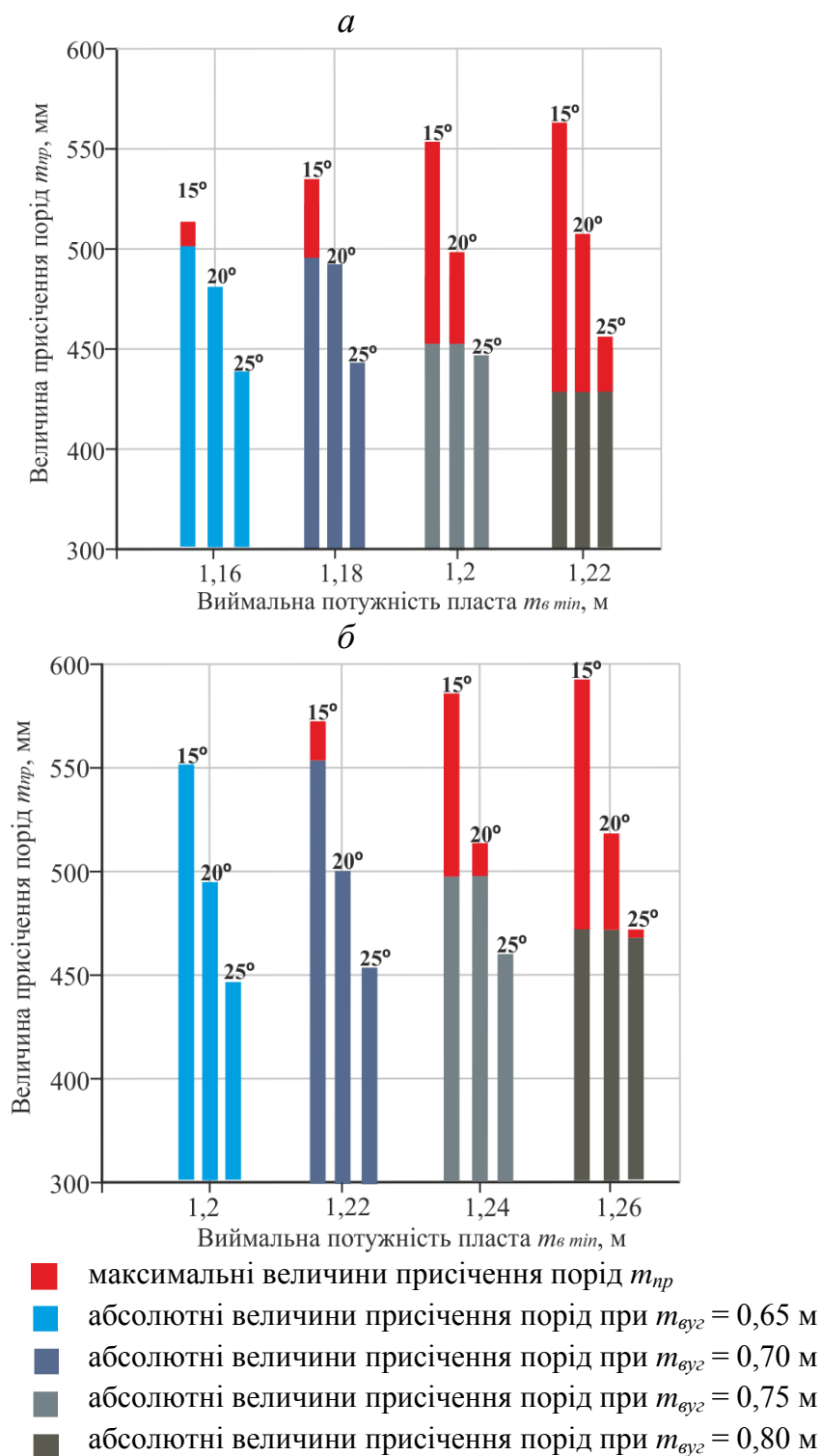


Рисунок 2.21 – Гістограми розподілу максимальних величин присічення порід від виймальної і геологічної потужності, кута нахилу закладного конвеєрного поставу та схеми відпрацювання пласта: а – при селективному відпрацюванні пласта за один прохід комбайна; б – відповідно за два проходи комбайна

В ході проведення досліджень технології селективного виймання на шахті «Благодатна» в 746-біс лаві [24] визначено гранулометричний склад породи, яка відбивається шнековим виконавчим органом (рис. 2.22).

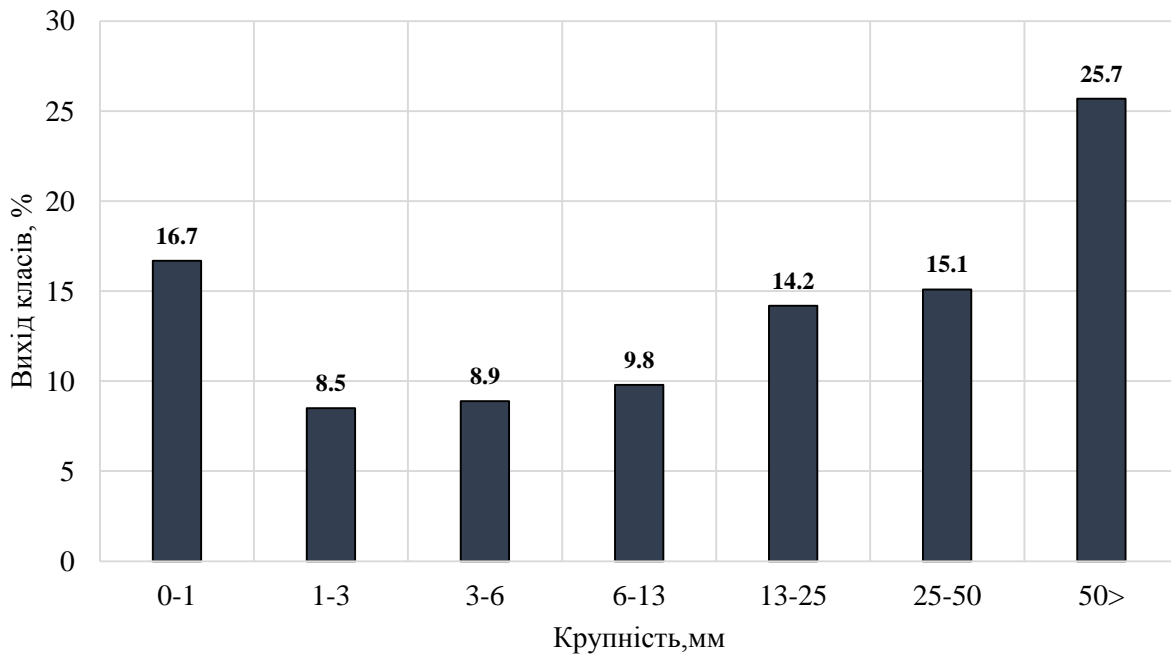


Рисунок 2.22 – Розподіл порід за крупністю при руйнуванні шнековим виконавчим органом

Закономірність поведінки закладного матеріалу під тиском при різній його щільності наведено на рис. 2.23, що відповідає компресійній діаграмі для сипучих матеріалів, які характеризуються нелінійним характером з тенденцією усадки при збільшенні тиску.

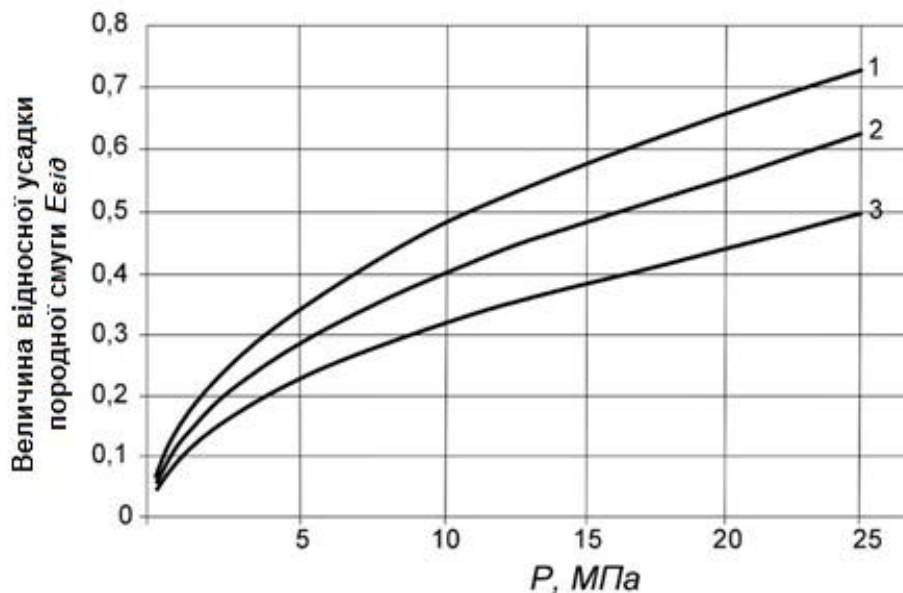


Рисунок 2.23 – Залежність усадки закладного масиву  $E_{vid}$  від навантаження  $P$  і відносної щільності закладного масиву  $\gamma_{zak}$ : 1)  $\gamma_{zak}=0,6$ ; 2)  $\gamma_{zak}=0,65$ ; 3)  $\gamma_{zak}=0,7$

Щільність закладного матеріалу  $\gamma_{зак} = 0,6 - 0,65$  відповідає щільності закладного матеріалу покладеного простою насипкою (на графіку крива 1,2),  $\gamma_{зак} = 0,7$  – ущільненого закладного матеріалу (крива 3).

Таким чином з наведеного на рис. 2.18 залежності випливає, що найбільша величина ущільнення масиву відбувається на початковій стадії деформування при навантаженнях до 2,5 МПа. Це пов'язано з тим, що на цьому етапі відбувається перерозподіл часток матеріалу і їх ущільнення. Надалі, при навантаженнях понад 2,5 МПа величина деформації має тенденцію до зменшення. Процес ущільнення закладного масиву триває, проте його інтенсивність нижче, ніж на першому етапі.

Результати свідчать, що при навантаженнях до 2,5 МПа, відповідних гірському тиску на глибинах 100 м, співвідношення вертикальних деформацій і висоти шару закладного масиву орієнтовно складе від 14 до 26% в залежності від щільності закладного масиву, а при навантаженнях – 20 МПа, тобто на глибині 230 м, усадка закладного матеріалу при  $\gamma_{зак} = 0,6$  складе 40%, при  $\gamma_{зак} = 0,65$  – 35% і при  $\gamma_{зак} = 0,7$  – 26% від її початкової висоти. Такі основні закономірності процесу деформування породних смуг з урахуванням їх компресійних характеристик, які визначають величину усадки закладного масиву при її укладанні закладним скребковим конвеєром.

### **2.3.3 Обґрунтування параметрів виймання пласта та експлуатаційної зольності видобутого вугілля**

До основних параметрів виймання віднесено: швидкість подачі очисного комбайна, тривалість циклу виймання, добове навантаження на вибій, зольність вугілля, що видобувається, обсяг порід для залишення у виробленому просторі.

Як приклад виконано розрахунки для трьох варіантів схем відпрацювання пласта – при валовому відпрацюванні вугільного пласта та селективному за один та два проходи комбайна.

Межі варіювання потужністю присічення порід такі: при валовому відпрацюванні пласта, виймальна потужність прийнята на рівні 1,05 м, при селективному – 1,2 м. Геологічна потужність вугільного пласта змінюється у межах 0,6 м – 1,0 м з кроком 0,1 м. Відповідно потужність порід присічення змінюється від 0,45 м до 0,05 м при валовому і від 0,6 м до 0,2 м при селективному відпрацюванні пласта. На основі проведених розрахунків встановлено залежності основних параметрів виймання пласта та експлуатаційної зольності вугілля [53].

Одним з основних параметрів процесу виймання є швидкість подачі комбайна. Причому, при селективному відпрацюванні пласта за два проходи комбайна необхідно знати швидкості подачі окремо по вугільній пачці та по породах що присікаються.

У табл. 2.5 подано результати розрахунків швидкості подачі комбайна для валової та селективної технологічної схеми відпрацювання пласта.

Таблиця 2.5 – Швидкість подачі комбайна при валовому та селективному відпрацюванні пласта

Валова схема відпрацювання пласта					
№ варіанта	1	2	3	4	5
Потужність вугільного пласта $m_b$ , м	0,60	0,70	0,80	0,90	1,00
Потужність присічення $m_{np}$ , м	0,45	0,35	0,25	0,15	0,05
Швидкість подачі $V_k$ , м/хв	3,08	3,02	2,96	2,9	2,82
Селективна схема відпрацювання пласта за один прохід комбайна					
Потужність присічення $m_{np}$ , м	0,60	0,50	0,40	0,30	0,20
Швидкість подачі $V_k$ , м	3,37	3,31	3,25	3,19	3,12
Селективна схема відпрацювання пласта за два проходи комбайна					
Швидкість подачі $V_k$ , м/хв	6,49	5,56	4,86	4,32	3,89

Із табл. 2.5 випливає, що при відпрацюванні різних за потужністю пластів, у разі однакової виймальної потужності, швидкість подачі комбайна зростає зі зменшенням потужності пласта і, відповідно, зі збільшенням потужності присічення. Також, як показали результати обчислень, при селективному відпрацюванні пласта за два проходи комбайна потужність присічення (у розглянутих межах) практично не впливає на швидкість подачі комбайна. Так, із ростом потужності присічення порід від 0,05 м до 0,45 м швидкість подачі незначно збільшується на 0,26 м/хв або на 8,5% при валовому відпрацюванні і на 7,5% при селективному відпрацюванні пласта за один прохід комбайна. Швидкість подачі при селективному відпрацюванні за два проходи комбайна досягає максимальної (допустимої), яка становить – 6,49 м/хв або на 3,12 м/хв більше ніж за один прохід комбайна. В межах варіювання потужністю порід присічення з однаковою виймальною потужністю пласта, швидкість подачі при селективному відпрацюванні пласта за два проходи комбайна вище, ніж за один на 20% – 48%.

На рис. 2.24 та рис. 2.25 зображено отримані розрахунковим шляхом залежності навантажень на лаву  $Q$  та експлуатаційної зольності видобутого вугілля  $A^d$  від величин присічення порід  $m_{np}$  і прийнятих схем відпрацювання пласта різної потужності.

Як видно з рис. 2.12, у разі валового відпрацювання пласта навантаження на очисний вибій збільшується з ростом величини присічення порід. Так, у межах варіювання, навантаження на очисний вибій при валовому відпрацюванні вугільного пласта потужністю 0,75 м досягає 2534 т/добу. При тій же потужності вугільного пласта цей показник при селективному відпрацюванні пласта становить 1240 т/добу. При однаковій геологічній потужності пласта та різних величинах присічення пустих порід видобуток з очисного вибою тим вище, чим вище потужність присічення і нижче потужність вугілля.



Це пов'язано з тим, що щільність порід присічення майже у два рази вище, ніж щільність вугілля. Допустиме навантаження на очисний вибій при селективному відпрацюванні за один прохід комбайна змінюється в межах від 1082 т/добу ( $m_g = 0,65$  м) до 1340 т/добу ( $m_g = 0,8$  м), при тих же потужностях вугільного пласта за два проходи комбайна добове навантаження становить 1047 т та 1314 т відповідно.

Істотний вплив на експлуатаційну зольність вугілля, надає потужність присічення пустих порід. Однак слід зазначити, що визначальну роль у формуванні якості видобування все ж грає не потужність порід присічення, а прийнята технологія відпрацювання пласта. Так, якщо при валовому відпрацюванні пласта збільшення присічення на 0,1 м призводить до додаткового засмічення вугілля на 7,2% – 10,6 %, то при селективному відпрацюванні за один прохід комбайна – тільки на 0,7% – 0,85%, а за два проходи комбайна потужність присічення практично не впливає на якість вугілля, що видобувається. Як видно з рис. 2.24, при валовому відпрацюванні пласта засмічення вугілля присіченням породи у два рази вище ніж при селективному відпрацюванні пласта за один прохід комбайна і майже у три рази вище, ніж при селективному відпрацюванні пласта за два проходи комбайна. Тому перехід з валового відпрацювання пласта на селективне дозволить істотно в два і більше разів поліпшити якість видобутого вугілля.

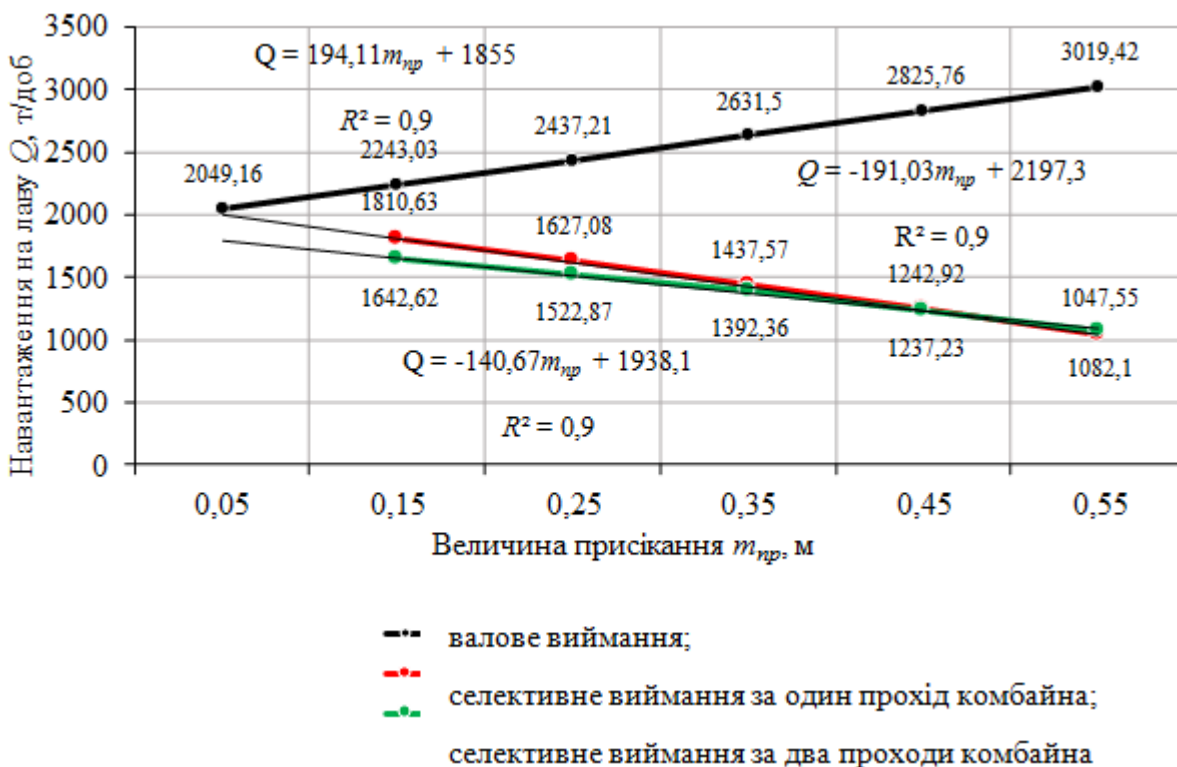


Рисунок 2.24 – Залежність навантаження на лаву від величини присічення порід та прийнятої схеми відпрацювання пласта

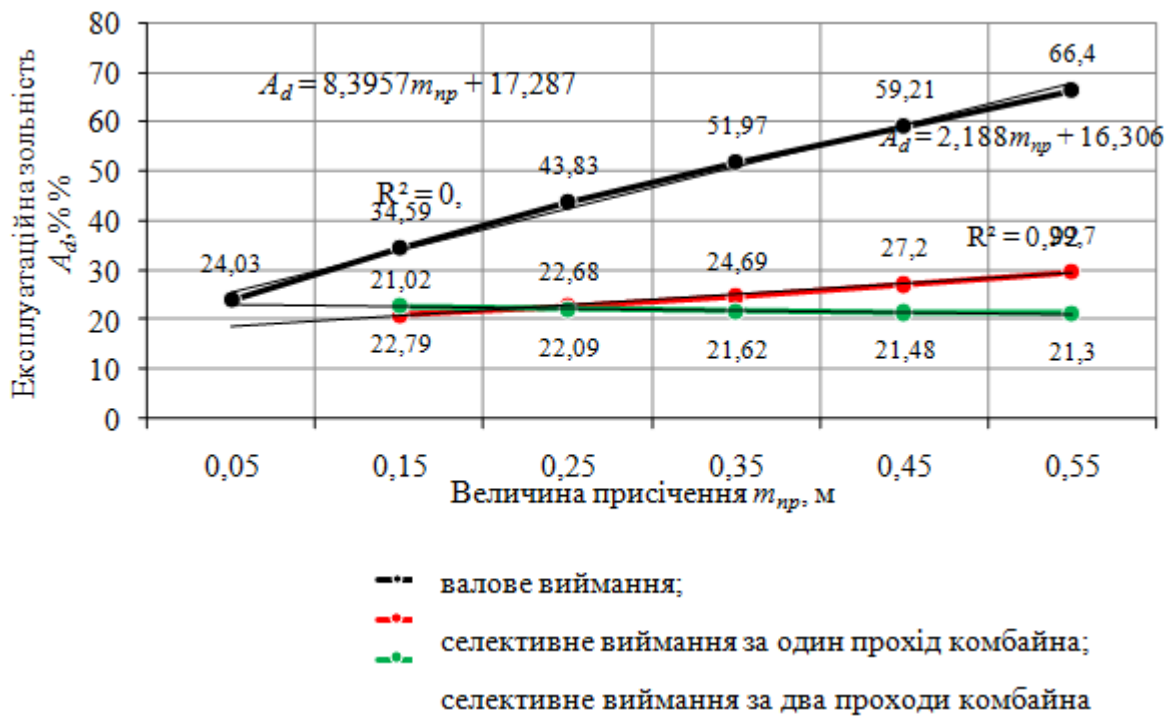


Рисунок 2.25 – Залежність зольності вугілля від величини присічення порід та прийнятої схеми відпрацювання пласта

## 2.4 Аналіз напружено-деформованого стану гірського масиву при селективній технології відпрацювання пласта із залишенням породи у виробленому просторі

### 2.4.1 Розробка геомеханічної моделі поведінки гірського масиву

Для вирішення поставлених у роботі завдань розроблена геомеханічна модель поведінки вуглевмісної товщі з урахуванням впливу геометричних та силових параметрів механізованого кріплення, параметрів кріплення виїмкової виробки, штучного масиву із порід, що залишаються у виробленому просторі, а також структурних перетворень, що відбуваються в породах покрівлі та підшві пласта, які обумовлені процесами зрушення надвугільної товщі.

Для проведення обчислювальних експериментів використано програмний комплекс ANSYS, який має досить широкі можливості для рішення геомеханічних задач на базі системи скінченно-елементного аналізу. Вибраний програмний комплекс для розрахунку напружено-деформованого стану, а також методологічний підхід до обґрунтування і побудови геомеханічної моделі дозволяє отримати достовірні результати, які мають високу збіжність з результатами шахтних експериментів, що підтверджується дослідженнями проведеними широким колом фахівців [54 – 60].

Для розглянутих задач вибрані гірничо-геологічні умови шахти «Західно-Донбаська», для якої технологія селективного виймання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі є найбільш перспективною з огляду на вельми обмежені запаси вугілля в пластах, що відпрацьовуються на повну потужність без присічення бічних порід. Аналіз досліджень [61], [62]

показує, що основна частина запасів вугілля в межах шахтного поля зосереджена в пластах потужністю менше 0,8 м (69,7% від промислових). Наприклад, по пласту  $c_8^H$ , що відпрацьовується, в діапазоні потужностей 0,55 – 0,8 м знаходиться 58,7% запасів від їх загального, що передбачає в подальшому збільшення величини присічення бічних порід до 0,45 м і відповідно зростання технологічної зольності в лавах понад 60% при використанні традиційної (валової) технології.

Для розширення досліджень параметрів рекомендованої селективної технології проведено обчислювальні експерименти для умов відпрацювання вугільних пластів, які поєднують в собі варіанти міцнісних характеристик більшості літотипів у Західному Донбасі. Тому виконані дослідження можуть бути показові для всього Західного Донбасу, так як охоплюють значну частину умов розробки вугільних пластів цього регіону.

Основним завданням блока геомеханічних досліджень у рамках виконання даної роботи є встановлення особливостей напружено-деформованого стану (НДС) вуглевмісної товщі пласта, як поблизу очисного вибою лави, так і виїмкового штреку. Порівняння параметрів НДС (розподіл компонент напружень, їх величин концентрацій й розмірів областей поширення, протяжності областей руйнування масиву та інших геомеханічних аномалій) при селективному відпрацюванні з залишенням породи у виробленому просторі лави та традиційній технології ведення очисних робіт з повним обваленням порід покрівлі дозволяють, на додаток до відомих переваг (залишення породи в шахті, зниження зольності вугілля і т. п.), оцінити перспективи безперебійної та безпечної роботи очисного комплексу й повторного використання виїмкових штреків. Тому супутнє завдання полягає також у аналізі стану кріпильної й охоронної систем штреку при порівнянні двох варіантів технологій.

Для розробки геомеханічної моделі вуглевмісного масиву прийняті умови шахти «Західно-Донбаська» при відпрацюванні 861-ї лави пласта  $c_8^H$ .

Вихідною позицією в даних дослідженнях є виконання вимоги максимально адекватного і достовірного відображення гірничо-геологічних умов відпрацювання пласта при розробці геомеханічної моделі.

Однією з основних особливостей ведення гірничих робіт по пласту  $c_8^H$ , є його надробка при відпрацюванні верхніх пластів  $c_9$  і  $c_{10}^B$ . Відстані між зазначеними пластами по вертикалі змінюються в досить вузькому діапазоні 22 м – 28 м при заляганні у міжпласті переважно слабких порід з коефіцієнтом міцності при періодичній появі більш міцного пісковика ( $f = 3 - 6$ ) різної потужності. Пісковик, вугільні пласти і прошарки обводнені й є основним джерелом надходження шахтних вод в очисні вибої та виїмкові виробки. Цьому додатково сприяє помірна тріщинуватість пісковиків (3 – 5 тріщин на метр) і вельми сильна тріщинуватість вугільних пластів (18 – 25 тріщин на метр). Аргіліти та алевроліти переважно горизонтально-шаруваті, частина яких відноситься до нестійких порід, різко знижують характеристики міцності при зволоженні та схильні до здимання. Контакти між суміжними літологічними різницями слабкі і легко втрачають зчеплення при відслоненні або інтенсивних

деформаціях масиву.

За сукупністю вищевикладеного можна прогнозувати нестійкий стан надробленого міжпластя при його підробці з інтенсивним розшаруванням і утворенням великих зон знеміцнення масиву. Однак висновок про суттєвості впливу надробки на стійкість виїмкових виробок пласта є передчасним. Тут головна причина полягає в достатній потужності міжпластя (близько 24 – 27 м), яка «поглинає» збурення гірського тиску при веденні очисних робіт на верхньому пласті. Обґрунтуванням цього є аналогічні дослідження з виявлення ступеня впливу проходження лави по пласту  $c_8^H$  на стійкість виїмкових виробок пласта  $c_9$ : при приблизно однаковій гірничо-геологічній ситуації не виявлено скільки-небудь істотного впливу надробки при дослідженнях методом обчислювального експерименту. Такі ж результати отримані в досить рівноцінних гірничо-геологічних умовах надробки виробок на інших шахтах Західного Донбасу. Тому можна цілком обґрунтовано припустити локалізацію збурень гірського тиску (при очисному вийманні) в межах потужності міжпластя і виключити вплив надробки при вийманні верхніх пластів.

Іншою основною особливістю є мінливість геологічної будови вуглевмісної товщі по довжині виїмкового стовпа лави; причому, варіація структури стосується в основному порід покрівлі пласта  $c_8^H$ . Тому важливим завданням є оцінка структури надвугільної товщі по довжині виїмкового стовпа на предмет виявлення найбільш небезпечних ділянок з точки зору прогнозування найбільш інтенсивних проявів гірського тиску.

Згідно гірничо-геологічного прогнозу по виїмковому стовпу лави в технічній документації виділено кілька зон підвищеного гірського тиску (ПГТ), в яких, очевидно, буде розвиватися найбільш несприятлива ситуація щодо стійкості збірного штреку. На основі аналізу гірничо-геологічного розрізу сформульовано такі висновки.

Практично по всій довжині виїмкового стовпа лави має місце досить витримане залягання пластів і з відносно невеликим коливанням потужності міжпластя (аргіліт) у межах 3,6 м – 3,85 м. Опір стиснення аргіліту в зразку становить 9 МПа – 20 МПа, але замкнений між двома вугільними пластами, він, швидше за все, буде зволожений зі зниженням міцності у 2 – 2,5 рази відповідно до [55], [63] – [65]. З урахуванням тріщинуватості аргіліту та його схильності до повзучості [66], [67] величина розрахункового опору стисненню знижується у 4 – 5 разів і складає 2,0 МПа – 5,0 МПа.

Така низька характеристика міцності, наявність шаруватості та слабкий контакт з вугільними пластами дозволяють прогнозувати нестійкий стан аргіліту (що складає безпосередню та нижню частини основної покрівлі), який буде руйнуватися відразу після його відслонення. До цієї потужності нестійких порід слід додати і потужність вельми тріщинуватого вугільного паста (0,66 м – 0,8 м); тоді загальна висота ймовірного склепіння обвалення складе 4,3 м – 4,65 м. З точки зору вертикального навантаження на кріпильну систему збірного штреку, вага зазначеного об'єму порід створює тиск близько 100 кПа – 110 кПа, що еквівалентно навантаженню 450 кН – 500 кН на 1 п.м виробки та відповідає межі максимальної несучої здатності кріплень серії КШПП. Таким

чином, навіть без урахування впливу очисних робіт, рамне кріплення потребує посилення іншими кріпильними елементами.

З точки зору навантаження секцій механізованого кріплення, такий вертикальний гірський тиск складає близько 20%–25% від її несучої здатності і не становить небезпеки для надійної роботи механізованого комплексу очисного вибою.

В основній покрівлі пласта спостерігається більш значна зміна структури по довжині виїмкового стовпа лави з вельми великим коливанням потужностей літотипів та їх заміщенням. У нижній частині виїмкового стовпа під потужним пісковиком (4,3 – 15,6 м) залягає алевроліт (потужністю 5,2 м – 9,1 м) із заміщенням аргіліту потужністю до 5,5 м. Тут верхній пісковик слугує джерелом зволоження аргілітів та алевролітів, але, швидше за все, тільки на деяку частину їх потужності, бо властивості водотривких порід дозволяють залишити частину потужності аргілітів і алевролітів у природно-вологодому стані без втрати міцнісних властивостей. З іншого боку, досить міцний пісковик (30 МПа – 60 МПа) завдяки своїй потужності здатний обмежити зрушення надвугільної товщі, особливо, якщо це стосується обсягу масиву над збірним штреком (на межі виїмкового стовпа). Під захистом пісковіку можна спрогнозувати відносно стійкий стан нижніх аргілітів та алевролітів. Таким чином, у нижній частині виїмкового стовпа відсутній розвиток склепіння граничної рівноваги (над збірним штреком) вище пласта. Виняток становить ділянка заміщення аргілітів та алевролітів у районі ПК 185 – ПК 195, де цілком ймовірно відшарування аргіліту потужністю до 1 м і навантаження за рахунок цього кріпильної системи до 20% – 23%. У верхній частині виїмкового стовпа в основній покрівлі пласта залягає аргіліт досить великої потужності (до 8,6 м) і алевроліт (до 7,2 м) під захистом пісковіку з середньою потужністю 2,0 м. Ця частина порід основної покрівлі прогнозується стійкою на межі виїмкового стовпа в районі розташування збірного штреку.

Найменш стійкий стан основної покрівлі прогнозується на ділянці ПК 128 + 1 – ПК 132 + 8. Дана ділянка знаходиться в районі періодичного заміщення обводненим пісковиком алевроліту. Тут вище пласта розташовується шар аргіліту середньої потужності (близько 2,5 м) і пісковіку (до 2,5 м – 3,0 м), але на периферійній ділянці пісковіку лінзоподібної форми. Зчеплення між шарами слабке, а шар аргіліту ще й зволожений двома водоносними літотипами (знизу вугільним пластом, зверху – пісковиком). Його низькі міцнісні характеристики з урахуванням дії послаблюючих породи факторів дозволяють спрогнозувати нестійкий стан з імовірним привантаженням кріпильної системи збірного штреку до 50% – 60%. До цього слід додати ймовірність нестійкого стану пісковіку на краю лінзи, що збільшує можливе привантаження кріпильної системи вдвічі з поширенням склепіння граничної рівноваги до 9 м – 10 м.

Фрагмент геологічного перерізу 861-ї виїмкової дільниці з найбільш нестійким станом порід покрівлі зображено на рис. 2.26.

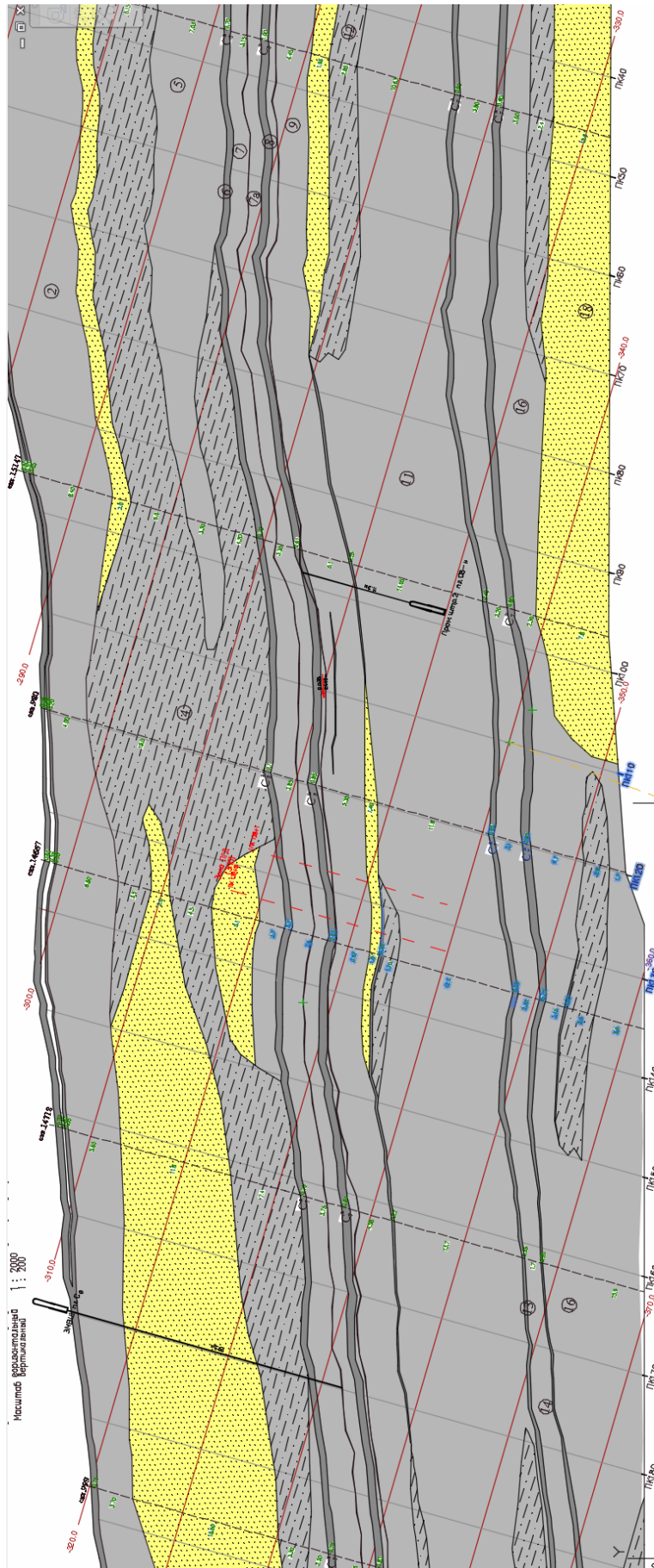


Рисунок 2.26 – Фрагмент геологічного перерізу виймкової ділянки з найбільш нестійким станом порід покрівлі

Такі навантаження вже складають не менше 50% від максимально можливої реакції опору секцій механізованого кріплення за умови обвалення породних консолей покрівлі відразу ж за їх огорожею; при зависанні окремих літотипів основної покрівлі над виробленим простором навантаження на секції механізованого кріплення істотно зростають і можуть перевищувати їх несучу здатність з подальшою посадкою комплексу на «жорстку базу».

Тому актуальним є питання залишення породи у виробленому просторі для створення породної опорної полоси з метою зниження опускань порід покрівлі та скорочення навантажень на механізоване кріплення очисного вибою.

Даний район 861-ї виїмкової ділянки, як найбільш небезпечний з точки зору інтенсивності проявів гірського тиску, прийнятий нами до моделювання шляхом виконання обчислювального експерименту.

Відповідно до відпрацьованої методики виконання обчислювального експерименту дослідження процесів зрушення вуглевмісного масиву навколо очисного вибою та виїмкового штреку [57], [63], побудовано геомеханічні моделі (рис. 2.27 та 2.28), що містять всі необхідні та достатні позиції для відображення стану об'єкта в зоні впливу очисних робіт:

- вуглевмісний масив на висоту в покрівлю, глибину в підодшву, ширину за простяганням пласта, достатні для повного відображення параметрів гірського тиску;

- зона безладного обвалення з боку виробленого простору з параметрами, обґрунтованими в роботах [63], [68] – [71];

- зона шарнірно-блокового зсуву над виробленим простором потужністю за рекомендаціями [72], [73] та особливостями взаємодії блоків згідно з дослідженнями [70] – [73];

- зона плавного прогину шарів без порушення цілісності [72], [74] і моделювання порушення контактів по поверхнях нашарувань суміжних літологічних різниць, обґрунтованого в роботах [75] – [77];

- розташування збірного штреку щодо пласта відповідно до технічної документації відпрацювання виїмкового стовпа лави;

- адекватне відображення конструктивно-технологічних особливостей кріплення й охоронної систем збірного штреку за методичними розробками [54], [55], [79] – [81].

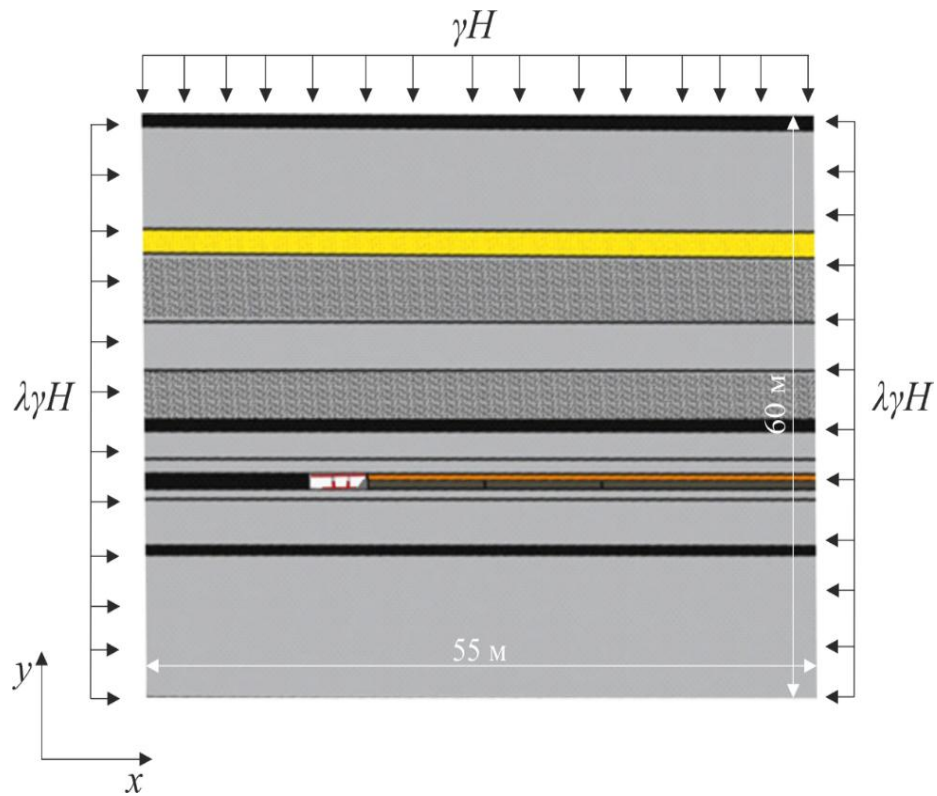


Рисунок 2.27 – Геомеханічна модель зрушення вуглевмісного масиву навколо лави

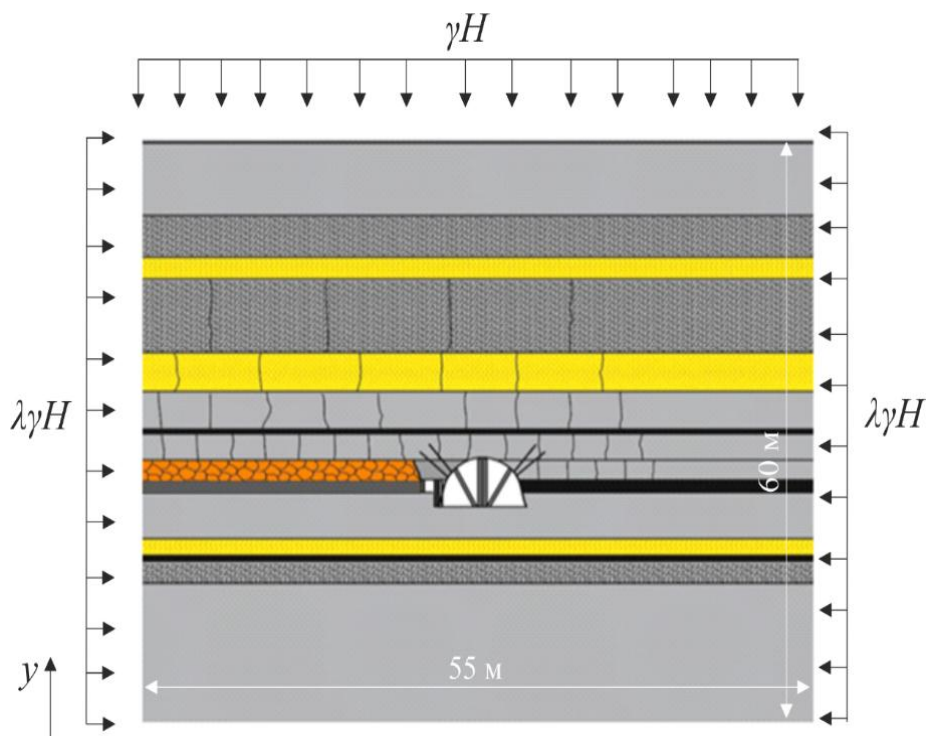


Рисунок 2.28 – Геомеханічна модель до оцінки стану прилеглого масиву навколо збирного штреку

Механічні характеристики літологічних різниць отримані за даними гірничо-геологічного прогнозу для збирного штреку; частина відсутніх



деформаційних властивостей поповнена із досліджень [65], [74].

Урахування впливу послаблюючих породи факторів тріщинуватості, обводнення та реології виконано відповідно до нормативних документів [81], [82] і результатів досліджень [83], [84]. Механічні характеристики кріпильних матеріалів введено до розрахунку за даними довідників [81], [85], [86].

Методичний аспект проведених досліджень передбачав побудову чотирьох моделей: по дві одиниці при базовій технології (для порівняльної оцінки) і селективному відпрацюванні пласта із залишенням породи у виробленому просторі.

Наявність двох моделей для кожної технології продиктована необхідністю всебічної оцінки геомеханічних процесів у двох взаємно перпендикулярних вертикальних перерізах: уздовж виїмкової ділянки вертикальний розріз характеризує зрушення надвугільної товщі в районі лави; поперечний переріз виїмкової ділянки відображає деформування вуглевмісного масиву навколо виїмкового штреку й елементів його схеми підтримання позаду лави, що особливо важливо для оцінки стану штреку з точки зору перспективи його повторного використання.

Ці дві групи моделей відрізняються одна від одної геометричними розмірами очисної виробки, наявністю породної смуги у виробленому просторі від порід підшви пласта, що присікаються в очисному вибої, силовими параметрами механізованого кріплення, що використовується залежно від технології відпрацювання пласта. Виймальна потужність пласта  $m_e$  при базовій технології прийнята 1,05 м, при селективній – 1,2 м.

У результаті побудовано розрахункові моделі, які складаються з 14 породних пластів. Висота моделей (по координаті  $y$ ) становить 55 м, ширина за падінням/повстанням – 60 м (координата  $x$ ), кут падіння пласта – 3 град. Основні механічні характеристики вуглевмісної товщі, які прийняті при моделюванні наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Механічні характеристики вуглевмісної товщі порід

№	Потужність, м	Літотип	$\sigma_{ст}$ , МПа	$\sigma_p$ , МПа	$\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	$E \cdot 10^4$ , МПа
1	0 – 0,72	Алевроліт	26,8	2,2	2,33	1,0
2	0 – 0,60	Аргіліт	11,0	0,7	2,7	0,5
3	1,02	Вугільний пласт	26,0	1,3	1,24	0,3
4	3,05 – 7,2	Алевроліт	26,8	2,2	2,33	0,2
5	6,0 – 9,0	Пісковик	40,0	2,7	2,6	2,0
6	3,0 – 5,4	Алевроліт	26,8	2,2	2,33	2,0
7	5,6 – 12,4	Аргіліт	11,0	0,7	2,7	0,1
8	1,5 – 2,0	Аргіліт	11,0	0,7	2,7	0,1
9	0,74 – 0,8	Вугільний пласт $c_8^H$	31,0	1,3	1,24	0,3
10	0,95 – 2,2	Аргіліт	10,0	0,81	2,22	0,1
11	1,31 – 1,8	Пісковик	37,9	2,7	2,6	2,0
12	0,1 – 0,3	Вугільний пласт	27,0	1,3	1,26	0,25
13	2,4 – 15,0	Алевроліт	26,8	2,2	2,33	0,2
14	11,6 – 14,3	Аргіліт	10,0	0,8	2,2	0,15

Механізоване кріплення для полегшення розрахунку напружено-деформованого стану геомеханічної системи приймається з рівномірною реакцією кріплення на породи безпосередньої покрівлі та підшви, що досягається заміною реальної конструкції секції кріплення на паралелепіпед з модулем деформації  $E_{кр}$ , який розраховувався з виразу виду

$$E_{кр} = \frac{P_{max}}{\varepsilon_{кр}}, \quad (2.15)$$

де,  $P_{max}$  – несуча здатність секції кріплення ( $P_{max} = 350$  кПа – 500 кПа при базовій технології відпрацювання пласта;

$P_{max} = 260 - 370$  кПа при селективній із залишенням породи у виробленому просторі);

$\varepsilon_{кр} = \frac{\Delta U}{m_e}$  – відносна піддатливість гідростояка кріплення;  $m_v$  – виймальна потужність пласта, приймається 1,05 – для базової та 1,2 м – для селективної технології із залишенням породи у виробленому просторі.

Модуль деформації  $E_{кр} = 55$  МПа для кріплення 1КД-90 у стандартному виконанні (при базовій технології) та  $E_{кр} = 35$  МПа відповідно для модернізованого кріплення 1КД-90 зі зворотною консоллю (при селективній технології).

Збірний штрек розташовано на відстані 30 м від правого краю моделі та 1,2 м щодо підшви пласта. У перерізі моделі встановлено кріплення КШПУ – 14,4 (профіль СВП-27) з чотирма рядами бруса перерізом 0,1 м х 0,15 м і довжиною 3,2 м. Крок встановлення рамного кріплення – 0,8 м.

Уздовж завальної частини лави, на підшві штреку встановлено три ряди дерев'яних стояків (діаметр – 0,2 м, довжина – 2,3 м) і один ряд дерев'яних стояків (діаметр – 0,2 м, довжина – 1,2 м) на підшві лави.

Анкерне кріплення складається з чотирьох анкерів довжиною 2,4 м і діаметром 22 мм, які встановлено в боках виробки з кожного боку. Анкери встановлені в масив між рамами з кроком 0,8 м.

У варіанті геомеханічної моделі при селективній технології відпрацювання пласта відразу за секцією механізованого кріплення моделювалася породна смуга.

Виходячи з аналізу деформаційних властивостей закладних матеріалів кускового виду з шахтних порід [87] – [90], були прийняті такі механічні характеристики породної смуги, що формується у виробленому просторі, які відповідають періоду стискаючого навантаження. Деформаційні властивості породної смуги після усадки прийняті наступними: модуль деформації  $E_{пп} = 50$  МПа, коефіцієнт поперечної деформації  $\mu_{пп} = 0,4$ . У міру необхідності, залежно від кроку розрахунку, змінювалась відносна висота породної смуги, що формується у виробленому просторі. В результаті було виконано п'ять етапів розрахунку при відносній висоті породної смуги від 10% до 50%.

Розрахунок НДС виконано в пружно-пластичній постановці з поданням

реальної діаграми «напруження – відносна деформація» кожної літологічної різниці й елементів кріплення очисної та виїмкової виробок. Це дозволяє при урахуванні пластичних деформацій елементів геомеханічної системи уникнути істотних збоїв у технології розрахунку та підвищити надійність його проведення.

Таким чином, на першому етапі досліджень розроблено й обґрунтовано комплекс геомеханічних моделей поведінки вуглевмісного масиву і схеми підтримання штреку для порівняльної оцінки параметрів їх стану при базовій та селективній технологіях відпрацювання пласта із залишенням породи у виробленому просторі.

#### **2.4.2 Аналіз НДС масиву гірських порід навколо лави при традиційній та селективній технологіях відпрацювання пласта**

Розвиток геостатичних аномалій гірського тиску навколо очисного вибою грає першорядну роль у процесі забезпечення ритмічної та безаварійної роботи механізованого комплексу. Тому розподілу компонент напружень (вертикальних  $\sigma_y$ , горизонтальних  $\sigma_x$  та інтенсивності напружень  $\sigma$ ) приділено пильну увагу для двох найбільш значущих аномалій гірського тиску – області фронтального опорного тиску попереду лави та області розвантаження позаду неї (район виробленого простору).

Для наочності порівняння епюри компонент напружень наведено на рисунках попарно при одному і тому ж перерізі вуглевмісного масиву для існуючої (або базової) та селективної технології із залишенням породи у виробленому просторі.

Порівняльний аналіз розпочато з поля розподілу вертикальних напружень, епюри яких наведено на рис. 2.29.

При вивченні властивостей аномалій гірського тиску за відправну точку впливу очисного вибою прийнято стан непорушеного масиву, який визначається згідно [72].

$$\left. \begin{aligned} \sigma_y^H &= \gamma H; \\ \sigma_x^H &= \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H, \end{aligned} \right\} \quad (2.16)$$

де,  $H$  – розташування лави;

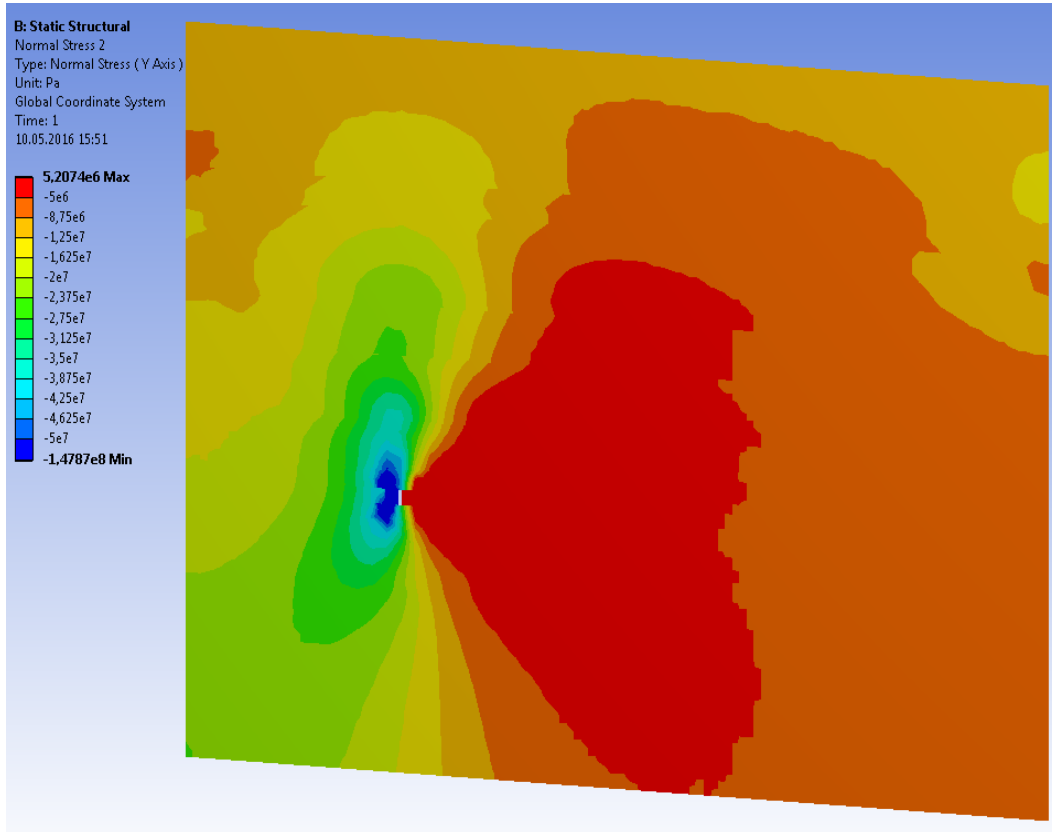
$\gamma$  – середньозважена об'ємна вага порід наддвугільної товщі до земної поверхні;

$\mu$  – коефіцієнт Пуассона гірської породи.

Тоді, для більшої інформативності, ступінь концентрації напружень або їх розвантаження найчастіше зручно виражати в частках напружень  $\sigma_y^H$  та  $\sigma_x^H$  непорушеного масиву.

У першу чергу розглянемо параметри зони фронтального опорного тиску попереду очисного вибою. Спостерігаються такі характерні області підвищеного гірського тиску (ПГТ).

a



б

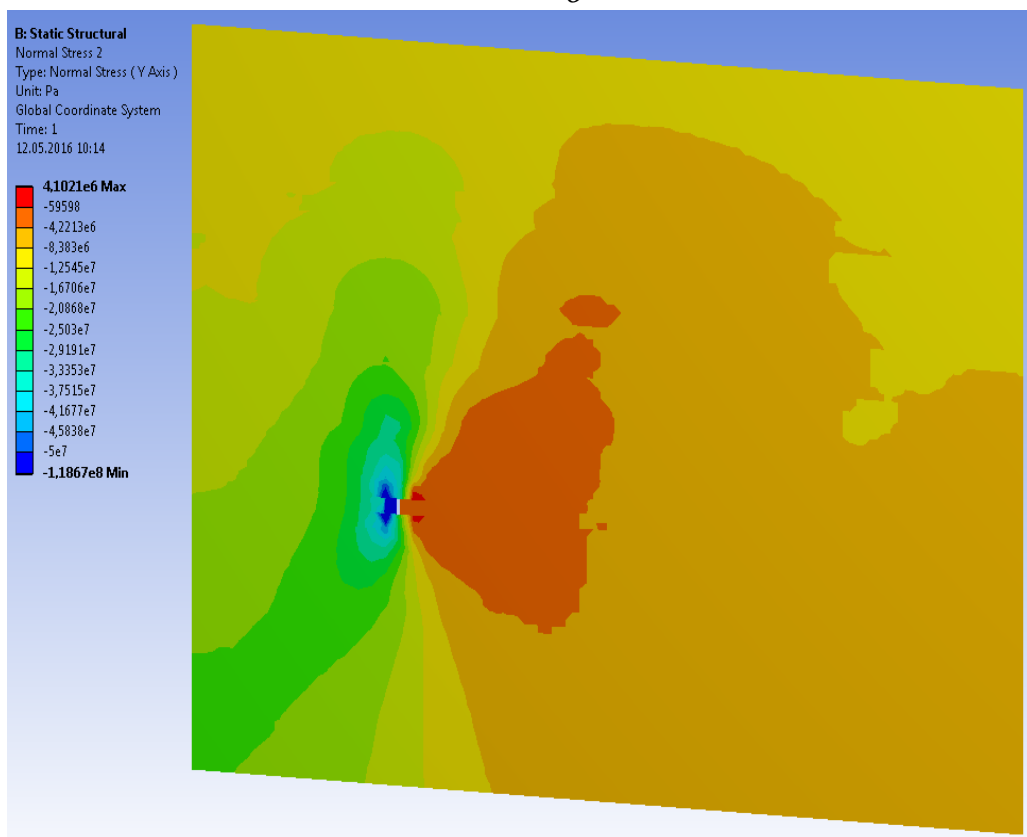


Рисунок 2.29 – Епюри вертикальних напружень  $\sigma_y$  навколо лави при базовій (а) та селективній (б) технологіях відпрацювання пласта

Область найбільш низької концентрації рівня  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} = 1,25 - 1,67$

поширюється в покрівлю на висоту до 15,4 м при базовій технології та до 20,8 м при селективному відпрацюванні пласта; збільшення склало 35%. Попереду лави дана концентрація також поширюється на більшу відстань при селективній технології, ніж при базовій, що, на перший погляд, видається нелогічним: деформації надвугільної товщі знизилися за рахунок залишеної породної смуги у виробленому просторі лави, а концентрація величиною 1,25 – 1,67 збільшила область своєї дії.

Обґрунтовану відповідь на це протиріччя дамо дещо пізніше при розгляді всіх областей (фронтального опорного тиску) різної концентрації вертикальних напружень. Наступна область більш високої концентрації  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} = 1,67 - 2,09$

поширюється на висоту в покрівлю до 13,2 м при базовій технології та до 13,6 м при селективному відпрацюванні пласта (різниця – 3%), тобто спостерігається практична рівність розмірів зон.

Область з діапазоном концентрацій вертикальних напружень 2,09 – 2,50 вже на 23% менше по висоті при селективній технології, – все стає на свої місця в плані геомеханічних міркувань про вплив залишення породи у виробленому просторі лави. Очевидно наявність опори (хоча і податливої) у вигляді породної смуги, при опусканні породних шарів покрівлі стримує їх деформації вигину в опорній зоні, – більш високі концентрації обмежені в своєму поширенні.

Малі концентрації  $\sigma_y$  більш поширені з тієї ж причини: наявність опори у виробленому просторі стримує активне розшарування порід покрівлі та їх обвалення, при яких концентрації  $\sigma_y$  трохи локалізуються в районі площині очисного вибою, а розподіляються більш рівномірно по збільшеній довжині їх вигину за підняттям і підвищеному поширенні квазіпружних деформацій у покрівлю пласта.

Цю особливість зрушення надвугільної товщі підтверджують такі області концентрацій  $\sigma_y$ . Ближче до вугільного пласта концентрації зростають зі збільшенням різниці розмірів їх областей розподілу в бік позитивного впливу при формуванні породної смуги у виробленому просторі:

– розміри області концентрації рівня 3,34 – 3,75 знижуються у 2,1 рази по висоті вуглевміщуючої товщі;

– поширення концентрацій величиною 4,17 – 4,58 зменшуються у 1,73 рази;

– коефіцієнт концентрації  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} \geq 5,0$  розподілений по висоті вуглевмісного масиву, менше у 1,69 рази при селективній технології відпрацювання пласта.

Таким чином, у наведених даних простежується наступна закономірність впливу породної смуги у виробленому просторі на розміри області опорного

тиску попереду лави: малі концентрації (до 1,67) збільшують область свого поширення; при  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} \approx 2,0$  розміри областей приблизно збігаються, а при  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} > 3,0$  відбувається скорочення областей зони опорного тиску на 69% – 110%.

Викладену закономірність необхідно співвідносити з характеристиками міцності прилеглої товщі, з чого слідує:

– збільшення розмірів області малих концентрацій несуттєво впливає на стійкість порід; практично всі літотиipi мають опір стисненню  $\sigma_{cm}$  не менше діючих  $\sigma_y$ ;

– при  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} \approx 2,0$  слабкі аргіліти вже схильні до знеміцнення (за фактором дії вертикальних напружень), але при цьому області поширення цих концентрацій приблизно однакові для базової та селективної технологій;

– при  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} > 3,0$  відбувається руйнування аргіліту та алевроліту з місцевим знеміцненням пісковика; отже, значне скорочення розмірів цих областей концентрацій  $\sigma_y$  є незаперечною перевагою селективної технології.

Параметри зон розвантаження у виробленому просторі також істотно відрізняються одна від одної, й основна відмінність характеризується зменшенням ступеня розвантаження при формуванні породної смуги у виробленому просторі. Так, рівень розвантаження  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} = 0 - 0,42$  займає за сумарною висотою (в покрівлю і підшву пласта) до 19,2 м, а вздовж виїмкової ділянки поширюється до 12 м при селективній технології. У той же час, при базовій технології сумарна висота області такого рівня розвантаження перевищує 50 м, а вздовж виїмкової ділянки поширюється до меж моделі.

Менш глибокий рівень розвантаження  $\frac{\sigma_y}{\gamma H} = 0,42 - 0,84$  встановлюється вже на відстані близько 14 м – 15 м від площини очисного вибою, та поширюється в покрівлю до 21 м з подальшим зниженням до 6 м – 8 м. У даній області навіть частково порушені (в зоні опорного тиску) породи основної покрівлі зберігають достатню стійкість завдяки відсутності напружень розтягу та зниженим стискаючим  $\sigma_y$ .

При традиційній технології відразу ж за лавою утворюється велика область розтягальних  $\sigma_y \leq 5,2$  МПа; область займає сумарну висоту (в покрівлю і підшву) до 31 м і за падінням витягнута до 22 м. Такий рівень розтягальних

$\sigma_y$  у 2,5 – 3 рази перевищує опір розтягу будь-якого з літотипів, навіть у непорушеному стані без урахування їх тріщинуватості та наявності площин ослаблення. Тому весь зазначений обсяг порід схильний до розшарування (за фактором дії розтягальних  $\sigma_y$ ) і його стан слід оцінити як нестійкий.

Таким чином, чергова досить очевидна перевага селективної технології полягає в тому, що позаду очисного вибою набагато раніше настає ділянка стабілізації проявів гірського тиску (на відстані 14 м – 15 м), де підтримувати виїмкові штреки для їх повторного використання менш затратно і трудомістко.

Далі проведемо порівняльний аналіз особливостей розподілу горизонтальних напружень  $\sigma_x$ , епюри яких наведено на рис. 2.30. Розподіл горизонтальних напружень найбільш повно характеризує вигин породних шарів надвугільної товщі при її зрушенні в районі ведення очисних робіт. Чисто візуально слід зазначити знижену інтенсивність вигину шарів при селективному відпрацюванні вугільного пласта. В області дії фронтального опорного тиску і над лавою вигин шарів покрівлі спрямований у бік подошви пласта з закономірною дією розтягальних  $\sigma_x$  у верхній частині потужності кожного шару і концентрацією стискаючих  $\sigma_x$  в їх нижній частині. Зауважимо, що довжина (за підняттям – падінням) областей розтягу скорочується в основному діапазоні на 25% – 60% при застосуванні селективної технології; також відбувається зменшення розмірів дії концентрацій стискаючих  $\sigma_x$  у середньому на 40% – 75%. Абсолютні значення максимумів стискаючих  $\sigma_x$  знижуються на 35% – 80%, а розтягальних – до 2 разів.

Зі збільшенням відстані після проходу очисного вибою відбувається зміна знаку кривизни вигину шарів, яке спостерігається на відстані 6 м – 10 м для варіанту селективного відпрацювання пласта та 8 м – 12 м для базової технології ведення очисних робіт.

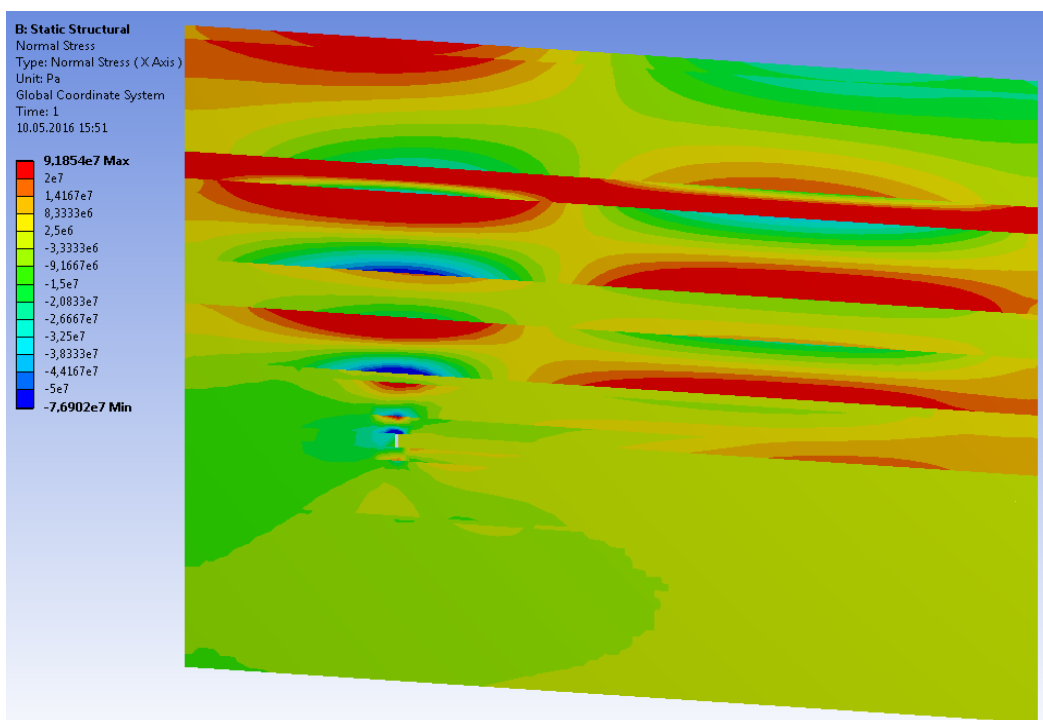
Перевищивши дані відстані, породні шари (частіше поділені на блоки) лягають на обвалені породи і в цій зоні розтягальні та стискаючі  $\sigma_x$  міняються місцями по потужності кожного шару. Тут також відзначається позитивний ефект зведення породної смуги у виробленому просторі: розмір областей дії розтягу (за підняттям – падінням) зменшується на 40% – 70%, а стиснення – на 15% – 20%; абсолютні значення максимумів напружень стиску й розтягу знижуються на 55% – 80%.

Наведені результати цілком логічні й обумовлені обмеженням прогину шарів надвугільної товщі за рахунок реакції породної смуги, що зведена у виробленому просторі. Зменшення за величиною й областю поширення горизонтальних напружень (при селективній технології) сприяє підвищенню стійкості порід основної покрівлі та зниженню інтенсивності проявів гірського тиску як в очисному вибої, так і у виїмкових штреках.

З огляду на особливості проведення досліджень, особливу увагу необхідно приділити впливу потужності породної смуги  $m_{nn}$ , яка зводиться за секціями механізованого кріплення у виробленому просторі, на параметри

напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо лави.

*a*



*б*

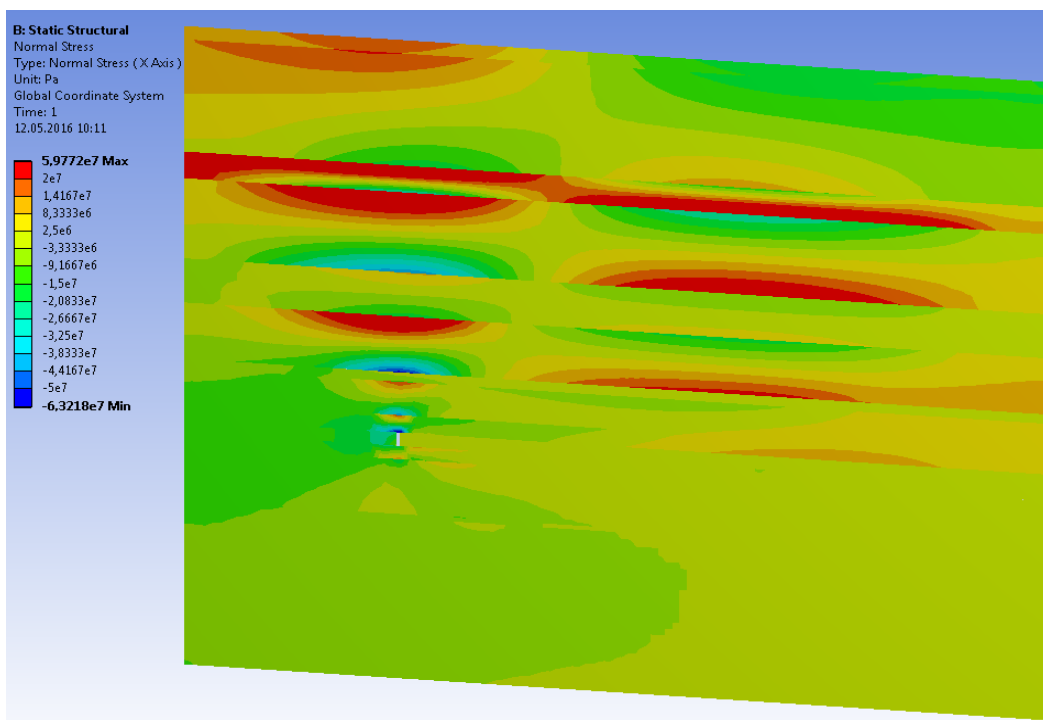


Рисунок 2.30 – Епюри горизонтальних напружень  $\sigma_x$  навколо лави при базовій (а) та селективній (б) технологіях відпрацювання пласта

Для більшої наочності проведено вертикальні перерізи уздовж моделі у найбільш важливих зонах: в області дії фронтального опорного тиску попереду лави (переріз I), безпосередньо в області лави (переріз II), в області



розвантаження позаду лави (перерізи III та IV) з відповідними відстанями між ними (рис. 2.31). Такий підхід дозволив отримати зміни інтенсивності напружень у вигляді графіків, які наведено на рис. 2.32.

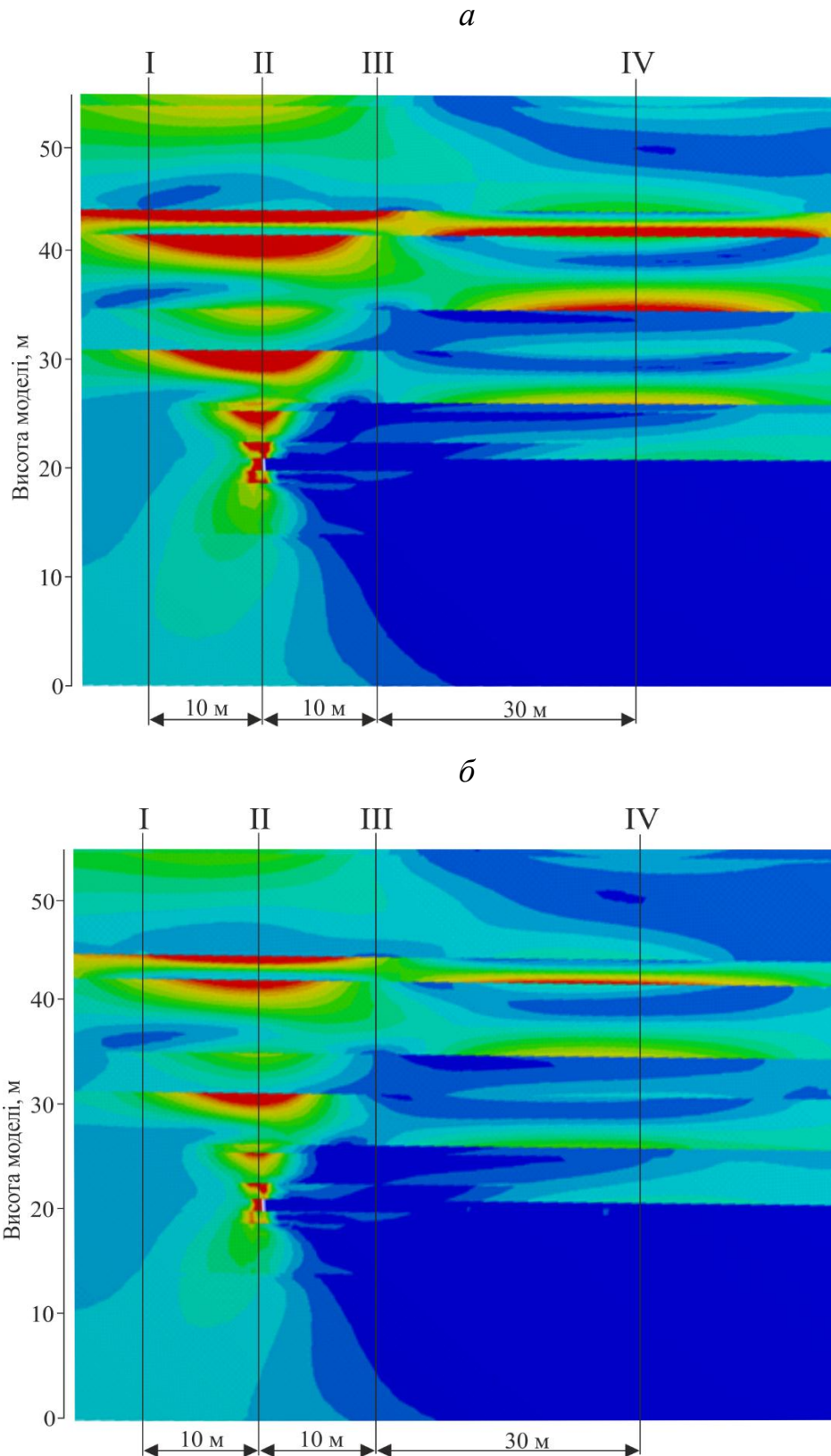


Рисунок 2.31 – Епюри інтенсивності напружень  $\sigma$  навколо лави при базовій (а) та селективній (б) технологіях відпрацювання пласта (при  $\Delta m_{\text{пл}} = 0,5$ )

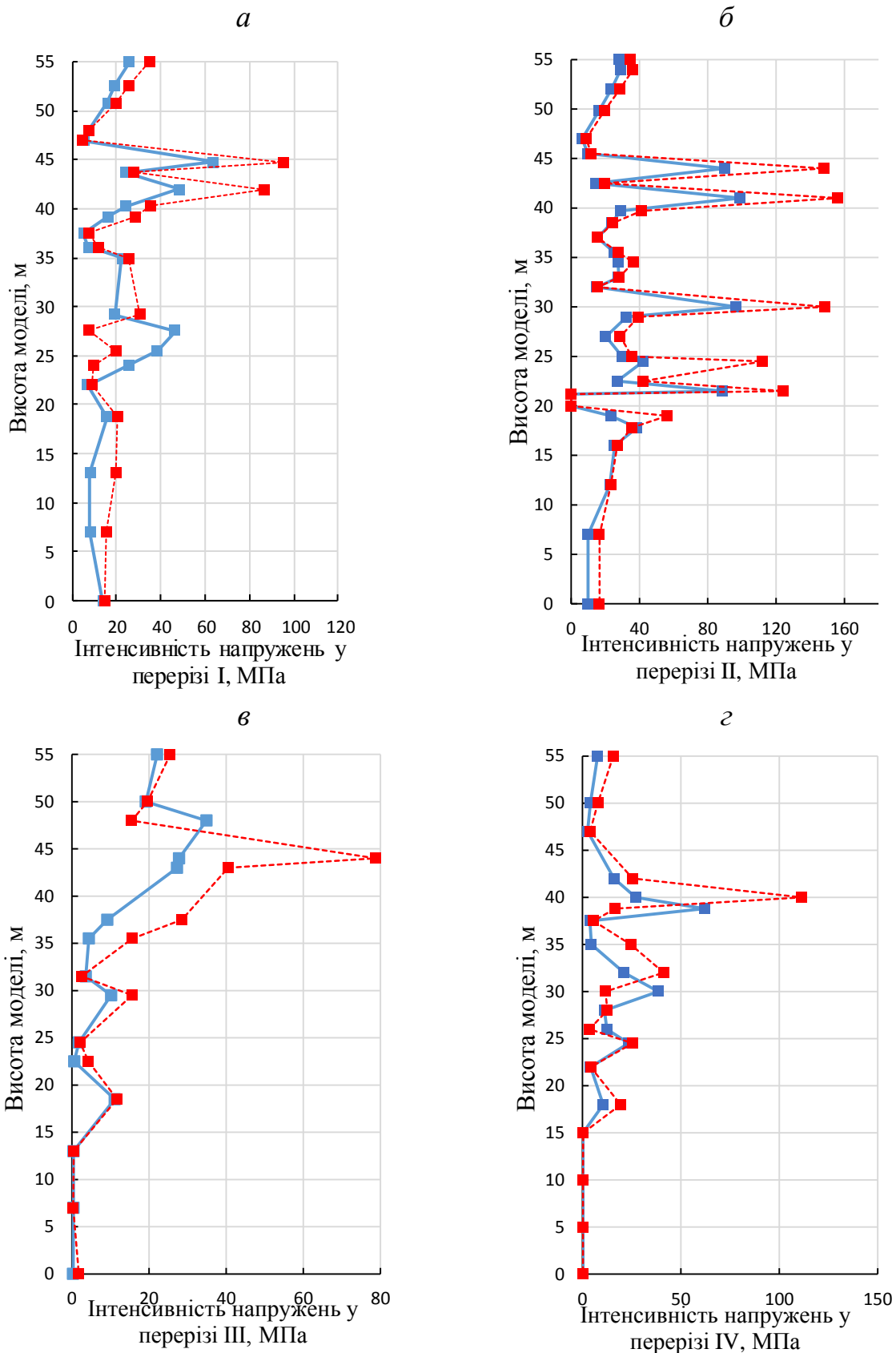


Рисунок 2.32 – Зміни інтенсивності напружень при селективній технології із залишенням породи у виробленому просторі ( $\Delta m_{\text{пп}} = 0,5$ ) та базовій технології, у вуглевмісному масиві в перерізах на різній відстані від вибою: а – 10 м попереду лави; б – безпосередньо в зоні лави; в – 10 м позаду лави; г – 30 м позаду лави

Тут, як і для інших компонент напружень, вже на стадії візуальної оцінки можна стверджувати про тенденції зниження напруженості масиву при селективній технології відпрацювання вугільного пласта із залишенням породи у виробленому просторі.

Проаналізуємо розподіл інтенсивності напружень при відносній потужності породної смуги  $\Delta m_{mn} = 50\%$  (рис. 2.32) Руйнівні концентрації (причому для всіх літотипів, включаючи пісковик) діють у різних областях надвугільної товщі: в зоні опорного тиску і над лавою концентрації  $\sigma$  розташовуються у верхній частині потужності кожного шару; у виробленому просторі – максимумами.

Найбільш завантаженим шаром є пісковик через свою підвищену міцність і жорсткість; досить імовірно, що саме пісковик являє верхню межу зони шарнірно-блокового зсуву, вище якої розташовується зона плавного прогину шарів без порушення цілісності.

У даному випадку, при селективному відпрацюванні пласта, проникнення руйнувань у пісковіку становлять 10% – 25% від його потужності і зростає ймовірність формування більш стійкої розпірно-блокової системи. Ті ж тенденції можна відзначити і у нижньому потужному шарі алевроліту, де області дії максимумів скорочуються (при селективній технології) у 1,8 – 2,15 рази над лавою (рис. 2.33, б), а над виробленим простором зникають зовсім з відповідним різким падінням величини концентрацій (рис. 2.33, в).

У ближчих шарах основної покрівлі відбувається істотне скорочення областей поширення концентрацій над лавою та їх зникнення над виробленим простором. Загальне скорочення областей дії руйнівних концентрацій коливається в діапазоні 40% – 80%.

При базовій технології діє більш інтенсивний гірський тиск і пісковик схильний до руйнування на висоту не менше половини його потужності: при таких руйнуваннях створення досить стійкої розпірної системи з породних блоків пісковіку малоімовірно.

Розглянемо зміну концентрацій інтенсивності максимальних напружень при різній відносній потужності породної смуги  $\Delta m_{mn}$  (від 10% до 50%) та при її відсутності у виробленому просторі в найбільш характерних зонах прояву гірського тиску – зоні фронтального опорного тиску (рис. 2.33) та зоні розвантаження (рис. 2.34) найбільш навантажених породних пластів.

З графіків на рис. 2.34 видно, що у всіх досліджуваних варіантах зі збільшенням потужності породної смуги у виробленому просторі знижуються концентрації максимальних напружень. Наприклад, зі збільшенням відносної потужності породної смуги  $\Delta m_{mn}$  від 10% до 50% абсолютні максимуми діючих напружень  $\sigma$  у пісковіку знизилися з 158 МПа до 78 МПа, тобто на 50,6% (рис. 2.34, а). У шарах, що залягають нижче пісковіку, максимуми діючих напружень скоротилися на 42,6% та 43,9% відповідно, для алевроліту (рис. 2.34, б) і аргіліту (рис. 2.34, в).

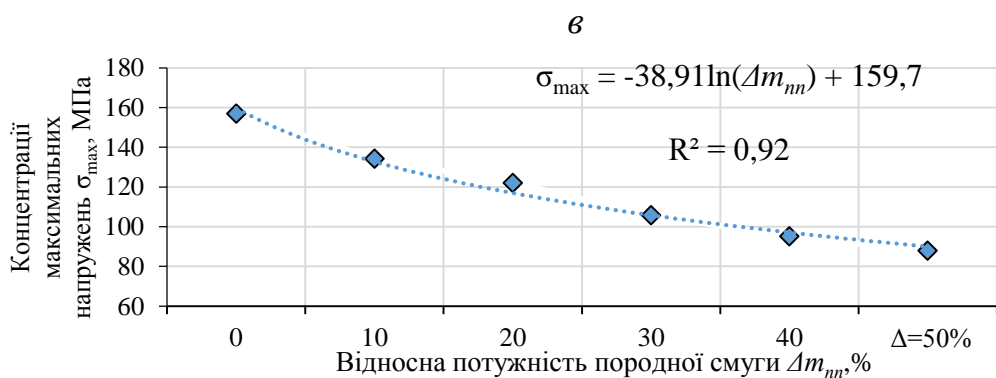
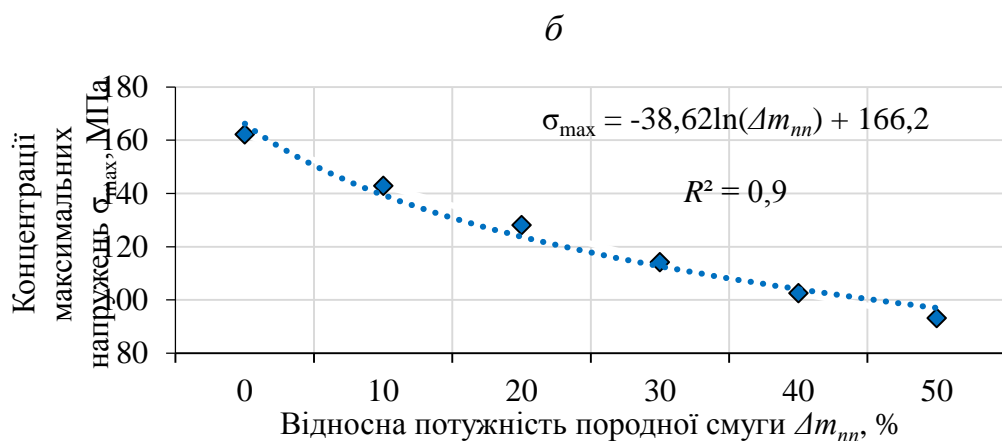
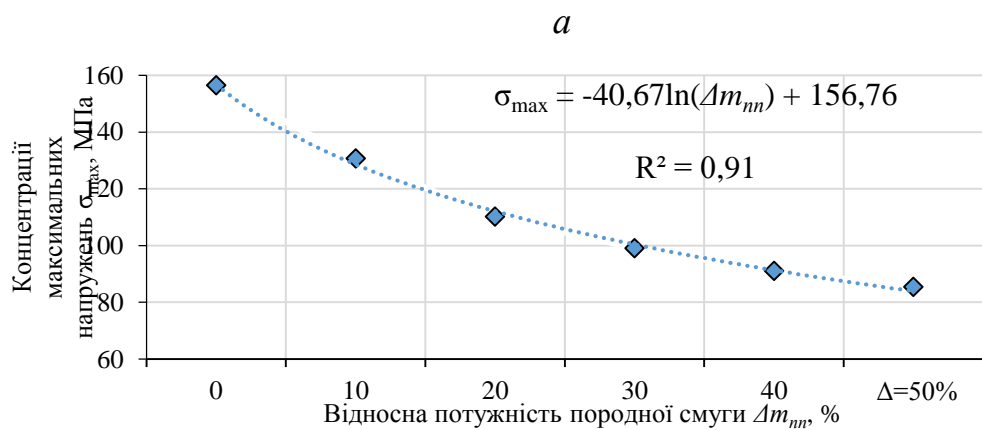


Рисунок 2.33 – Залежність зміни концентрацій максимальних напружень породних шарів у зоні фронтального опорного тиску від відносної потужності породної смуги: а – пісковик ( $y = 45$  м); б – алевроліт ( $y = 42$  м); в – аргіліт ( $y = 29$  м)

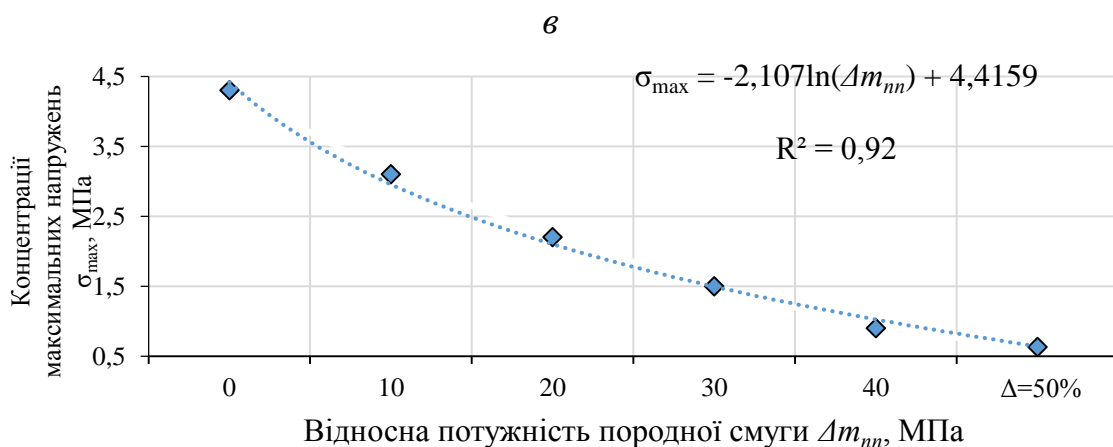
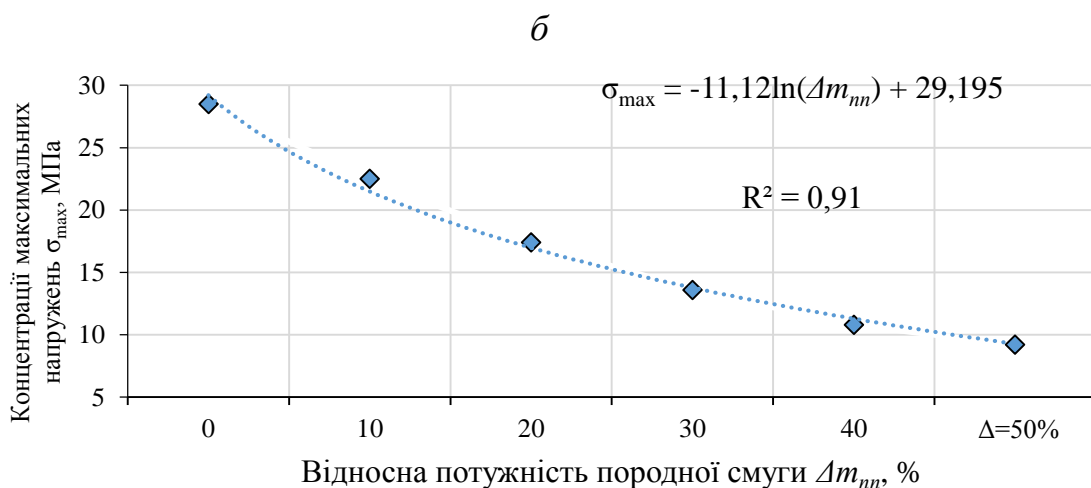
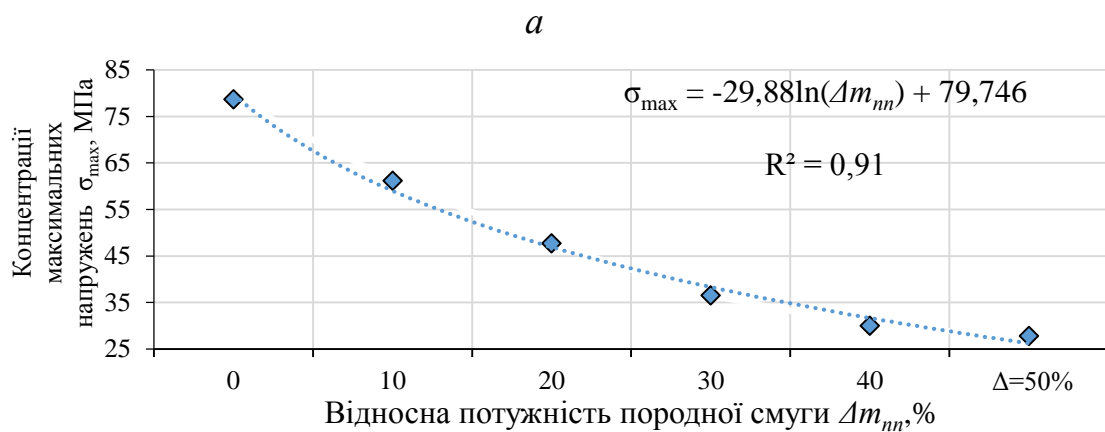


Рисунок 2.34 – Залежність зміни концентрацій максимальних напружень породних шарів у зоні розвантаження від відносної потужності породної смуги: а – пісковик ( $\gamma = 45 \text{ м}$ ); б – алевроліт ( $\gamma = 42 \text{ м}$ ); в – аргіліт ( $\gamma = 29 \text{ м}$ )

Аналогічно проаналізовано вплив потужності породної смуги у виробленому просторі на зміну концентрацій максимальних напружень у зоні розвантаження (рис. 2.34). Збільшення потужності породної смуги спровокувало значне зниження напружень у породах покрівлі відносно вугільного пласта. Напруження на відстані 10 м позаду вибою лави досягають 75 МПа – 80 МПа за відсутності породної смуги, та 25 МПа – 30 МПа при

відносній потужності породної смуги  $\Delta m_{mn} = 50\%$ , тобто за рахунок штучно створеної опори концентрації максимальних напружень знизилась на 62,5% (рис. 2.34, а). Розподіл концентрацій максимальних напружень в інших породних шарах виглядає таким чином. Внаслідок збільшення потужності породної смуги  $\Delta m_{mn}$  знизилась напруження в алевроліті з 80 МПа до 9 МПа й аргіліті з 4,4 МПа до 0,6 МПа, тобто відбувається різке зниження рівня їх напружено-деформованого стану за рахунок залишення породи у виробленому просторі.

У результаті виконання серії обчислювальних експериментів встановлено залежність зміни напружено-деформованого стану гірського масиву від впливу потужності породної смуги  $\Delta m_{mn}$ , яка формується у виробленому просторі при селективному відпрацюванні пласта. Застосування породної смуги, яка зводиться за секціями механізованого кріплення, матеріалом для якої є порода, що присікається в очисному вибої, дозволяє значно знизити інтенсивність напружень та підвищити стійкість породного масиву.

Таким чином, за фактором розподілу інтенсивності напружень слід зазначити істотне (до 2 разів) зниження як величини концентрацій, так і розмірів областей їх дії. Це сприяє підвищенню стійкості прилеглого масиву й скорочення активних проявів гірського тиску при селективній технології відпрацювання пласта.

Проведені дослідження та розрахунки дозволили встановити вплив геомеханічних і технологічних параметрів очисного виймання на навантаження кріплення механізованого комплексу.

### **2.4.3 Аналіз закономірностей зміни силових і деформаційних параметрів навантаження механізованого кріплення**

Викладені уявлення про гіпотезу та механізми деформацій і зсувів порід, що оточують очисну виробку, і взаємодії порід покрівлі з кріпленням можуть слугувати підставою для побудови низки теоретичних розрахункових схем, в яких будуть враховані як елементи кінематики процесу, так і силові характеристики деформованості та руйнування порід і кріплення. Принципові схеми зрушення порід надвугільної товщі при традиційній технології та селективному відпрацюванні пласта із залишенням породи у виробленому просторі зображено на рис. 2.35.

При традиційній технології з повним обваленням порід покрівлі, зависаючи над лавою породні консолі шарів основної покрівлі, формують обсяг нестійких порід, обмежений двома поверхнями: з боку очисного вибою ділянки защемлення породних консолей, їх руйнування й опускання породних блоків на механізоване кріплення; з боку виробленого простору – ділянки зміни знаку кривизни вигину породних шарів з руйнуванням переважно за рахунок горизонтальних напружень розтягу.

Утворений нестійкий обсяг масиву створює навантаження  $P$ , що перевищує вагу стовпа порід безпосередньо по довжині секції механізованого кріплення, бо породні консолі, що обвалюються, виходять за габарити робочого простору лави.

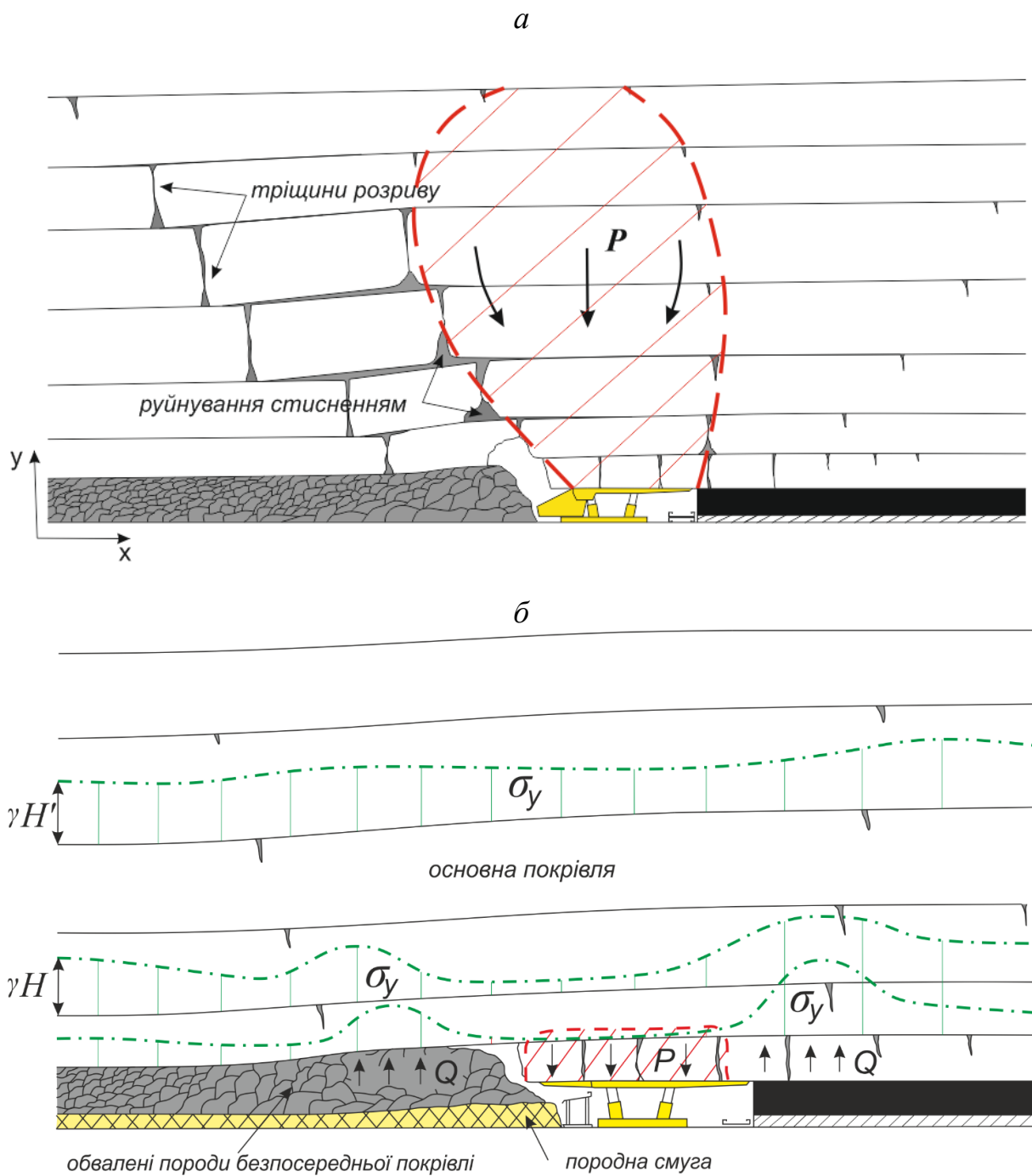


Рисунок 2.35 – Схеми зрушення порід надвугільної товщі при традиційній технології з повним обваленням порід покрівлі (а) та селективним (б) відпрацюванням пласта із залишенням порід присічення у виробленому просторі: - · - · - · - епюри вертикального гірського тиску; - - - - контур склепіння формування навантаження на механізоване кріплення

При селективному відпрацюванні пласта породна смуга у виробленому просторі обмежує опускання породних шарів основної покрівлі на висоту її потужності  $m_{nn}$ , тому розвиток розшарування покрівлі сповільнюється зі стабілізацією зсуву на зниженій відстані позаду очисного вибою; обсяг нестійких порід і навантаження від їх ваги знижуються.

При формуванні у виробленому просторі породної смуги потужністю не менше 0,5 від виймальної потужності пласта  $m_e$  обвалення породних консолей основної покрівлі, що зависають, припиняється, оскільки можливості плавного опускання шарів (у Західному Донбасі) без обвалення компенсують частину виймальної потужності пласта  $m_e$ , і породні блоки отримують поверхню опори з боку виробленого простору з реакцією  $Q$ ; така ж опора знаходиться на привибійній ділянці вугільного пласта; при достатній потужності першого породного шару основної покрівлі він не руйнується, а зберігає цілісність породної балки на двох опорах.

При невеликій податливості секції механізованого кріплення (до 50 мм) вона відходить від навантаження з боку породних шарів основної покрівлі та сприймає тільки відносно невелике навантаження  $P$  з боку безпосередньої покрівлі, яка становить 7% – 16% від несучої здатності механізованого кріплення.

Описаний механізм зрушення надвугільної товщі при залишенні породи присічення у виробленому просторі отримав своє підтвердження при виконанні комплексу обчислювальних експериментів з різним показником  $\Delta m_{nn}$  – відносної потужності породної смуги (відношення потужності породної смуги  $m_{nn}$  до виймальної потужності пласта  $m_e$ ).

Методика проведення досліджень полягала в наступному. На одній і тій же геомеханічній моделі (вже обґрунтованій раніше) в межах висоти виїмкової потужності пласта проведено чотири площини у виробленому просторі, що розділяють закладний масив від порід зони безладного обвалення. Наділення кожного з отриманих шарів механічними властивостями обвалених порід або закладного масиву дозволило в рамках однієї моделі отримати п'ять значень  $\Delta m_{nn}$ :

–  $\Delta m_{nn} = 0\%$  – породна смуга відсутня – всі імітаційні шари наділяються властивостями обвалених порід;

–  $\Delta m_{nn} = 20\%$  – ближній до підосви шар імітує породну смугу, а решта обвалені породи;

–  $\Delta m_{nn} = 30\%$  – два нижніх шари імітують породну смугу, інші (по висоті виробленого простору) – обвалені породи;

–  $\Delta m_{nn} = 40\%$  – три нижніх шари – породна смуга, два верхніх шари – обвалені породи;

–  $\Delta m_{nn} = 50\%$  – чотири шари, починаючи від підосви пласта, імітують породну смугу і один верхній шар обвалені породи.

Завдяки такому прийому в технології проведення обчислювальних експериментів отримано по п'ять значень відносних показників  $P_{від}$  (відношення навантаження на секцію кріплення до її несучої здатності) та  $U_{від}$  (відношення опускання перекриття до величини розсунення секції). Навантаження на секцію кріплення визначалося по епюрі вертикальних напружень –  $\sigma_y$  на контакт з безпосередньою покрівлею; опускання перекриття на тому ж контакті розраховувалося за показниками вертикальних переміщень  $U_y$  безпосередньої покрівлі. У підсумку, за п'ятьма значеннями



показників були побудовані залежності  $P_{\text{від}}(\Delta)$  та  $U_{\text{від}}(\Delta)$ .

Для розширення області достовірного використання зазначених залежностей розглянуто два варіанти гірничо-геологічних умов, названих нами «складні» та «сприятливі». За даними дослідження [91], на основі аналізу та систематизації механічних властивостей вуглевмісної товщі Західного Донбасу виділено три групи умов за критерієм розрахункового опору порід стиску за участю дії послаблюючих факторів. Ми вибрали дві крайні групи умов і змоделювали два варіанти стану вуглевмісного масиву в «складних» і «сприятливих» гірничо-геологічних умовах.

Несприятливі умови – слабкі обводнені породи по нижній межі опору стисненню: вугілля  $R^e = 20$  МПа, аргіліт  $R_i^{K,II} = 5$  МПа, алевроліт  $R_i^{K,II} = 10$  МПа, пісковик  $R_i^{K,II} = 20$  МПа.

Сприятливі умови – необводнені породи по верхній межі опору стисненню: вугілля  $R^e = 40$  МПа, аргіліт  $R_i^{K,II} = 20$  МПа, алевроліт  $R_i^{K,II} = 25$  МПа, пісковик  $R_i^{K,II} = 60$  МПа.

Обидва варіанти у вигляді функцій  $P_{\text{від}}(\Delta)$  та  $U_{\text{від}}(\Delta)$  відображені графічно і є критеріями для визначення формування доцільної потужності породної смуги  $\Delta m_{nn}$  у виробленому просторі.

За результатами обчислювального експерименту встановлена стійка тенденція зниження навантаження на механізоване кріплення при збільшенні потужності породної смуги залежно від ступеня складності гірничо-геологічних умов відпрацювання вугільних пластів. Закономірність зміни силових та деформаційних параметрів навантаження механізованого кріплення залежно від потужності породної смуги зображено на рис. 2.36.

При розробці вельми тонких пластів навантаження на механізоване кріплення прогнозується до 24% (у складних умовах) і до 10% (у сприятливих умовах) від несучої здатності, при відносній потужності породної смуги  $\Delta m_{nn} = 50\%$ . При відпрацюванні пластів потужністю 0,65 – 0,7 м з присіченням порід величиною 0,55 – 0,6 м і подальшим їх розміщенням у виробленому просторі навантаження на секції механізованого кріплення стабілізуються на рівні від 7 – 8% до 16 – 17,5% від її несучої здатності.

Також виявлена закономірність зниження величини опускання (необхідної податливості) перекриття кріплення при збільшенні відносної потужності породної смуги  $\Delta m_{nn}$ . У сприятливих гірничо-геологічних умовах при роботі секції кріплення не прогнозується зміщення гідростояків і, відповідно, спрацьовування запобіжних клапанів. Абсолютні значення опускання знижуються на 37 – 45% у діапазоні зміни  $\Delta m_{nn} = 35 – 50\%$ . В складних гірничо-геологічних умовах досить до 50 мм (8,5% розсунення секції кріплення) для максимального розвантаження секції кріплення, що забезпечується при  $\Delta m_{nn} = 22 – 25\%$ .

Наведені прогнозні дані свідчать не тільки про надійну та безаварійну роботу кріплення, але й про підвищення ресурсу його напрацювання на відмову у зв'язку з поліпшенням режимів його експлуатації.

Таким чином, проведені дослідження дозволили отримати друге наукове положення.

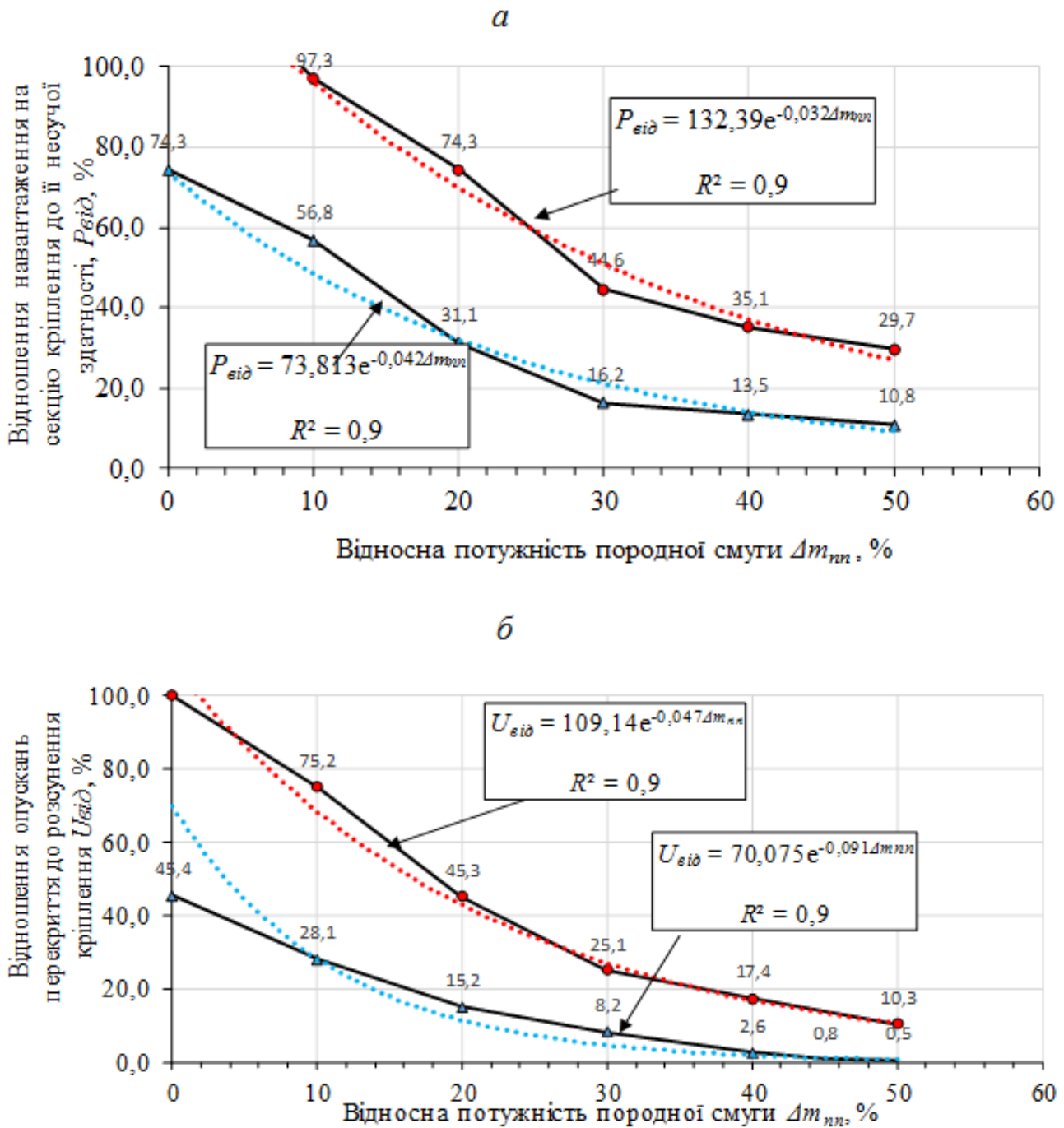


Рисунок 2.36 – Закономірність зміни силових (*a*) і деформаційних параметрів (*б*) навантаження механізованого кріплення залежно від відносної потужності породної смуги у виробленому просторі:  $\Delta m_{nm}$  – відношення потужності породної смуги до виймальної потужності пласта;  $P_{\epsilon i \delta}$  – відношення навантаження на секцію кріплення до її несучої здатності;  $U_{\epsilon i \delta}$  – відношення опускання перекриття до розсунення кріплення

Проаналізовано дані обчислювальних експериментів і результатів досліджень опускань порід в очисних вибоях проведених аналітично-розрахунковим методом з використанням емпіричного рівняння (2.5). За результатами досліджень побудовано графіки зміни величини опускання покрівлі  $\Delta h_{кр}$  від опору кріплення  $P$ , за умови однакової виймальної потужності  $m_e = 1,2$  м і ширини робочого простору лави  $R = 6$  м, які наведено на рис 2.37.

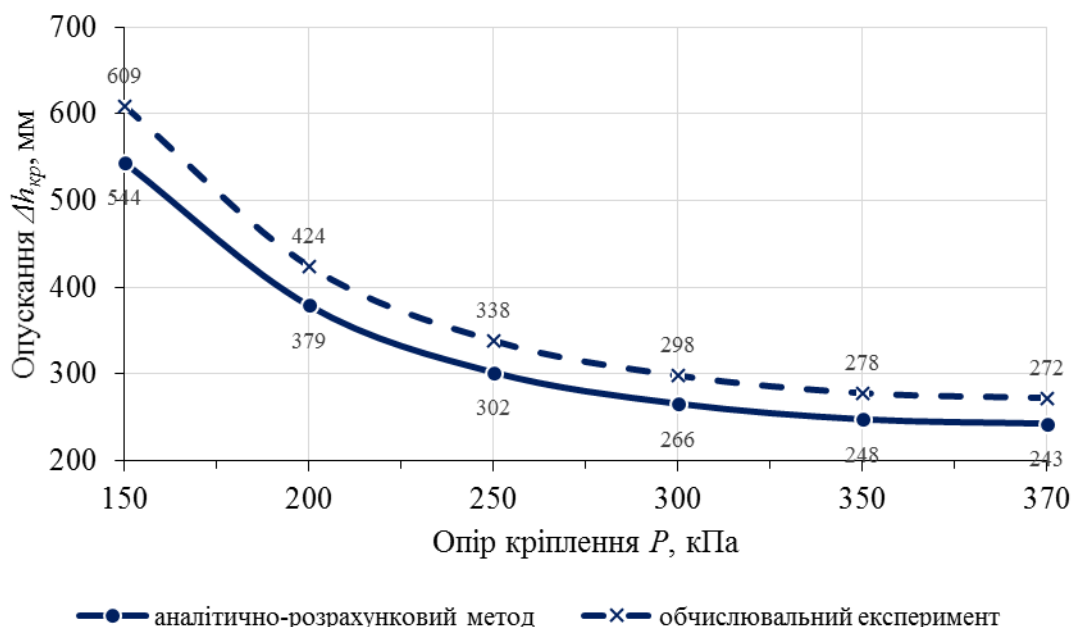


Рисунок 2.37 – Зміна опускання порід в очисному вибої від опору кріплення

У результаті кореляційного аналізу отриманих даних встановлено, що збіжність між результатами обчислювального експерименту й аналітичними розрахунками з урахуванням емпіричних залежностей, отриманих експериментальним шляхом, становить 10% – 12%. Отримані результати є цілком задовільними і підтверджують достовірність проведених досліджень.

Проведено розрахунок міцності перекриття секції кріплення зі зворотною консоллю, який виконано у такий спосіб:

- відповідно до конструктивної схеми кріплення 1КД90 зі зворотною консоллю (позиція «а») розроблена розрахункова схема зрушення надвугільної товщі для умов відпрацювання вугільних пластів Західного Донбасу; схема враховує потужність породної полоси  $m_{nn}$ , яка зводиться у виробленому просторі. Так, при  $\Delta m_{nn} = 50\%$ , відносна потужність склала  $m_{nn} = 0,6$  м при виймальній потужності пласта  $m_e = 1,2$  м;

- розрахунок навантаження на секцію кріплення виконано на базі розробок [136] із залученням результатів виконаних досліджень з оцінки впливу потужності породної смуги  $m_{nn}$ ;

- для подальшого розрахунку міцності й обґрунтування параметрів конструкції зворотної консолі побудована еюра згинального моменту  $M$  (позиція «в»), дія якого є визначальним фактором в оцінці стійкості перекриття задньої консолі.

Проведено розрахунки для двох варіантів її режиму роботи: жорсткого та податливого.

Варіант жорсткого режиму роботи передбачає розміщення під плитою консолі жорстких елементів посилення у вигляді різного профілю прокату (куточок, швелер, короб і їх комбінація).

Податливий режим роботи передбачає посилення елементами, що допускають істотне їх деформування під дією зовнішнього навантаження (наприклад, система ресорних консолей), тобто, достатню податливість, щоб зворотна консоль відходила від частини навантаження з боку порід покрівлі. Тоді сумарне навантаження на зворотну консоль знижується.

#### **2.4.4 Прогноз осідання земної поверхні над закладним масивом**

Екологічну ефективність сучасних природоохоронних технологій підземного видобування вугілля можна оцінити за величиною осідання земної поверхні. Осідання залежить від властивостей гірського масиву, потужності пласта, особливостей технології видобування, кількості і порядку відпрацювання в світі пластів і часу їх відпрацювання. Поведінки гірського масиву над закладним масивом вивчають багато вітчизняних і зарубіжні фахівці. Із аналізу робіт випливає, що існує залежність між потужністю пласта, що відпрацьовується і осіданням земної поверхні, причому в тісному зв'язку зі стійкістю нижніх шарів покрівлі і підшви пласта. Авторами роботи виконано прогноз осідання земної поверхні над закладним породним масивом, зведеним у виробленому просторі лави, що відпрацьовує тонкий пологий пласт з нестійкими слабометаморфізованими породами (умови шахт Західного Донбасу та їм подібні). Схема механізму осідання земної поверхні над закладним масивом зображено на рис. 2.38.

Під впливом підземних гірничих робіт у масиві, що оточує очисну виробку з'являється область порід, схильних до зрушення і деформацій. В очисній виробці зрушення починається з прогину покрівлі пласта. Стосовно до розробки пластів і управління покрівлею повним обваленням існує безліч схем і опису процесів зрушення, деформування і перерозподілу напружень в масиві гірських порід, заснованих на натурних спостереженнях і на результатах моделювання. З огляду на особливості напруженого стану масиву можна виділити в ньому три основні зони (рис. 2.39): зона знижених напружень і зона опускання порід покрівлі в крайовій частині мульди зрушення – 1; зона знижених напружень порід – 2; зона відновлених напружень і зона плоского дна мульди зрушень – 3; Зона безладного обвалення порід з руйнуванням шарів безпосередньої покрівлі 1 має місце над обваленнями породи. Зона тріщинуватості і порушених порід 2 розташована вище зони 1. Зона опускання порід 3 без порушення цілісності знаходиться ще вище від місця пласта, що виймається, також є й інші локальні зони.

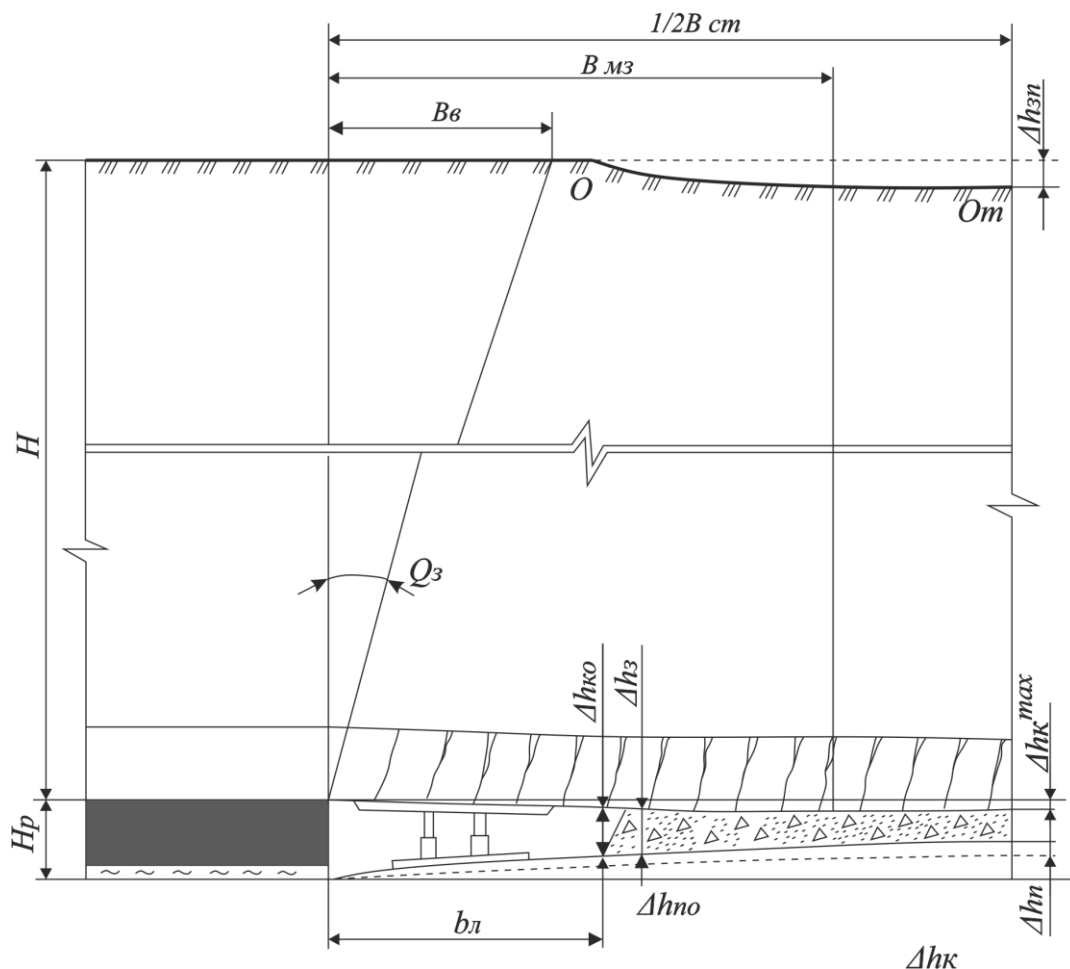


Рисунок 2.38 – Схема механізму осідання над закладним масивом

Уявлення про поведінку покрівлі сформовані виходячи з положення про те, що внаслідок відносно невисоких за щільністю закладних масивів, зведених механічним способом в умовах відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів, прогин, розшарування, розтріскування, стиснення і розтягнення шарів порід, що залягають вище області їх контакту із закладним масивом, якісно не відрізняються від процесів, що протікають в покрівлі при управлінні способом повного обвалення. Винятком є процеси, що протікають в області покрівель безпосередньо прилеглих до закладного масиву. Безпосередні покрівлі руйнуються на «шарнірні» блоки. Закладка блоків дозволяє мати досить стійкі системи з «шарнірних» блоків.

Лабораторні і шахтні дослідження стиснення закладних масивів слабометаморфізованими бічними породами дали можливість розробити метод розрахунку очікуваного опускання земної поверхні.

Метод базується на положеннях про: незворотності процесів здимання підшви і опускання покрівлі під і над закладним масивом: обліку меж величини здимання підшви і опускання покрівлі при досягненні рівноваги в кутах нахилу покрівлі в сторону виробленого простору в залежності від категорії покрівель за стійкістю; стиснення закладного матеріалу в залежності від її початкової висоти, щільності і величини гірського тиску.

Використовуючи ці положення, з урахуванням результатів попередніх досліджень.

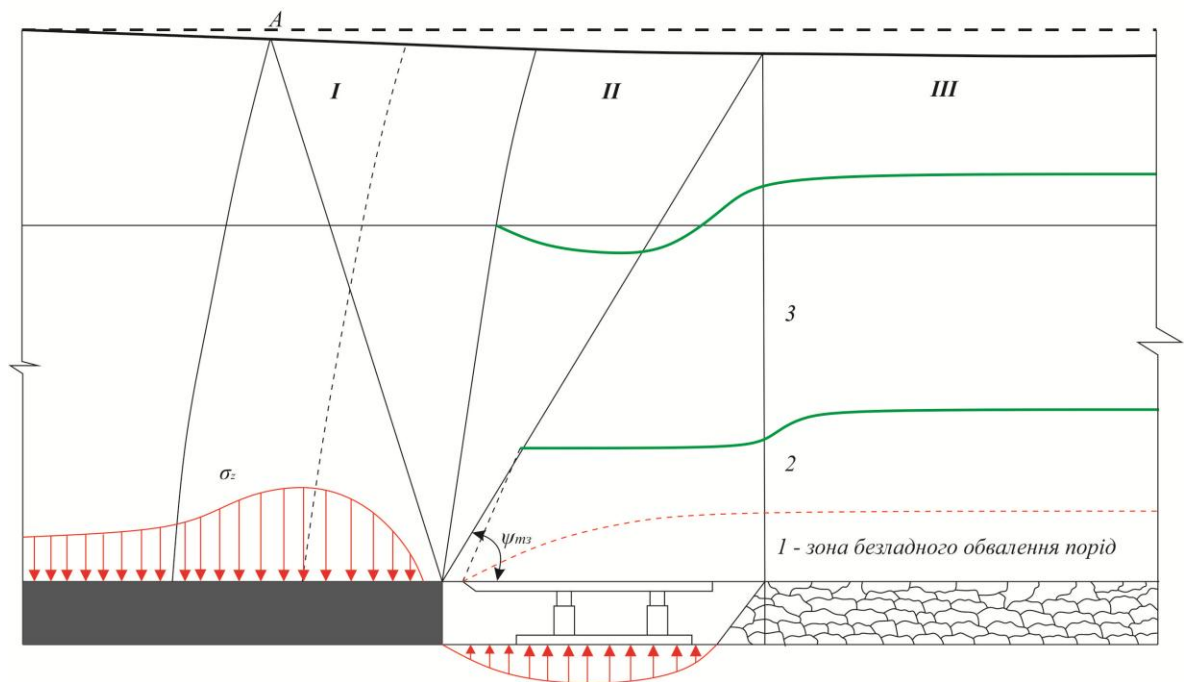
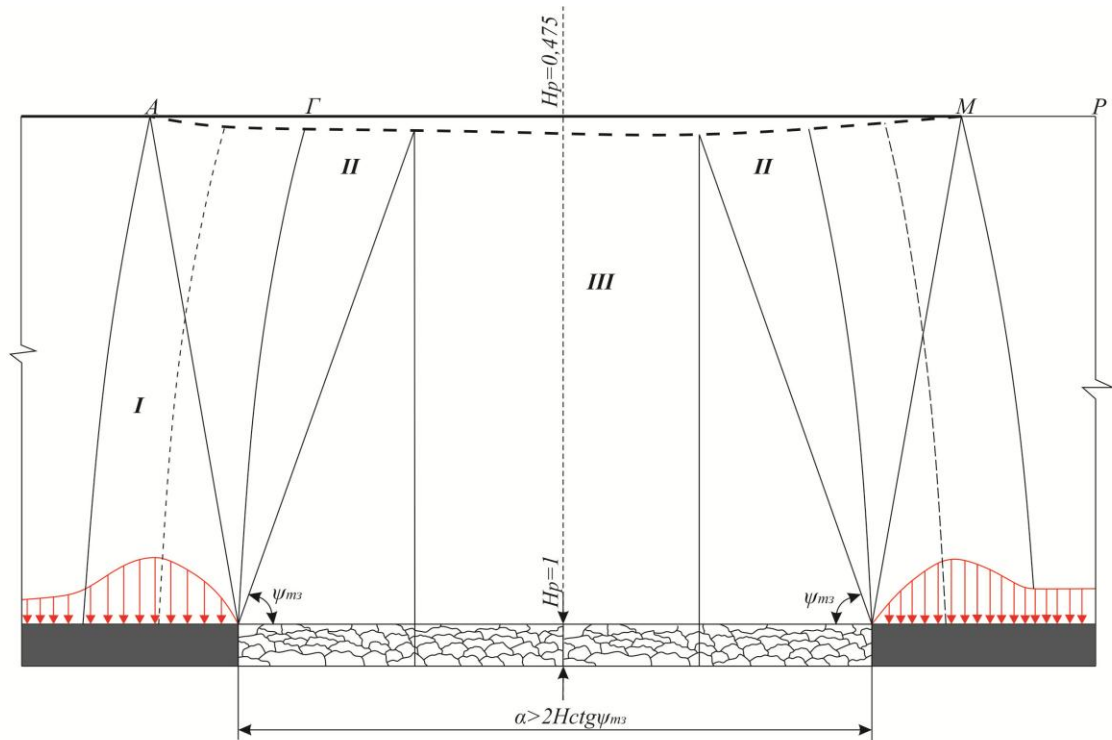


Рисунок 2.39 – Механізм поведінки гірського масиву над закладним масивом

Авторами роботи запропоновано формули для розрахунку величини осідання земної поверхні над лавами, які відпрацьовують тонкі і вельми тонкі пологі пласти з механічною закладкою виробленого простору пустими породами з урахуванням умов шахт Західного Донбасу:

$$\Delta h_{zn} = k_{zn}(\alpha b_l H_p + \Delta h_3 (\gamma_n H) m_3 k_{np}), \quad (2.17)$$

де,  $\Delta h_{zn}$  – осідання земної поверхні над очисними роботами по лінії  $O_n - O_m$ , в западині мульди осідання, мм;

$k_3$  – ступінь заповнення виробленого простору лави;

$\alpha$  – коефіцієнт що характеризує нахил покрівлі убік виробленого простору, 1/мм;

$H_p, b_l$  – відповідно, виймальна потужність пласта і ширина робочого простору лави;

$\Delta h_3 (\gamma_n, H)$  – функція, яка характеризує стиснення закладного масиву в залежності від величини гірського тиску, мм;

$\gamma_n$  – об'ємна вага порід покрівлі пласта, т/м<sup>3</sup>;

$H$  – глибина залягання пласта, м;

$m_3$  – показник, що характеризує первинну щільність закладного масиву в зоні його зведення;

$k_{np}$  – коефіцієнт, що характеризує стиснення закладного матеріалу в залежності від його первісної висоти.

Для підошв, яким властиві здимання формула (2.3) перетворюється до наступного вигляду:

$$\Delta h_{zn} = \{k_{zn} \alpha b_l H_p + \Delta h_3 (\gamma_n H) m_3 k_{np} + C_1 [(C_2 + b_l) C_3 - (C_2 + B_{m3}) C_3] \}, (2.18)$$

де,  $C_1, C_2, C_3$  – параметри функції, що характеризує здимання порід підошви в напрямку від вибою до зони максимального стиснення закладного масиву породами підошви і покрівлі;

$B_{m3}$  – відстань від вибою до зони максимального стиснення закладного масиву, м.

Використовуючи формули виконано чисельні розрахунки осідання земної поверхні для умов шахти «Західно-Донбаська» при відпрацюванні пласта с<sub>8</sub><sup>H</sup> селективною технологією із залишенням породи у виробленому просторі при різних значеннях ступеня заповнення виробленого простору  $K_3$ . За результатами розрахунку мульди зрушень земної поверхні, які зображені на рис. 2.40

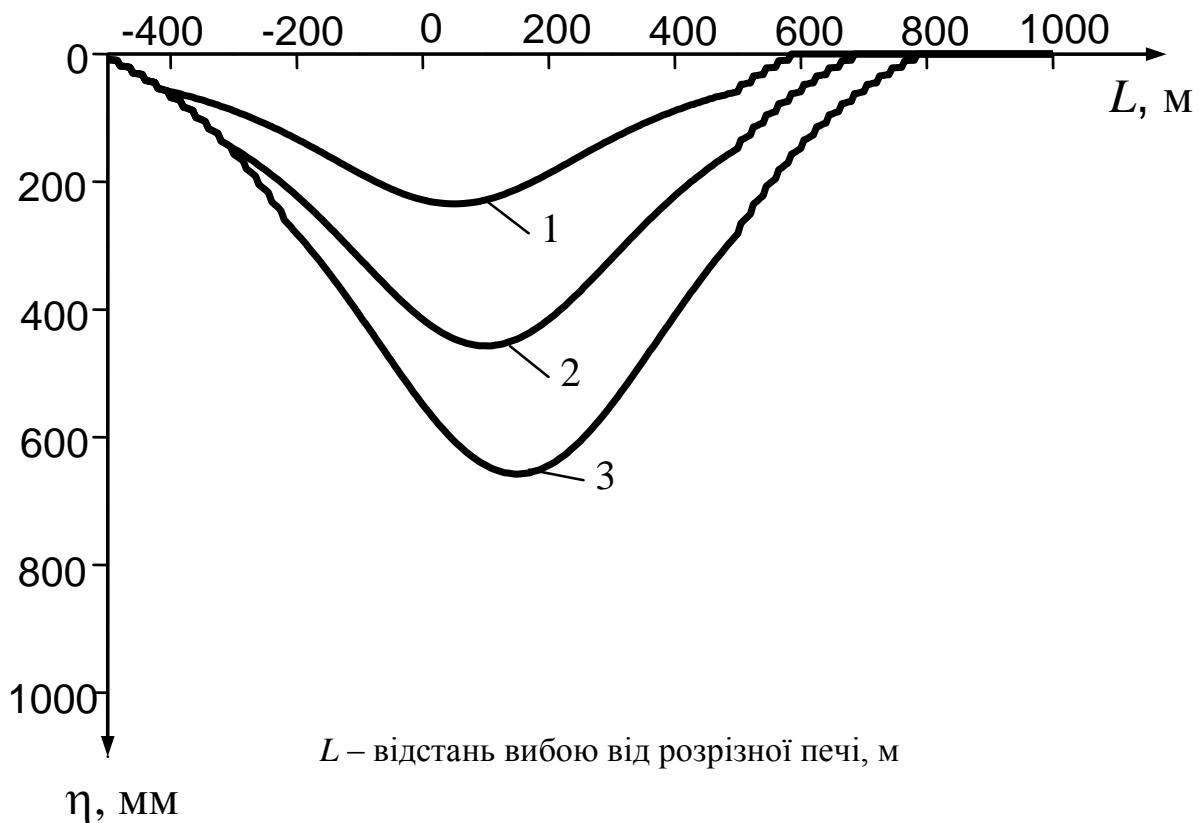


Рисунок 2.40 – Мульди зрушення земної поверхні при різних значеннях ступеня заповнення виробленого простору: 1 –  $K_z = 1$ ; 2 –  $K_z = 0,75$ ; 3 –  $K_z = 0,5$

Дані прогнозу свідчать, що при відпрацюванні одного тонкого пологого пласта в світі, що залягає в слабометаморфізованих породах, осідання земної поверхні при залишенні породи у виробленому просторі зі ступенем  $K_z = 0,5$  складуть 62% від виймальної потужності пласта, відповідно при  $K_z = 0,75$  – 47% і  $K_z = 1$  – 21%.

Осідання також залежать від потужності закладного масиву, технологічних зазорів між покрівлею і верхньою поверхнею масиву і від стиснення всього масиву, що оточує вироблений простір.

Таким чином при відпрацюванні вугільних пластів під рівнинними заплавами річок незначного осідання поверхні не уникнути. Це пояснюється наявністю зближення порід за період виконання робочих процесів в забої – виймання вугілля, пересування секцій кріплення та ін. Зрозуміло, обсяг робіт по рекультивациі поверхні в цьому випадку буде значно меншим, ніж при веденні робіт при повному обваленні покриваючих пласт порід.

## 2.5 Обґрунтування конструктивного виконання елементів механізованого комплексу

Технологічна модель селективного відпрацювання тонких та вельми тонких вугільних пластів з присіченням порід підосви базується на використанні модернізованого механізованого комплексу 1МКД90 у варіанті із горизонтально-замкнутим скребковим конвеєром (рис. 2.41).



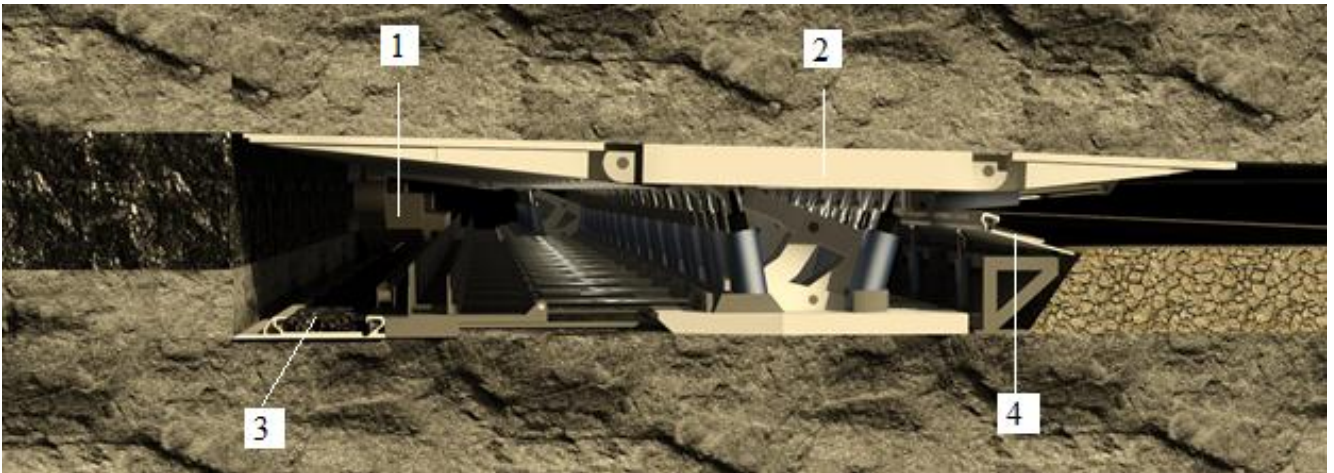


Рисунок 2.41 – Механізований комплекс для технології селективного виймання вугілля: 1 – очисний комбайн; 2 – механізована секція кріплення; 3, 4 – горизонтально-замкнутий скребковий конвеєр, відповідно вибійна та закладна лінія

Для виймання вугілля і порід присічення використовується комбайн зі шнековими виконавчими органами (без виносу порталу у вибій) типу MB 410E, MB 280E (виробництва TMachinery), MG100/240-BWD (JoyGlobal), LWS40/102 (Cino Mining) або аналогічні машини. Комбайн повинен додатково обладнуватись підпірно-навантажувальними щитками з можливістю їх обертання навколо осі шнека. Залежно від геологічної потужності пласта діаметр шнеків приймається 630 – 800 мм. Пропонований варіант очисного комбайна зображено на рис. 2.42.

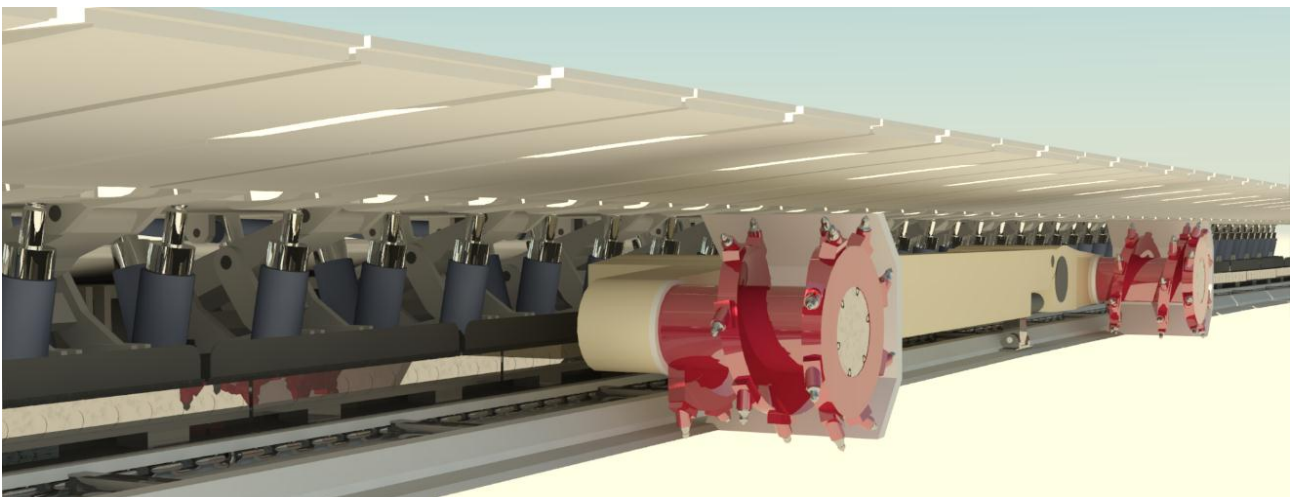


Рисунок 2.42 – Очисний комбайн для селективного відпрацювання пласта

Конструкція секції механізованого кріплення та прив'язка до неї ділянок горизонтально-замкнутого конвеєра зображено на рис. 2.43.

Секції кріплення виконані чотирма стояковими, мають шарнірний зв'язок з риштами і балками горизонтально-замкнутого конвеєра. Кріплення та підтримання покрівлі у привибійному просторі після проходу виймального органа забезпечуються підтискними консолями перекриття 1 (рис. 2.43, б), а

підтримка й керування покрівлею в іншому робочому просторі та над породною смугою – несучою здатністю переkritтя 3 і зворотною консоллю 5, яка з'єднана шарнірно з основним переkritтям і підтримується двома гідростояками 4.

Секції кріплення пересуваються слідом за проходом комбайна, послідовно одна за одною з активним підпором покрівлі. За необхідності може здійснюватися пересування з розвантаженими стояками, причому передньою і задньою парами стояків керують роздільно. Кожний гідростояк 2 має свій гідроблок.

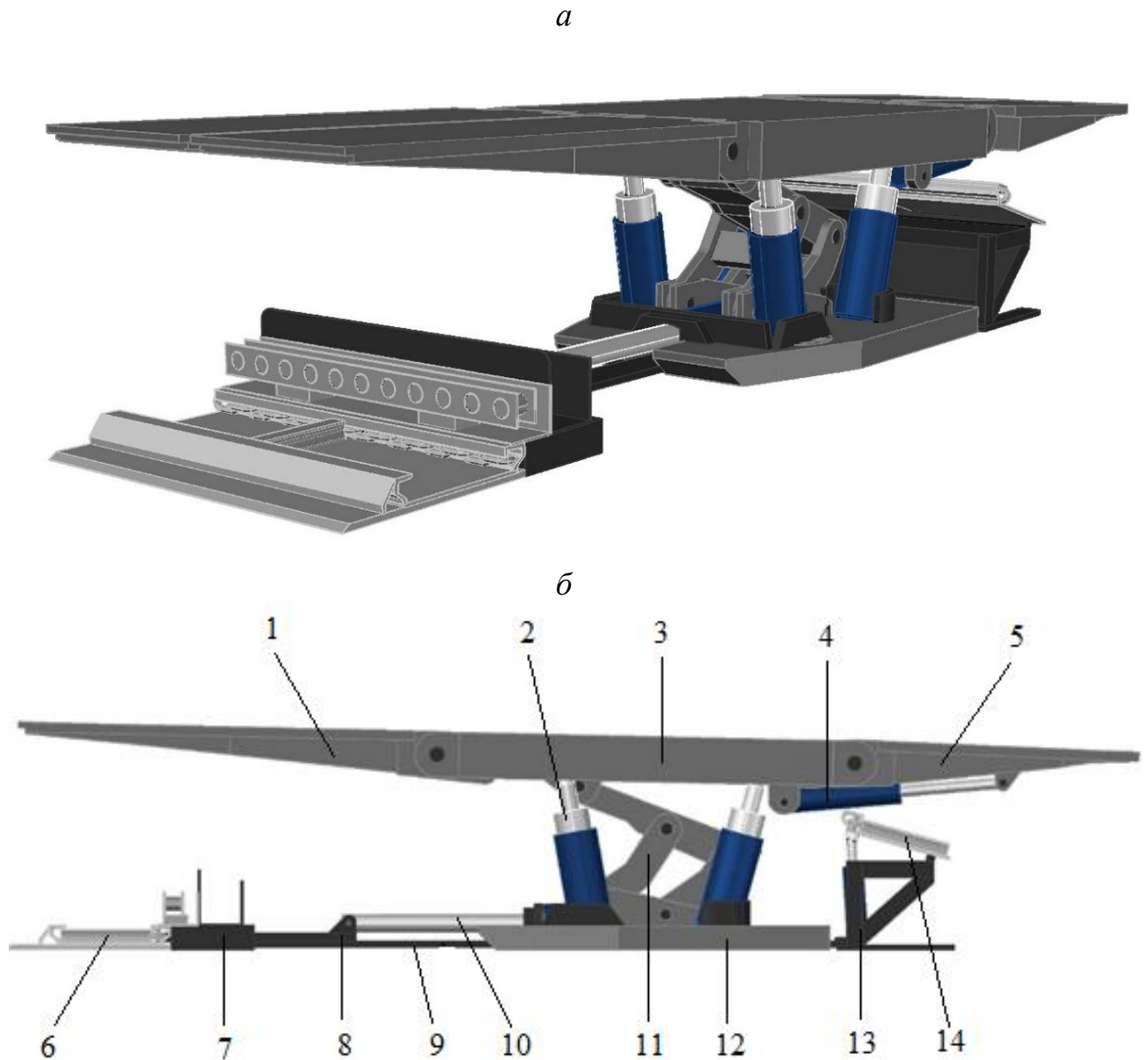


Рисунок 2.43 – Секція механізованого кріплення та прив'язка до неї горизонтально-замкнутого скребкового конвеєра: *а* – вид в перспективі; *б* – вид в проекції

Секція механізованого кріплення складається з чотирьох гідростояків 2 зі стояковими гідроблоками, встановленими на загальних основах 12 в окремих

для кожного гідростояка гніздах, і спирається на них сферичними поверхнями днищ.

До передніх вушок (з боку вибою) основного перекриття 3 за допомогою осей кріпиться консоль 1, яка підтискається до покрівлі передньою парою гідростояків. До задніх вушок (з боку виробленого простору) основного перекриття шарнірно кріпиться зворотна консоль 5, у пазах якої кріпляться гідропатрони 4. Елементи лемніскатного механізму розташовані у міжстояковому просторі та кріпляться шарнірно до основного перекриття 3 та основи секції 12.

Елементи лемніскатного механізму 11, основа секції 12 і перекриття 3 спільно з їхніми зв'язками визначають геометрично незмінну в площині пласта систему із заданим рухом по вертикальній осі перекриття. Ця система сприймає все навантаження в площині пласта, що виникає між перекриттям і основою при переміщенні секцій та підтримці покрівлі, розвантажує гідростояки від згинальних навантажень і забезпечує відносно постійну відстань між вибоєм і кінцями передніх консолей на всьому діапазоні розсунення по потужності пласта.

На основі 12 секції розташовано механізм переміщення секції та горизонтально-замкнутого конвеєра, де 6, 14 (див. рис. 2.43) – відповідно його вибійна і закладна лінії. Механізм переміщення секцій складається з гідродомкрата 10, шток якого з'єднано з навісним обладнанням горизонтально-замкнутого конвеєра. Конструкція механізму переміщення дозволяє підтягувати секції кріплення до вибою поршневою порожниною гідродомкрата 10, тобто з великим зусиллям, а конвеєр – штоковою порожниною, розвантажуючи гідродомкрат 10 від бічних навантажень. До штоку гідродомкрата 10 кріпляться напрямні балки 8 та 9. Балка 8 кріпиться до боковини конвеєра вибійної лінії, а балка 9 до опорної рами 13 на якій встановлено закладну конвеєрну лінію 14. Прохід до закладної лінії конвеєра 14 розташовано між секціями кріплення (рис. 2.43). Між другим рядом стояків 2 і опорним столом 13 передбачено ходове відділення, що забезпечує можливість обслуговування закладного обладнання, а також безперешкодного контролю за процесом укладання породи в закладний масив (рис. 2.44).

Горизонтально-замкнутий скребковий конвеєр застосовується для транспортування вугілля і породи уздовж вибою та розміщення останньої у виробленому просторі лави (рис. 2.46).

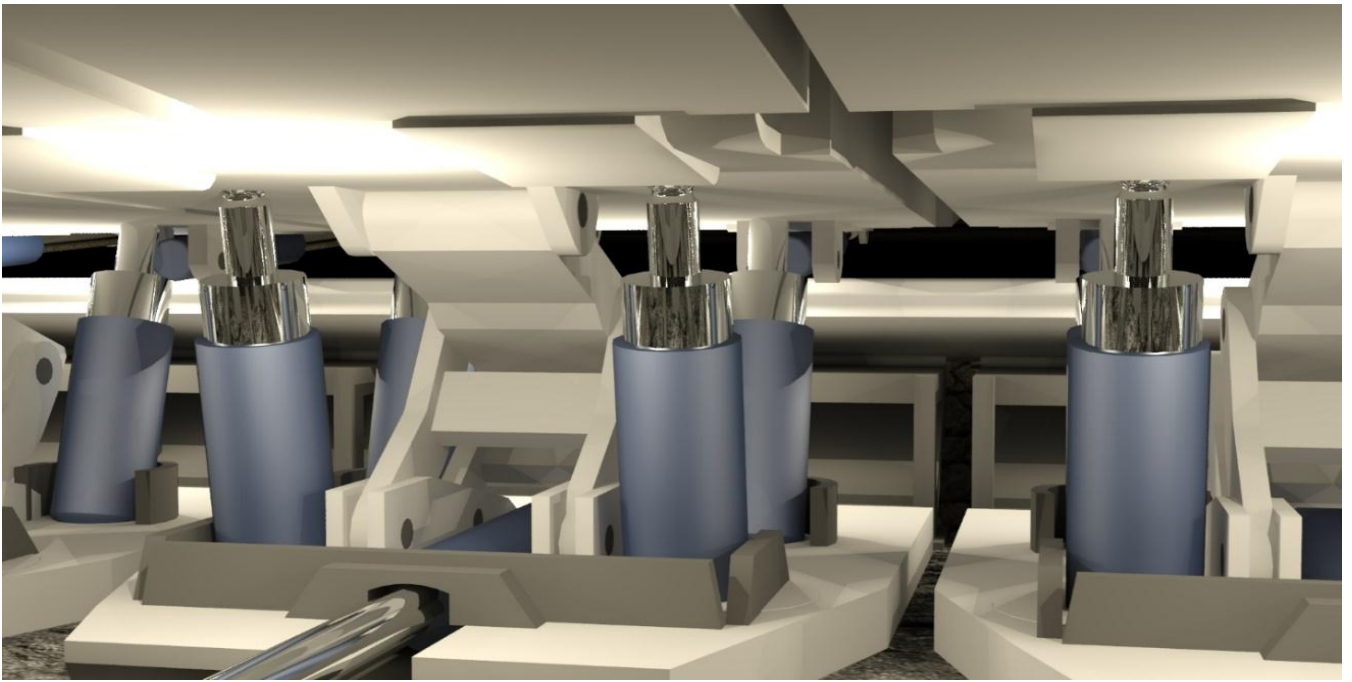


Рисунок 2.44 – Прохід до закладної лінії між секціями механізованого кріплення

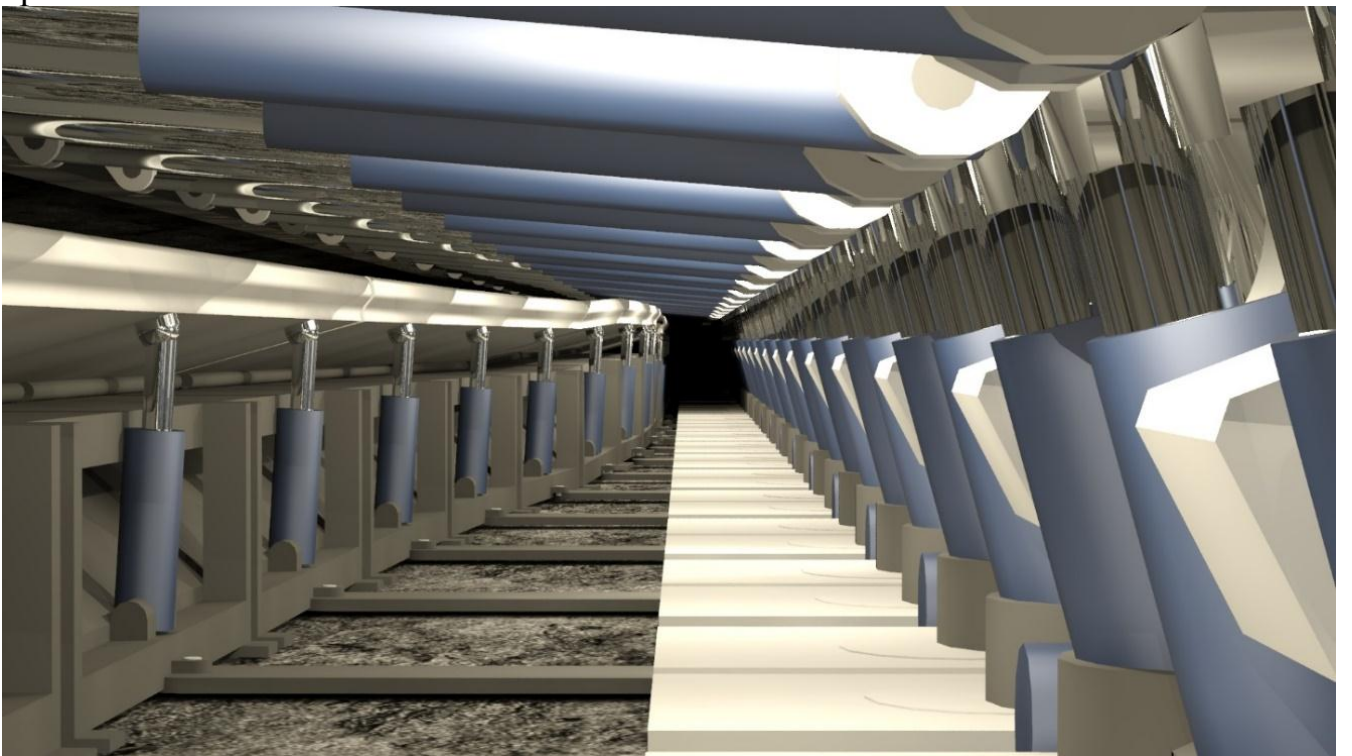


Рисунок 2.45 – Ходове відділення для обслуговування закладного обладнання

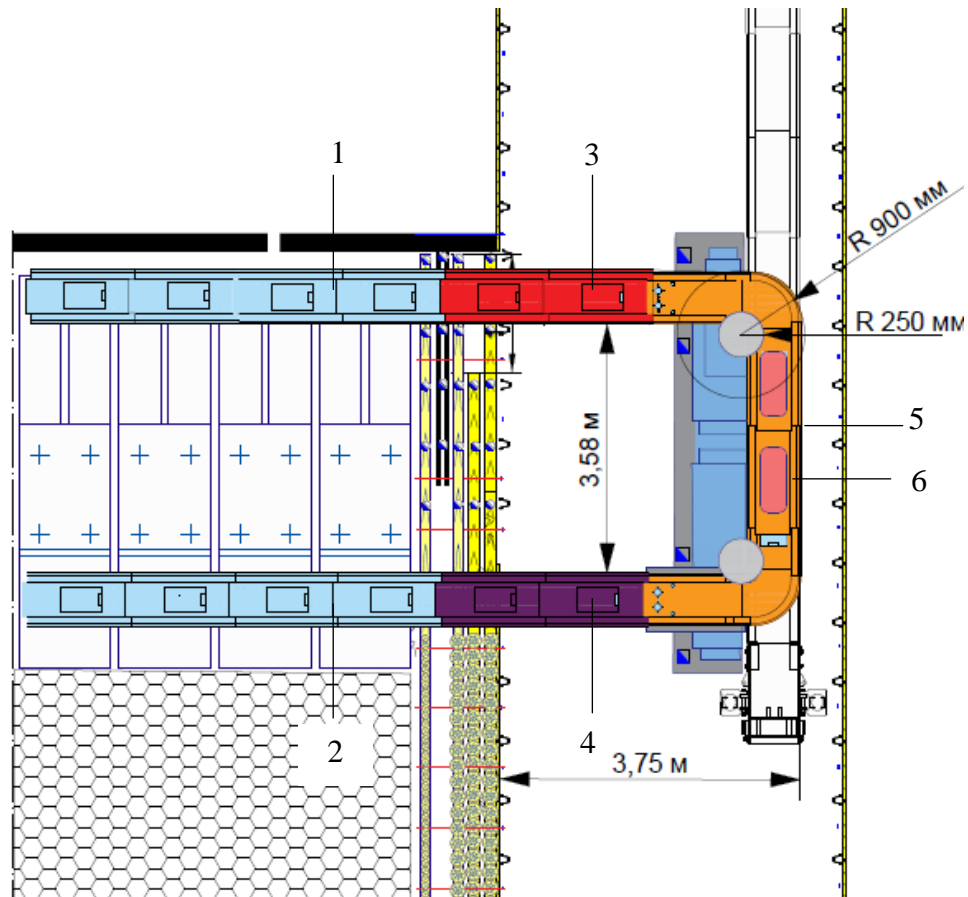


Рисунок 2.46 – Улаштування горизонтально-замкнутого конвеєра: 1 – вибійна лінія; 2 – закладна лінія; 3 – перехідна секція; 4 – перехідна закладна секція; 5 – поворотний блок з приводом; 6 – розвантажні вікна

Скребковий конвеєр умовно поділяється на вибійну 1 і закладну 2 конвеєрні лінії, які з'єднані між собою балкою, що проходить через центральний тунель основи секції механізованого кріплення. Пересування вибійної та закладної конвеєрних ліній проводиться одночасно, схема пересування – хвилеподібна з вигином 15 м – 20 м.

Тяговий ланцюг рухається по напрямних риштачного поставу вибійної лінії, далі по перехідній секції 3 до поворотного блока 5, входить в зачеплення з приводними зірками, розгортається у горизонтальній площині на 180° і потім по похилій перехідній секції 4 продовжує рух по закладній лінії 2. Закладна конвеєрна лінія 2 розміщується в заваленій частині під захистом зворотної консолі механізованого кріплення.

Перехідні секції 3 та 4 здійснюють з'єднання поворотних блоків з риштачним поставом (вибійним і закладним). Перехідна секція вибійної лінії 4 має з одного торця фланці для з'єднання з рамою привідного блока, а з іншого торця замкові з'єднання для стикування з риштачним поставом.

Перехідна закладна секція 4 має з обох торців шарнірне з'єднання з поворотним блоком 5 і риштачним поставом 2, що дозволяє піднімати закладну конвеєрну лінію у вертикальній площині на висоту до 800 мм щодо нижньої поверхні поворотного блока 5.

Перевантаження вугілля на штрековий перевантажувач виконується при відкритті розвантажувальних вікон *b* у днищі поворотного блока 5. Комп'ютерна візуалізація елементів горизонтально-замкнутого конвеєра на сполученні лава-штрек зображена на рис. 2.47.

Вибійна конвеєрна лінія складається з двобортних риштаків, до яких з заваленого боку кріпиться балка з направляючою для комбайна, цівкова рейка і кабелеукладач. У направляючій балці передбачено спеціальні отвори для приєднання штовхача механізованого кріплення. З боку вибою до риштака приварюється зачистний леміш (рис. 2.48).

Закладна конвеєрна лінія складається з однобортних риштаків, які встановлюються на регульованій по висоті рамі під кутом  $\beta$  до підшви пласта. На опорній рамі закладної лінії встановлюються гідродомкрати для зміни кута нахилу риштаків. Пересування вибійної та закладної ліній проводиться одночасно за допомогою гідродомкрата переміщення секції. Під час руху скребкового ланцюга по похилій поверхні відбувається саморозвантаження породи у вироблений простір [92].

Кінематичний зв'язок «кріплення – конвеєр» здійснюється гідродомкратом пересування *10* (див. рис. 2.16, б), який шарнірно з'єднується з навісним обладнанням конвеєра. Вибійна і закладна лінії між собою з'єднані металеву балкою, що проходить через центральний тунель основи кріплення. Таким чином пересування конвеєра на «нову дорогу» проводиться одночасно з кроком 0,8 м. Довжина вигину конвеєрного постапу становить 15 м.

Тяговий орган конвеєра приводиться у рух зірками, які отримують обертання від двигуна через привід і редуктор. Схема стикування приводу з конвеєром зображена на рис. 2.47.

У складі конвеєра працює гідравлічний телескопічний привід, який встановлено на поворотному блоці між приводом і перехідною секцією, який дозволяє здійснювати поздовжню зміну довжини риштачного постапу конвеєра (рис. 2.48).

Застосування телескопічного приводу дозволяє здійснювати механізоване плавне регулювання натягування ланцюга, а також забезпечувати можливість подовження або укорочення постапу конвеєра. Величина поздовжнього розсунення складає до 800 мм.

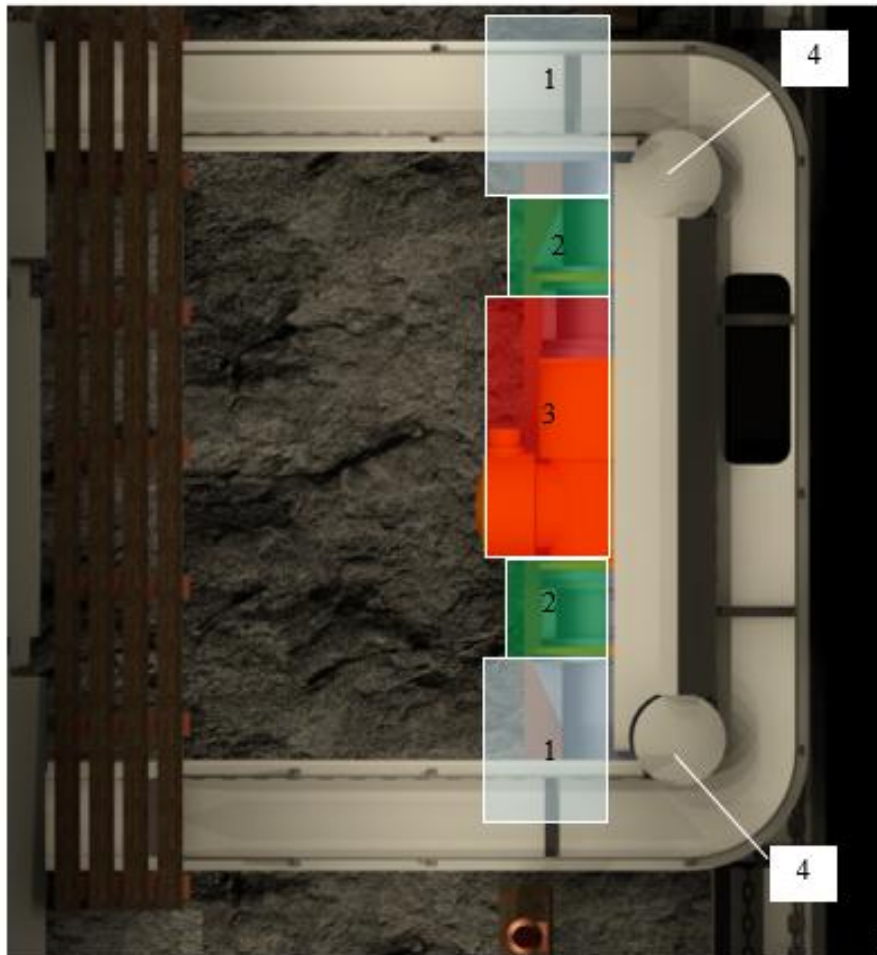


Рисунок 2.47 – Схема стикування приводу з конвеєром: 1 – редуктор; 2 – проставлення; 3 – двигун; 4 – привідні зірки



Рисунок 2.48 – Улаштування натягу скребкового ланцюга

## **2.6 Обґрунтування технологічних схем відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі**

На основі проведених досліджень основних параметрів відпрацювання вугільних пластів із присіченням бічних порід розроблені схеми селективного виймання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі, які відрізняються порядком виймання і доставки породи у вироблений простір [92].

Технологічна схема селективного відпрацювання вугільних пластів за один прохід комбайна (рис. 2.49), передбачає одночасне виймання вугілля і породи підосви. Слідом за проходом комбайна проводиться пересування секцій кріплення. Передній по ходу руху виконавчий орган здійснює виймання вугільного пласта і навантаження відбитого від масиву вугілля на вибійну конвеєрну лінію, задній виконавчий орган виймає породу присічення без навантаження його на конвеєр. При цьому передній по ходу руху виконавчий орган при обертанні повинен руйнувати вугільний пласт в напрямку від підосви до покрівлі, задній – обертатися в протилежному напрямку.

Після проходу комбайна конвеєр залишається незасунутим. Відбите від масиву вугілля транспортується на загальношахтний транспортний ланцюг і видається на поверхню. Відбита порода після проходу комбайна залишається на підосві пласта між вибоєм та конвеєром. Після виймання вугілля здійснюється навантаження породи на скребковий конвеєр при його хвилеподібному пересуванні на нову дорогу. Одночасно з пересуванням конвеєра здійснюються роботи із залишенням породи у виробленому просторі лави.

Технологічна схема селективного відпрацювання вугільних пластів за два проходи комбайна (рис. 2.50) передбачає послідовне виймання вугільного пласта по всій лаві з подальшим вийманням порід присічення підосви. При першому проході комбайна здійснюється виймання вугільного пласта. Відбите від масиву вугілля транспортується в підготовчу виробку. Слідом за вийманням вугілля кріпиться покрівля очисного вибою. При зворотному проході комбайна виймається породний шар потужністю, що забезпечує допустимо мінімальну висоту привибійного простору. Слідом за проходом комбайна проводиться пересування горизонтально-замкнутого конвеєра на нову дорогу.

Відбита від масиву порода транспортується до підготовчої виробки, далі подається через поворотний блок на закладну конвеєрну лінію, яка має заданий кут нахилу для розвантаження породи. При русі скребкового ланцюга по похилому закладному поставу відбувається саморозвантаження породи у вироблений простір і формування суцільної породної смуги паралельно очисному вибою. Потужність породної смуги залежить від обсягу порід присічення в очисному вибої. Процеси виймання вугілля і порід присічення, залишення породи, пересування кріплення і конвеєра повторюються в тому ж порядку при виконанні наступних циклів робіт.



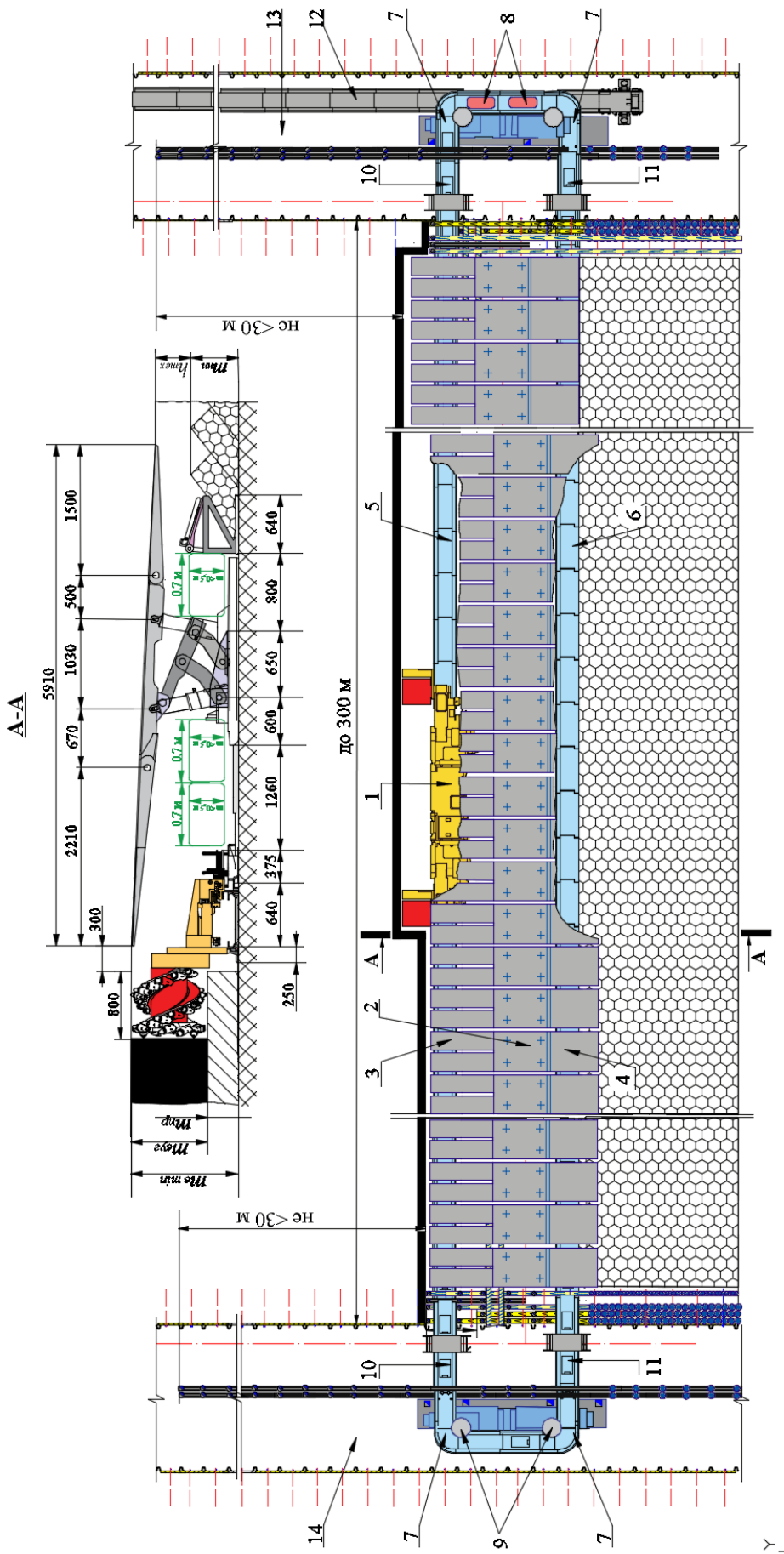


Рисунок 2.49 – Технологічна схема селективного відпрацювання вугільних пластів за один прохід комбайна: 1 – очисний комбайн; 2 – секція механізованого кріплення; 3, 4 – відповідно передня і зворотна консолі секції кріплення; 5, 6 – відповідно вибійний і закладний постави горизонтально-замкнутого скребкового конвеєра; 7 – поворотний блок; 8 – первантажувальні вікна; 9 – привідні зірки конвеєра; 10 і 11 – перехідні секції; 12 – штрековий скребковий первантажувач; 13 – збірний штрек; 14 – бортовий штрек

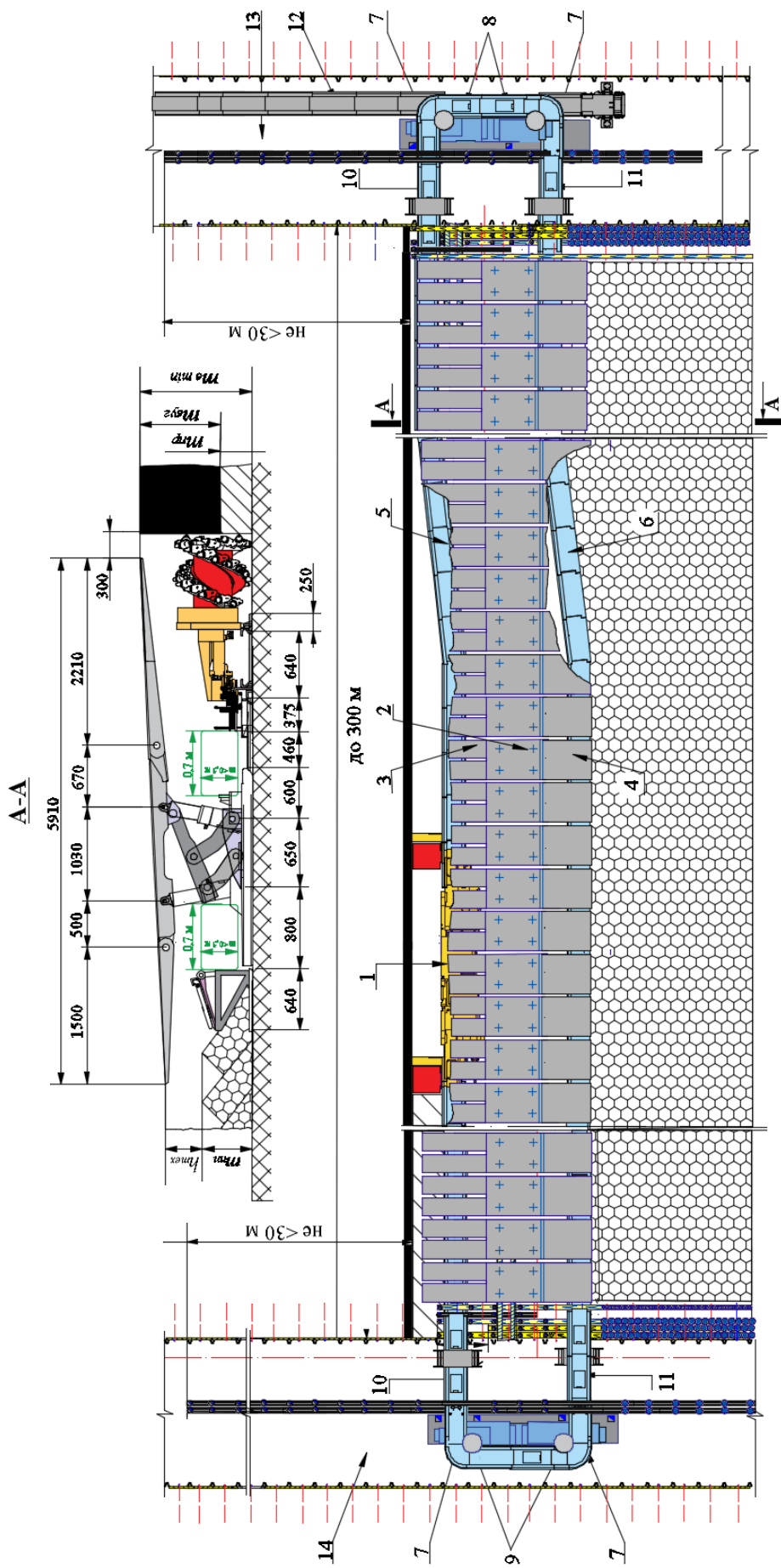


Рисунок 2.50 – Технологічна схема селективного відпрацювання вугільних пластів за два проходи консолі комбайна: 1 – очисний комбайн; 2 – секція механізованого кріплення; 3, 4 – відповідно передня і зворотна консолі секції кріплення; 5, 6 – відповідно вибійний і закладний постами горизонтально-замкнутого скребкового конвеєра; 7 – поворотний блок; 8 – перевантажувальні вікна; 9 – привідні зірки конвеєра; 10 і 11 – перехідні секції; 12 – штрековий скребковий перевантажувач; 13 – збірний штрек; 14 – бортовий штрек

Технологічні параметри селективного відпрацювання подано у табл. 2.7.

Таблиця 2.7 - Технологічні параметри селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі

Довжина лави $L$ , м	Виймальна потужність пласта $mv$ , м	Геологічна потужність пласта $mv_{гг}$ , м	Величина присічення порід $mnp$ , м	Висота закладної конвеєрної лінії $h_{вст}$ , м	Кут нахилу закладного конвеєрного постапу $\beta$ , град	Ступінь заповнення виробленого простору, $Kз$
<b>за один прохід комбайна</b>						
200	1,16	0,65	0,51	0,72	12	49,5
		0,7	0,46	0,65	15	44,0
		0,75	0,41	0,56	15-20	37,1
		0,8	0,36	0,5	15-25	32,4
250	1,17	0,65	0,52	0,72	12	49,7
		0,7	0,47	0,65	15	44,3
		0,75	0,42	0,58	15-20	38,9
		0,8	0,37	0,51	15-25	33,5
300	1,18	0,65	0,53	0,74	12	50,3
		0,7	0,48	0,67	15	45,0
		0,75	0,43	0,60	15-20	39,6
		0,8	0,38	0,53	15-25	34,3
<b>за два проходи комбайна</b>						
200	1,22	0,7	0,52	0,73	12	47,6
		0,75	0,47	0,66	15-20	42,5
		0,8	0,42	0,59	15-25	37,3
250	1,24	0,7	0,54	0,76	12	48,9
		0,75	0,49	0,69	15-20	43,8
		0,8	0,44	0,62	15-25	38,7
300	1,26	0,7	0,56	0,78	12	50,1
		0,75	0,51	0,71	15-20	45,1
		0,8	0,46	0,64	15-25	40,1

## 2.7 Потенційна область застосування технології селективного відпрацювання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі

Область застосування технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі обмежується виймальною потужністю вугільного пласта, величиною присічення бічних порід, гірничо-геологічними умовами.

Нижня межа виймальної потужності вугільного пласта обмежується розмірами (діаметрами) виконавчих органів очисного комбайна, максимальною величиною присічення породи, обсяг якої можливо розмістити в просторі між підшовою виробленого простору та зворотними консолями секцій механізованого кріплення.

Враховуючи отримані результати досліджень по встановленню мінімальної виймальної потужності, силових та деформаційних параметрів навантаження секцій механізованого кріплення при селективному відпрацюванні вугільних пластів із залишенням породи у виробленому

просторі, можливо встановити потенційну область застосування технології. Так, у разі схеми селективного відпрацювання пласта за один прохід комбайна, максимальна величина присічення порід підосви для шнеків діаметром 630 мм, 710 мм, 750 мм та 800 мм повинна складати відповідно 530 мм, 470 мм, 440 мм та 410 мм (рис. 2.52, а). При селективній схемі відпрацювання пласта за два проходи комбайна величина присічення порід підосви для шнеків діаметром 710 мм, 750 мм та 800 мм повинна складати відповідно 490 мм, 470 мм та 450 мм (рис. 2.51).

Таким чином область застосування технології обмежується пластами потужністю 0,63 м – 0,8 м для схеми селективного відпрацювання за один прохід комбайна та 0,71 – 0,8 м за два проходи комбайна.

Проведений аналіз стану гірничо-геологічної та гірничотехнічної бази вугледобувних підприємств Західного Донбасу дає підстави виділити перспективні вугільні запаси доцільні до відпрацювання селективною технологією.

Балансові запаси вугілля Західного Донбасу складають 775 млн. т, позабалансові – 674 млн. т. У пластах потужністю 0,5 м – 0,54 м знаходиться 321 млн. т вугілля або 24,5% загальних запасів; 0,55 м – 0,59 м – 226 млн. т або 17,2%; 0,6 м – 0,7 м – 243 млн. т або 18,5%; 0,71 м – 0,8 м – 192 млн. т або 14,7%; понад 0,8 м – 330 млн. т або 25,1%. Таким чином, інтерпретуючи дані, до 420 млн. т залягає в пластах потужністю 0,63 м – 0,8 м, які перспективні для селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі (рис. 2.52).

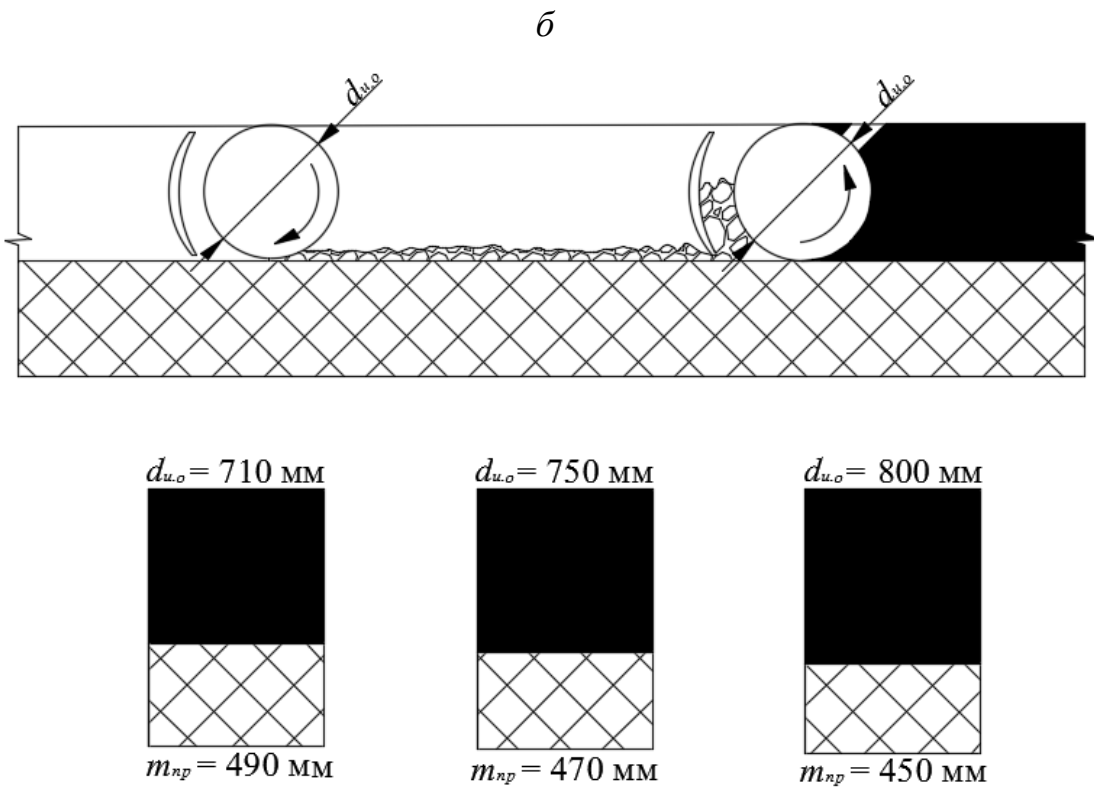
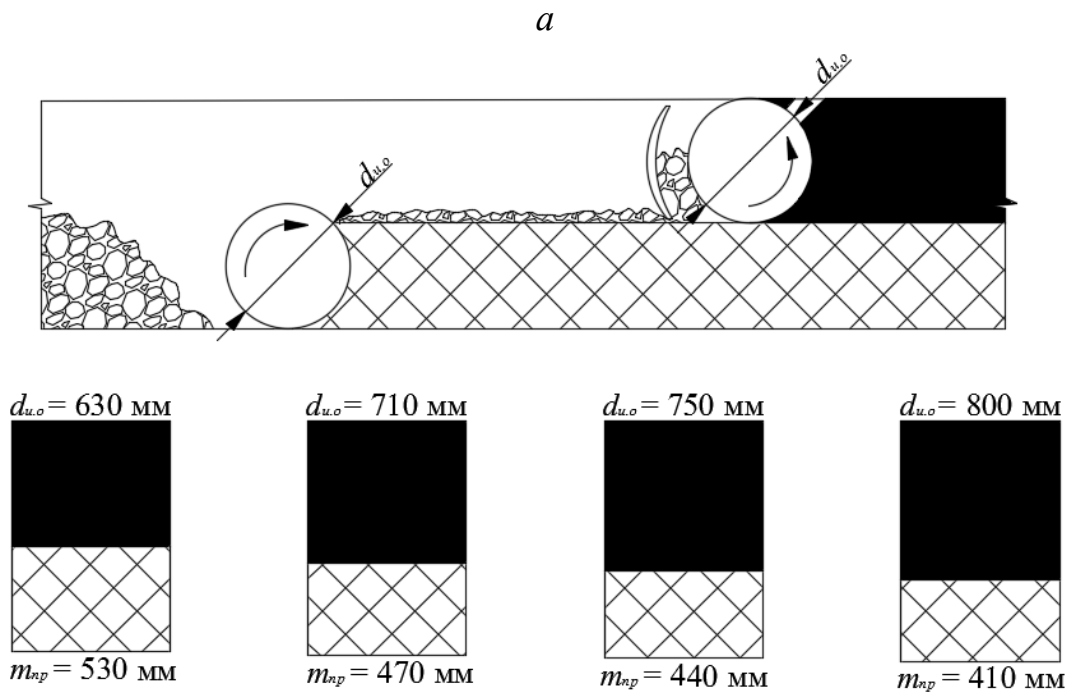


Рисунок 2.51 – Область застосування технологічних схем селективного відпрацювання пластів із залишенням породи у виробленому просторі: *a* – за один прохід комбайна; *б* – за два проходи комбайна

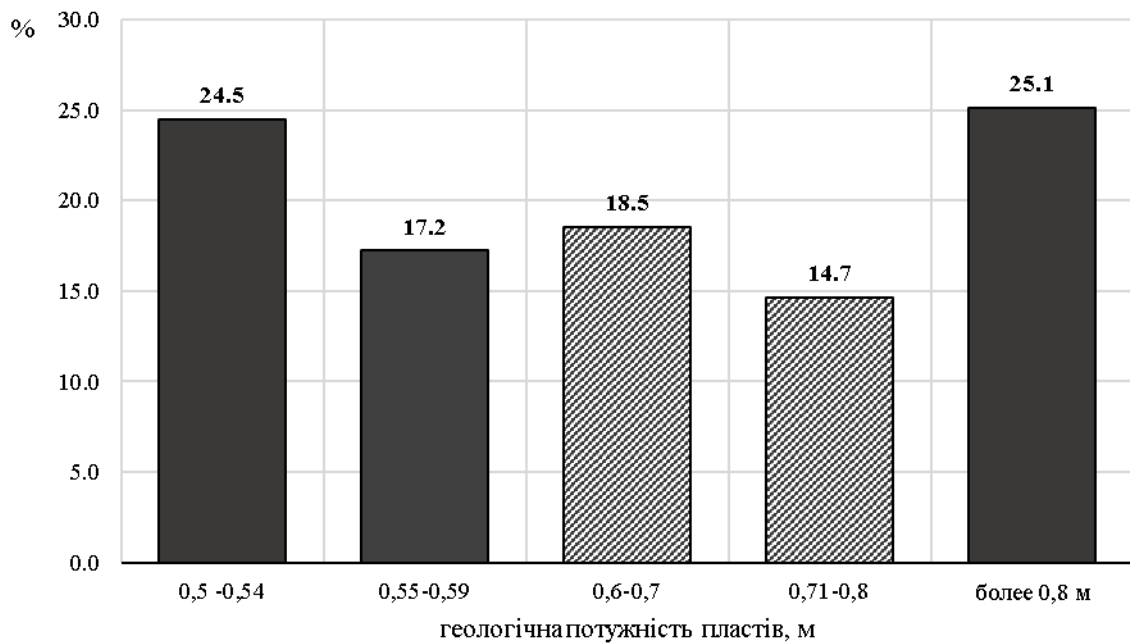


Рисунок 2.52 – Гістограма розподілу запасів вугілля в Західному Донбасі по потужності пластів: ▨ – потенційна область застосування технології селективного виймання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі

## 2.8 Висновки до розділу

Внаслідок проведених досліджень встановлено, що істотним резервом підвищення ефективності і ресурсного потенціалу є шахти «Західно-Донбаська» і «Самарська», де можлива реалізація маловідходної технології селективного видобування тонких та вельми тонких вугільних пластів.

Наприклад, для умов шахти «Самарська» технологія дасть можливість вилучити з надр додатково понад 6 млн. т вугілля із зольністю не більше 25%. В гірничо-геологічних умовах шахти «Західно-Донбаська» технології селективного видобування вугілля оцінюється для пластів  $c_{10}^B$ , з якого може бути вилучено додатково 6,9 млн. т, відповідно з  $c_8^B$  – 12,6 млн. т і  $c_8^H$  – 14,6 млн. т.

Для вирішення поставлених у роботі завдань виконано обґрунтування конструктивних особливостей компонування обладнання механізованого комплексу, що відрізняється від відомих аналогів застосуванням горизонтально-замкнутого конвеєра з метою здійснення організації потокової технології селективного виймання і розміщення порід присічення у виробленому просторі.

На підставі сучасних вимог до технологічних схем відпрацювання тонких пологих вугільних пластів, виконано обґрунтування технологічної схеми селективного відпрацювання пласта, способу і технології розміщення порід у виробленому просторі шляхом розрахунку параметрів виймання вугілля і породи, встановлення залежностей технологічної зольності від величин присічення порід і прийнятої схеми виймання, обсягів порід, що залишаються, та повноти заповнення виробленого простору.

Встановлено лінійний зв'язок між величиною присічення порід з експлуатаційною зольністю вугілля і навантаженням на очисний вибій. Допустиме навантаження на очисний вибій при селективному відпрацюванні за один прохід комбайна змінюється в межах від 1082 ( $m_{\text{вгз}} = 0,65$  м) до 1340 т/добу ( $m_{\text{вгз}} = 0,8$  м), за два проходи комбайна відповідно 1047 та 1314 т. У діапазоні зміни величин присічення порід, експлуатаційна зольність вугілля при селективному відпрацюванні пласта за один і два проходи комбайна відповідно не перевищує 29,7% та 21,3% ( $m_{\text{np}} = 0,55$  м).

Визначено, що зі збільшенням потужності порід присічення від 0,05 м до 0,45 м швидкість подачі комбайна збільшується на 0,26 м/хв або на 8,5% при валовому відпрацюванні та на 7,5% при селективному відпрацюванні пласта за один прохід комбайна. Перехід з валового (традиційного) відпрацювання пластів з присіченням бічних порід на селективну їх відпрацювання дозволить у два рази поліпшити якість вугілля і довести експлуатаційну зольність до 21,3%.

Проведено серії обчислювальних експериментів з використанням програмних комплексів SolidWorks і ANSYS. Розроблено й обґрунтовано геомеханічні моделі поведінки гірського масиву при селективному відпрацюванні пласта із залишенням породи у виробленому просторі та традиційним відпрацюванням з повним обваленням порід покрівлі з урахуванням зміни геометричних параметрів очисної виробки, силових параметрів кріплення очисної та виїмкової виробок. Встановлені закономірності, які обґрунтовують вибір потужності породної смуги, що забезпечує безаварійну роботу механізованого комплексу і високоефективну роботу очисного вибою.

Визначено, що при переході на технологію селективного відпрацювання тонких і вельми тонких вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі лави значно знижуються осідання земної поверхні. Залежно від ступеня заповнення породою виробленого простору повні осідання поверхні складуть від 21% до 62% від виймальної потужності пласта (від 220 до 650 мм при  $m_{\text{в}} = 1,05$  м), або менше на 290-720 мм в порівнянні з традиційною технологією. Тому за рахунок закладання виробленого простору послабляться прояви гірського тиску і знизяться деформації земної поверхні, що в свою чергу підвищить безпеку і ефективність відпрацювання запасів.

## РОЗДІЛ 3

### ОЦІНКА ЕКОНОМІЧНОГО ТА ЕКОЛОГІЧНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВИКОРИСТАННЯ СУПУТНИХ КОРИСНИХ КОМПОНЕНТІВ ВУГІЛЛЯ

#### 3.1 Генезис елементів домішок вугілля

Рослини протягом свого росту і розвитку концентрують хімічні елементи з гірських порід. Після відмирання і занурення у воду або замулення піддаються розкладанню, на великих глибинах - обвуглюються і утворюють родовища каустобіолітів.

Мінеральна речовина неорганічної складової вугільних пластів може бути з самого початку привнесена в басейн палеоторфонакопичення у вигляді механічних суспензій різного ступеня дисперсності, істинних і колоїдних розчинів, в першу чергу постійними або тимчасовими водними потоками, накопичуватися в зонах розвантаження підземних вод, випадати з атмосферними опадами і пилуватими частинками атмосфери. Крім того, всі організми, включаючи рослини, вміщують ту чи іншу кількість неорганічної речовини [93]. Потрапляючи в басейн палеоторфонакопичення, мінеральна речовина піддається складному впливу фізико-хімічних і біохімічних процесів, які часто призводять до утворення нових мінеральних фаз, більш стійких до змінених термодинамічних параметрів і хімічних умов середовища, а також змінюють форми існування і особливості міграції хімічних сполук. Після формування пластів подальші процеси діагенезу і катагенезу вугленосної товщі тільки підсилюють перетворення вихідної неорганічної складової. Вихідні і новоутворені фази неорганічної складової вугільних пластів можуть знаходитись у вигляді окремих кристалів, їх зростків, зерен неправильної форми і їх агрегатів різного ступеня дисперсності, у вигляді ізоморфних домішок в кристалічних решітках, органомінеральних сполук і сорбованих форм в твердому, рідкому і газоподібному стані, бути генетично пов'язаними, як з органічною частиною вугільних пластів, так із їх мінеральною складовою. Макроскопічно, за допомогою стандартних мінералогічних методів із вугільного матеріалу проб були виділені сульфідні, силікатні і карбонатні фракції. Мінеральний склад фракцій контролювався застосуванням методів оптичної мікроскопії і рентгеноструктурного аналізу. По комплексу структурно-текстурних ознак визначались їх епігенетична чи сингенетична природа. Кількість вуглисто-мінеральних зростків по окремих фракціях не перевищувало 10%. Таким чином, ідентифікація мінерального складу неорганічної частини вугільних пластів відбувалася на 3 різномасштабних рівнях: макрорівні – візуально стандартними мінералогічними методами; мікрорівні – методами оптичної мікроскопії за допомогою мікроскопів МН-8 та МБС-9; ультрамікрорівні – методом рентгеноструктурного аналізу.

Сульфідна фракція складена переважно епігенетичним і сингенетичним піритом. Зазвичай зустрічаються агрегати кристалів епігенетичного піриту розміром від перших міліметрів до тисячних часток міліметрів. Окремі кристали та агрегати сингенетичного піриту найчастіше меншого розміру. Конкретні утворення у вигляді окремих відносно округлих, сплюснених, або



лінзоподібних жовен можуть досягати до 150 мм довжини. Дуже часто агрегати піриту утворюють зростки з вугіллям та глинистими мінералами. За даними рентгеноструктурного аналізу у сульфідній фракції присутні, крім піриту, марказит, галеніт, халькопірит, сфалерит, а також нетипові мінерали: піролюзит, каолінит, кварц, гематит. Але треба ще раз зазначити, що ці мінерали були ідентифіковані тільки по результатах рентгеноструктурного аналізу. Отже, їх розмір відповідає ультрамікрорівню.

Силікатна фракція представлена переважно включеннями піщано-глинистих порід, агрегатами мінералів глин і гідролюд. Включення піщано-глинистих порід зазвичай представлені тонкими прошарками або лінзами у вугільних пластах. Серед них переважають аргеліти, алевроліти зустрічаються суттєво рідше. Методами оптичної мікроскопії в піщано-глинистих породах діагностовано кварц і глинисто-гідролюдисту речовину (каолінит-іллітового складу). Окремі агрегати глинисто-гідролюдистого складу утворюють незначні прошарки, лінзи та заповнюють тонкі тріщини в пластах вугілля. За даними рентгеноструктурного аналізу у силікатній фракції присутні кварц, каолінит, ілліт, мусковіт, дикіт, накріт, монтморилоніт, галлуазит, а також нетипові мінерали: пірит, кальцит і сидерит.

Карбонатна фракція відрізняється досить обмеженим, практично мономінеральним складом. Єдиним мінералом, що визначено під час досліджень на макро- та мікрорівні у складі фракції був кальцит. Тільки за даними рентгеноструктурного аналізу у цій фракції, крім кальциту, було ще встановлено доломіт, сидерит, анкерит, а також нетипові мінерали: каолінит та ілліт. Особливу цінність з точки зору цінних елементів домішок має вугілля малопотужних пластів, адже із збільшенням вклату зон збагачення цих елементів в загальних потужностях пластів їх вміст збільшується саме в пластах меншої потужності. Приуроченість переважаючих концентрацій елементів саме до ділянок на контакті вугільних пластів і вміщуючих порід свідчить, найімовірніше, про інтегральний вплив адсорбційного і окиснювально-відновлювального геохімічних бар'єрів на збагачення цими елементами. У таких зонах [94], відбувається різке зменшення інтенсивності міграції хімічних елементів і, як наслідок, їх концентрація. Відбувається зміна геохімічної обстановки, яку формують параметри рН, Eh, температура й тиск.

### **3.2. Дослідження хімічного складу зол виносу на прикладі Придніпровської ТЕС**

Нині у світовій практиці вугільні родовища все частіше розглядаються не тільки в якості джерела енергетичної сировини, а й в якості перспективного джерела великої групи рідкісних, розсіяних та благородних металів.

Вугілля здатне накопичувати значну кількість елементів домішок, які нерідко досягають промислово значимих концентрацій. Все це обумовлює необхідність створення високоефективних технологій утилізації відходів видобування і використання вугілля з метою мінімізації впливу цих процесів на навколишнє середовище.

Одним із раціональних шляхів вирішення цієї проблеми є комплексне освоєння вугільних родовищ, у тому числі вилучення із вугілля й відходів його використання більш значної кількості елементів домішок, головним чином цінних рідкісних і благородних металів.

В 2019 році в Україні близько 36,2% всієї електроенергії вироблялося при спалюванні твердого палива. За весь час експлуатації теплових електростанцій (ТЕС) накопичилось близько 360 млн. тон відвалів золошлакових відходів. Отже, використання відходів від спалювання твердого палива є не стільки питанням економії матеріальних ресурсів, скільки проблемою зростаючого забруднення навколишнього середовища й здоров'я громадян.

З врахуванням відносно невисоких концентрацій більшості кольорових і рідкісних металів у вугіллі практичний інтерес представляє їх вилучення із золошлакових відвалів ТЕС. Цінні метали можна також отримувати із зол виносу, де їх вміст у 2-3 рази вище, ніж в золовідвалах. Так при спалюванні вугілля на Придніпровській ТЕС, щорічно утворюється 0,5 млн. тон зол виносу (до вже накопичених більш 30 млн. тон). Використання та утилізація зол виносу є досить актуальною проблемою з точки зору забруднення навколишнього середовища: ґрунту, повітря й води в межах мільйонного міста Дніпро. У той же час накопичені відходи золи виносу є величезною локацією досить цінних хімічних речовин і промислових матеріалів. Ці відходи потрібно розглядати, як значний сировинний ресурс. Можна з повною впевненістю стверджувати, що відходи зол виносу є техногенним поліметалевим родовищем, елементний склад якого наведено в табл. 3.1. Загальна кількість відходів сягає 30 млн. т і займає площу понад 200 Га (рис. 3.1).

За розрахунками фахівців, вугілля й відходи його переробки можуть забезпечити значну частку потреби світової економіки в більшості рідкісних і кольорових металів [95]. Із золи енергетичного вугілля можна отримувати близько половини рідкісних металів, які зараз споживаються.

Таблиця 3.1 - Вміст хімічних елементів у золі Придніпровської ГЕС за результатами аналізу лабораторії Укрвуглегеологія, %

№ п/п	Ва	Ве	Р	Сг	РЬ	Sn	Ga	Ni	Zn	Zr	Co	Ti	Cu	V	Ge	Mo	Li	La	Sr	Mn	W	Nb	Sc	Ag-6
1	0,15	0,0003	0,07	0,015	0,003	0,0015	0,001	0,01	0,03	0,03	0,03	0,7	0,01	0,03	0,00015	0,0005	0,03	0,02	0,07	0,1	0,0005	0,00015	0,0002	0,07
2	0,1	0,00015	-	0,015	0,003	0,0015	0,001	0,02	0,015	0,02	0,07	0,5	0,015	0,02	0,00015	0,0003	0,05	0,02	0,03	0,15	0,0005	0,0001	0,00015	0,03
3	0,15	0,0002	0,05	0,01	0,005	0,002	0,001	0,07	0,07	0,03	0,03	0,5	0,07	0,03	0,00015	0,0005	0,05	0,02	0,05	0,1	0,0005	0,00015	0,0002	0,03
4	0,15	0,0001	0,07	0,015	0,005	0,0015	0,001	0,02	0,07	0,02	0,05	0,5	0,01	0,02	0,0002	0,0003	0,05	0,02	0,05	0,1	0,0005	0,0001	0,0001	0,05
5	0,07	0,00015	0,1	0,02	0,007	0,0015	0,001	0,015	0,015	0,03	0,03	0,5	0,015	0,05	0,0005	0,001	0,02	0,02	0,03	0,1	0,0007	0,00015	0,00015	0,1
6	0,15	0,00015	0,07	0,015	0,002	0,003	0,001	0,015	0,01	0,02	0,03	0,7	0,07	0,03	0,0002	0,0005	0,05	0,02	0,05	0,1	0,0005	0,00015	0,0002	0,1
7	0,07	0,0001	0,1	0,02	0,007	0,005	0,001	0,02	0,015	0,03	0,03	0,5	0,015	0,03	0,0005	0,001	0,03	0,02	0,02	0,1	0,0007	0,00015	0,0002	0,15
8	0,15	0,00015	0,07	0,01	0,005	0,005	0,001	0,01	0,07	0,03	0,03	0,5	0,05	0,02	0,00015	0,001	0,03	0,02	0,07	0,1	0,0005	0,00015	0,0002	0,15
9	0,15	0,00015	0,05	0,01	0,003	0,003	0,001	0,015	0,07	0,02	0,05	0,5	0,07	0,02	0,00015	0,0003	0,05	0,02	0,03	0,15	0,0005	0,0001	0,0002	0,15
10	0,1	0,0001	0,1	0,02	0,01	0,007	0,0015	0,015	0,07	0,03	0,05	0,7	0,2	0,05	0,0005	0,0001	0,05	0,02	0,015	0,15	0,0007	0,00015	0,00015	0,15

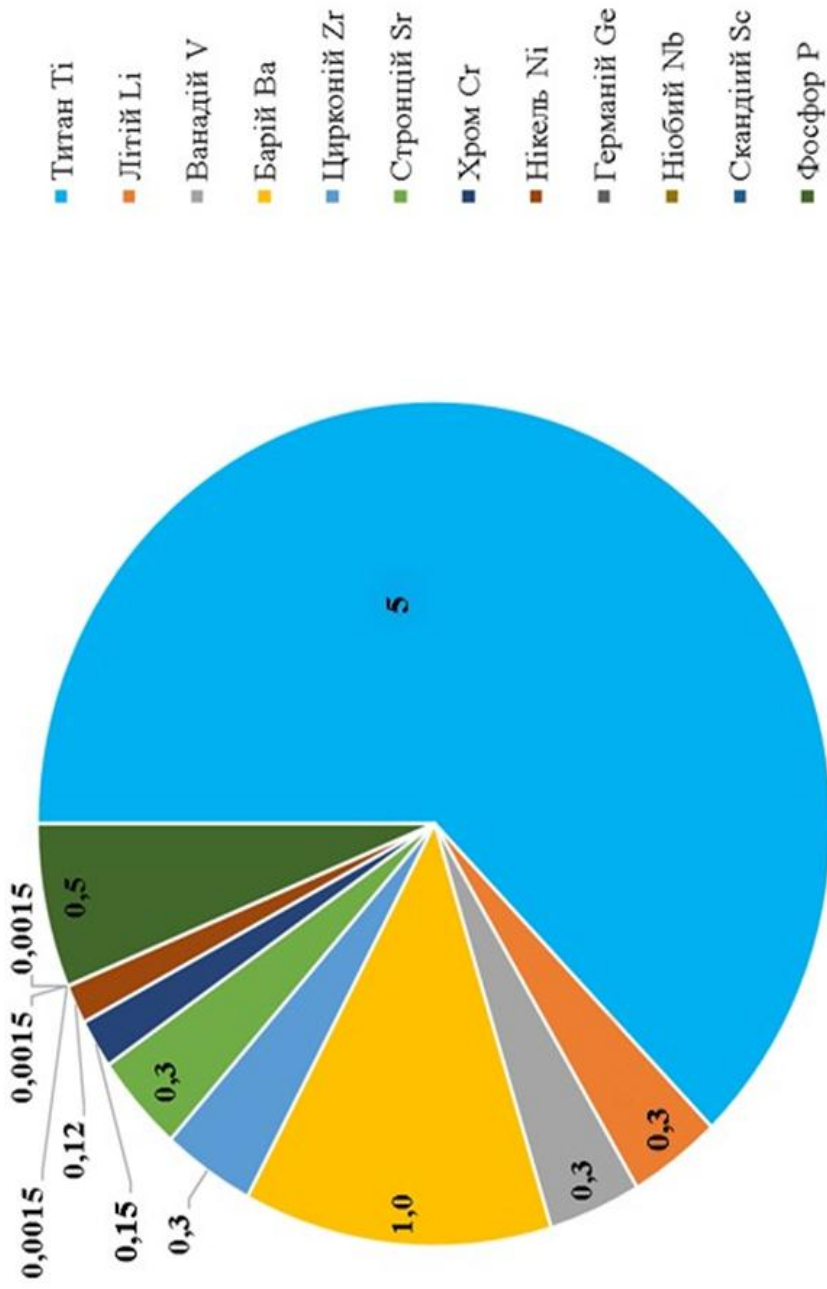


Рисунок 3.1 - Кількісний вміст цінних хімічних елементів в 1 т золи Придніпровської ТЕС, кг

### 3.3 Застосування цінних елементів і компонентів зол виносу

*Титан.* Має широке застосування в металургії, в тому числі й у якості легуючого елемента у виробництві жаростійких і нержавіючих сталей. Його додають в мідь, алюміній, нікель з метою підвищення їх міцності. Є незамінним в автомобілебудуванні, суднобудуванні й промисловості - з нього виробляються деталі, що використовуються для роботи з агресивними рідинами, в корозійно активних середовищах, при анодуванні різних деталей. Також титан використовується у виробництві елементів для гальванічних ванн, гідрометалургійних апаратів і багато чого іншого. Вартість титану на світовому ринку сягає 7000 доларів США за тону.

*Літій.* Володіє унікальними властивостями, відмінними від багатьох інших металів, він отримав широку сферу застосування:

- виробництво літій-іонних акумуляторів. Він застосовується в якості джерела енергії в електромобілях і накопичувачах енергії для сонячних і вітряних електростанцій. Це також найпопулярніший тип акумуляторів в таких пристроях як смартфони, ноутбуки, цифрові фотоапарати та ін.;

- виготовлення лазерних матеріалів. У цій області широкого поширення набув фторид літію. Його застосовують для виготовлення лазерів і оптики, які відрізняються високою ефективністю;

- виробництво термоелектричних матеріалів. Сульфід міді й літію зарекомендували себе в якості одних з кращих напівпровідників, призначених для виготовлення термоелектричних перетворювачів;

- авіація та космонавтика. Використовують сплави літію, кадмію, міді й скандію. Для виготовлення припоїв застосовують сплави літію з золотом й сріблом;

- металургійна галузь. Використовують в якості допоміжної речовини при виплавці алюмінію. Цей рідкоземельний метал сприяє підвищенню показників пластичності й міцнісних характеристик різних сплавів;

- ядерна енергетика. Цей метал набув поширення у виробництві ядерних реакторів. Тут в нагоді його чудові властивості високої питомої теплоємності;

- медицина. Солі літію володіють цілющими властивостями, тому вони використовуються при лікуванні різних захворювань;

Вартість літію на світовому ринку орієнтовно становить 16500 доларів США за тону.

*Ванадій.* Знаходить застосування в безлічі промислових галузей, проте найбільший його обсяг затребуваний для потреб металургійної та хімічної промисловостей. Основна частка світового споживання ванадію - приблизно 87% припадає на металургійну промисловість. Цей метал застосовується в основному для легування високоякісних конструкційних сталей з метою оптимізації їх експлуатаційних характеристик. За даними статистики, в даний час ванадій є світовим лідером серед легуючих елементів. Вартість ванадію на світовому ринку сягає 61000 доларів США за тону.

*Барій.* Застосовується як фторид барію у вигляді монокристалів в оптиці (лінзи, призми), а також використовується в твердотільних акумуляторних батареях як компонент фторидного електроліту. Оксид барію використовується

в потужних міднооксидних акумуляторах як компонент активної маси. Застосовується при варінні спеціального скла, яке використовується для покриття уранових стержнів. Спільно з оксидами міді і рідкоземельними металами застосовується для синтезу надпровідної кераміки. Вартість барію на світовому ринку складає 1080 доларів США за тону.

*Цирконій.* Використовується в різних виробничих галузях, таких як електротехніка, ядерна енергетика, металургія, машинобудування, хімічна промисловість, оптика, військова промисловість. Зі сплаву цирконію з ніобієм виготовляють надміцні провідники, здатні витримувати величезне навантаження. Цирконієм покривають запчастини, з яких згодом збирають механізми для термоядерних реакторів. Цирконій стає матеріалом для створення насосів і арматур, які працюють в агресивних, кислотних середовищах. Є сировиною для металокерамічних покриттів, які володіють високою зносостійкістю і несприйнятливістю до кислот. Вартість цирконію на світовому ринку сягає 132000 доларів США за тону.

*Стронцій.* Використовується при виготовленні спеціального оптичного скла, у виробництві феромагнітних і люмінесцентних матеріалів. Солі стронцію застосовують в терапії шкірних захворювань, солі жирних кислот - при виготовленні консистентних мастил. Чистий стронцій застосовується для відновлення урану. Оксид стронцію застосовується як компонент надпровідних керамік. Фторид стронцію використовується в якості компонента твердотільних фторіонних акумуляторних батарей з величезною енергоємністю і енергощільністю. Вартість стронцію на світовому ринку 34 000 доларів США за тону.

*Хром.* Має широкий спектр застосування завдяки своїй твердості й стійкості до корозії. Він використовується в основному в трьох галузях промисловості: металургійній, хімічній та вогнетривкій. Також широко використовується для виробництва нержавіючої сталі. Застосовується для виготовлення ніхрому, який використовується в нагрівальних елементах опору через його здатності витримувати високі температури. Вартість хрому на світовому ринку складає 11000 доларів США за тону.

*Нікель.* Застосовується в основному в металургії, де задіяний у виробництві високолегованих нержавіючих сталей. Додаючи в розплав заліза нікель, отримують міцні і пластичні сплави, які мають підвищену корозійну та температурну стійкість. Нікелеві сплави зберігають свої якості при багаторазовому тривалому нагріванні. Завдяки своїй пластичності і легкості в куванні з нікелю отримують дуже тонкі вироби, наприклад, смуги, стрічки та листи з нікелю. Також нікель активно використовують у виробництві дроту і прутків. Вартість нікелю на світовому ринку становить 12795 доларів США за тону.

*Германій.* Застосовується у виготовленні радіоелектроніки та електротехніки. Сплави германію мають гарну стійкість до агресивного впливу кислих середовищ. Дана якість гідно оцінена такими галузями як експериментальна фізика і хімія, приладобудування й машинобудування. Цей елемент використовується у вигляді високочастотних монокристалів для

виготовлення діодів, фотодіодів, датчиків, деталей рентгенівської апаратури, спектроскопії, оптоволоконної продукції. Сплави германію служать в якості припоїв та антикорозійного покриття. Органічний германій застосовується в медицині, його використовують в якості корисної добавки, яка сприятливо впливає на забезпечення тканин киснем, їх регенерацію, покращує функцію центральної нервової системи і оптимізує захисні реакції організму. Вартість германію на світовому ринку сягає 12350 доларів США за тону.

*Ніобій.* Поширений легуючий елемент, який дозволяє істотно поліпшувати властивості сталей і сплавів, які містять його. Надає матеріалам міцність, корозійну стійкість, тугоплавкість. Також він застосовується у виготовленні конденсаторів, як важливих елементів електронної промисловості. Вартість ніобію на світовому ринку складає 82000 доларів США за тону.

*Скандій.* Основною областю застосування скандію є створення сплавів і керамік. Невеликі добавки скандію значно підвищують опір на розрив магній-алюмінієвих сплавів, підвищують стійкість до окислення хрому і ніхрому. Кераміка з додаванням оксиду скандію має стійкість до високих температур і термоудару. Сталь, легована скандієм, надміцна і придатна для тривалої роботи при високих температурах. Алюмінієво-скандієві сплави знайшли своє застосування в аерокосмічній галузі.

Вартість скандію на світовому ринку становить 18750000 доларів США за тону.

*Фосфор.* В якості оксиду фосфору є осушувачем газів і рідин, використовується для виробництва фосфорної кислоти, застосовується у виробництві поверхнево-активних речовин, фосфатного скла та ін. Фосфорна кислота застосовується для отримання фосфорних і комплексних добрив, кормових фосфатів, синтетичних миючих засобів та водопом'якшувачів. У металообробній промисловості фосфорна кислота застосовується для фосфатування поверхні металів, в текстильній - для обробки та фарбування вовни, натуральних і синтетичних волокон. Фосфорна кислота також використовується в медицині і харчовій промисловості. Вартість фосфору на світовому ринку сягає 75000 доларів США за тону.

*Алюмосилікатні ценосфери (мікросфери).* Алюмосилікатні порожнисті ценосфери утворюються в результаті грануляції розплаву мінеральної частини твердого палива. При переробці палива в потоці газу розплав дробиться на окремі краплі, розмір яких зростає за рахунок збільшення обсягу газу всередині них. У разі рівного розподілу сил поверхневого натягу краплі і внутрішнього тиску газу відбувається утворення газових бульбашок - алюмосилікатних мікросфер.

Основними мінеральними компонентами алюмосилікатних ценосфер є муліт, кварц, польовий шпат, гематит, магнетит, гідроксиди, оксид кальцію. Хімічний склад алюмосилікатних мікросфер вугілля різний, проте до переважаючих компонентів відносяться алюміній, кремній, залізо, магній, калій. Газова фаза всередині бульбашок ценосфер складається в основному з азоту, кисню, оксиду вуглецю і водяної пари. Щільність мікросфер в середньому становить  $600 \text{ кг/м}^3$ , діаметр від 20 до 200 мкм, форма близька до

сферичної. Будучи дисперсним матеріалом, який має меншу, в порівнянні з іншими компонентами золошлакових відходів, щільність, алюмосилікатні мікросфери спливають у воді, що дозволяє проводити їх виділення на золівідвалі шляхом гравітаційного поділу.

Однак на поверхні води (перші 20-30 годин), крім алюмосилікатних мікросфер можуть перебувати також частки недопалювання, які відокремлюють методом флотації і тільки потім застосовують гравітаційне розділення. В якості пристроїв при даному способі поділу можуть виступати лотки, радіальні згущувачі, декантатори, гідроциклони, а також пристрої комбінованого типу. Зважаючи на високі капітальні витрати технологічних схем з використанням даних пристроїв, може бути застосований спосіб виділення алюмосилікатних мікросфер з використанням гідротехнічних пристроїв самого золівідвалу. Після відділення ценосфер їх складають для зниження вологості, пропускають через сито, сушать до певної вологості (близько 3%) і розсіюють по фракціям. Перспективне використання алюмосилікатних ценосфер пов'язано з їх здатністю виконувати роль неорганічного наповнювача, що дозволяє знизити щільність матеріалу, підвищити його міцність, поліпшити тепло-, електро- і звукоізоляційні властивості. Ценосфери можуть бути використані при виробництві термопластичних сферопластиків, дорожньо-розмічувальних термопластиків (при заміні аеросилу), в якості наповнювачів теплоізоляційних радіопрозорих і полегшених будівельних керамік (замість піску), тампонажних матеріалів і бурових розчинів, теплоізоляційних жаростійких бетонів і безвипалювальних матеріалів.

Загальна оціночна вартість запасів золівідвалу Придніпровської ТЕС – 1085 млн. доларів США.

На даний час на стадії дослідно-промислового використання знаходиться до 9 типів промислової продукції, яку можна отримати із зол виносу Придніпровської ТЕС (табл. 3.2 та рис. 3.2). Використання вугільної золи ТЕС в якості сполучного компонента при виробництві залізрудних окатишів одночасно зберігає запаси бентонітових глин (застосовуваних в якості зв'язуючого матеріалу) і економить величезні кошти, що витрачаються на їх видобуток і транспортування. Виділені магнетити і карбіди заліза є високоякісною сировиною для сталеливарної промисловості, а високоглиноземисті мінерали знайдуть своє застосування у виробництві вогнетривів. Вельми перспективним є новий, малоосвоєний українським ринком і промисловістю матеріал - мікросфери зол виносу.

Унікальне поєднання таких якостей цього техногенного продукту, як мікросферичний дизайн, низька щільність, висока механічна міцність, термостабільність і хімічна інертність, забезпечили широкий спектр застосування мікросфер за кордоном в якості теплоізоляційних матеріалів, сорбентів, радіопрозорих керамік, наповнювачів композиційних матеріалів і спеціальних видів цементу.



30 млн. т золовідходів заскладовано на 200 Га землі



Загальна кількість запасів цінних елементів в золі виносу Придніпровської ТЕС, тис. т.

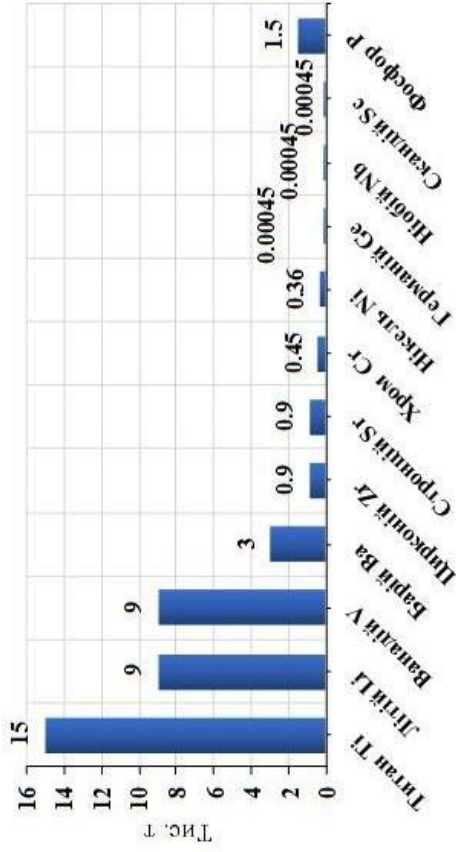


Рисунок 3.2 – Цінні елементи золи виносу Придніпровської ТЕС, тис. т.

Таблиця 3.2 - Оціночна вартість запасів цінних елементів, що містяться в золі виносу Придніпровської ТЕС

№ п/п	Назва елемента	Вміст в 1 т золи, кг	Запаси, тис т	Вартість 1 т, \$ США	Оціночна вартість запасів, тис. \$ США
1	Титан Ti	5	15	7 000	105000
2	Літій Li	0,3	9	16 500	148500
3	Ванадій V	0,3	9	61 000	549000
4	Барій Ва	1	3	1080	3240
5	Цирконій Zr	0,3	0,9	132 000	118800
6	Стронцій Sr	0,3	0,9	34000	30600
7	Хром Cr	0,15	0,45	11 000	4950
8	Нікель Ni	0,12	0,36	12 795	4606,2
9	Германій	0,0015	0,00045	12 350	5,6
10	Ніобій Nb	0,0015	0,00045	82000	36,9
11	Скандій Sc	0,0015	0,00045	18750000	8437,5
12	Фосфор P	0,5	1,5	75 000	112500

Поряд з цим, мікросфери є також перспективною сировиною для отримання на їх основі каталізаторів, адсорбентів і капсулюючих матеріалів, здатних функціонувати в умовах впливу агресивних середовищ і високої температури. Залишкову масу можна використовувати для виробництва різних будматеріалів. В останні роки різко зросла потреба в сировині для будівництва і промисловості будівельних матеріалів, що зумовило відповідне зростання обсягів його видобування. Будівельна індустрія є найбільш ємним і перспективним споживачем теплоенергетичних відходів. Досвід ряду зарубіжних підприємств показує високу ефективність використання зольних відходів в будівництві і промисловості будівельних матеріалів і конструкцій. Отже, дефіцит традиційного мінеральної сировини в певній мірі можуть заповнити зольні відходи.

У світі накопичений позитивний досвід використання зазначених відходів та побічних продуктів, наприклад, застосування сухої золи виносу у виробництві газобетонних та інших бетонних виробів, виробництві цементу, при виробництві керамічної цегли та ін. Застосування зол ТЕС у дорожньому будівництві є одним з найбільш доступних, простих і економічно ефективних. Вони можуть бути використані для влаштування укріплених основ дорожнього одягу та при спорудженні земляного полотна. В цьому випадку суміш золи, вапна й ґрунту забезпечує дорожньому полотну тривалий опір деформації при дії частого і тривалого навантаження. Зола із відвалів може бути широко й успішно використана для відсипання автомобільних доріг, проїздів, заболочених ділянок, для баластування залізничних шляхів та інших цілей.

Застосування зол ТЕС у виробництві бетонних і залізобетонних виробів можливо й економічно доцільно. Наприклад, дослідно-промислові випробування показали, що при використанні 150 кг золи ТЕС сухого відбору замість кварцового піску у виготовленні одного кубометра бетону економія цементу складе 25-50 кг, при цьому вивільняється відповідна кількість піску. При використанні піску і шлаку ТЕС для заміни кварцового піску і щебеню із природних кам'яних матеріалів економія природних наповнювачів складе приблизно 1т на 1т, при цьому додатково знижується на 5-6% витрата цементу. Незважаючи на це, позитивних зрушень у цьому напрямі не спостерігається. Наслідком є мізерна кількість золи, яка використовується, а для організації золонакопичувачів відводяться додатково багато гектарів родючих земель, протяжність пульпопроводів досягає 15-20 км, при цьому витрачається на видалення 1т золосуміші  $50-75\text{ м}^3$  води і 30-40 кВт/год електроенергії.

Застосування золи у виробництві керамічної цегли має великі перспективи як в якості добавки до глиняної сировини, так і в якості основного компонента. Застосування паливовмісних зол ТЕС в якості добавки при виробництві керамічної цегли пластичного формування показує, що введення у вихідну шихту добавки золи до 30% істотно покращує сушильні властивості мас, фізико-механічні показники готових виробів (знижується усадка, підвищується міцність) і в кінцевому підсумку знижується витрата технологічного палива.

Таблиця 3.3 - Промислова продукція із зол виносу Придніпровської ТЕС

Пром. продукт	Найменування	Аналоги або продукти, які можна замінити запропонованими продуктами	Характеристика аналогів, їх параметри і вимоги до якості	Область використання	Основні покупці	Вихід, %
№1	Магнетит, карбід заліза	високоякісний охолоджувач плавки: окатиші, окалина, вапняк	ГОСТ 2787-86 У14.1-019-1856-005-2003 У14.9-404-97	металургія	підприємства металургійної промисловості	2
№2	Кварц з уламками силікатних сфер, дрібний шлак	промийтий відсів гранітних кар'єрів	ГОСТ 7484-78 ГОСТ 530-95 ГОСТ 16136-80	виготовлення обжигової цегли, теплоізоляційних покриттів	цегельні заводи, виробники теплоізоляції	2
№3	Кварц і дрібний шлак (матеріал підсіпок)	промийтий відсів гранітних кар'єрів	ГОСТ 7484-78 ГОСТ 530-95 ГОСТ 8736-93 ГОСТ 22856-89 ДСТУ Б.В.2.7-32-95	виготовлення обжигової цегли відсіпання автомобільних доріг, заболочених ділянок, для баластування залізничних шляхів та ін.	цегляні і асфальтні заводи, дорожньо-будівельні підприємства	6
№4	Сорбенти (велике відновлене вугілля з високою пористістю)	високозольне вугілля для ТЕС, сорбенти	вугілля марки АПШ ТУ 2162-054-05795791-00 ГОСТ 4453-74	технологічне вугільне паливо, сорбент очищення стічних вод	ТЕС (вторинне вугілля), торговельна мережа (брикети) металургія і НПЗ	14
№5	Сорбенти (дрібне відновлене вугілля з високою пористістю)					6
№6	Карбід заліза з важкими сферами	високоякісний охолоджувач плавки: окатиші, окалина, вапняк	ГОСТ 2787-86 У14.16-35-98 У14.9—404-97	Металургія	підприємства металургійної промисловості	4

Продовження таблиці 3.3

Пром. продукт	Найменування	Аналоги або продукти, які можна замінити запропонованими продуктами	Характеристика аналогів, їх параметри і вимоги до якості	Область використання	Основні покупці	Вихід, %
№7	Важкі дрібні сфери (темно-сірі до світлих, товстостінні)	перліт, вермикуліт случений (збагачений)			підприємства - виробники бетонів (теплоізоляційний наповнювач) і утеплювачів плиток, гіпсокартону, шпаклівок і т.п., атомні електростанції	4
№8	Тонкостінні світлі сфери	перліт, вермикуліт случений (збагачений)	ГОСТ 10823-91, ГОСТ 12865-67	теплоізоляційний матеріал в якості наповнювача бетонів, засипок; виробництво утеплювальних плиток, гіпсокартону, шпаклівок		14
№9	Заміновач цементу	цемент	ГОСТ25818-91	бетони всіх видів, керамічна цегла	виробники різних видів бетонів і кераміки	48

Поряд зі згаданими вище раціональними способами використання паливовмісних зол, а також шлаків ТЕС, відходів видобування й збагачення вугілля особливий інтерес представляють нові перспективні напрямки вирішення цієї проблеми, які запропоновані останнім часом різними вітчизняними і зарубіжними фахівцями і організаціями. Доказом ефективності використання паливовмісних зол слід вважати також розробку та впровадження національної хімічної лабораторією Японії способу і апаратури для переробки паливовмісних зол ТЕС в наповнювачі для бетонів з нульовою витратою додаткового палива (за рахунок використання вуглецевої складової зол).

### **3.4. Методи вилучення цінних елементів зол виносу**

*Методи вилучення титану.* Титан (Ti) використовується в різних цілях в промисловості. Зокрема, широко застосовується в аерокосмічній промисловості. Оксид титану використовується як пігмент в лакофарбовій промисловості. Вироби з титану і титанових сплавів застосовують для виготовлення автомобільних деталей, корпусів літаків і ракет. У патенті США № 4159310 [96] описаний детально процес хлорування для вилучення Ti. В цьому патенті запропоновано хлорувати немагнітну фракцію золи при атмосферному окисненні і селективно відокремлювати Fe від інших металів. Залишок що залишився потім хлорують в відновлювальному середовищі при відсутності твердого вуглецю для пригнічення хлорування кремнію Si і випаровування хлоридів інших металів. Титан селективно поділяють і вилучають при випаровуванні парів. Інший метод вилучення титану включає вилуговування золи шляхом кислотного-лужного вилуговування з подальшим осадженням, екстракцією розчинником або перекристалізацією [97]. У патенті США № 4243640 [98] описаний процес відновлення титану із золівідходів. Зола піддається магнітному поділу і подальшому вилуговуванню немагнітної фракції використовуючи азотну кислоту. Потім вилуговувач випаровують і кальцинують при температурі 1000 °C для вилучення титану. Кальцинований продукт містить 90% глинозему поряд з іншими домішками, такими як оксиди Fe. У патенті США №4567026 [99] запропонований інший метод кислотного вилуговування для вилучення титану з золівідходів. Процес включає відділення магнітних фракцій від золи з подальшим вилуговуванням немагнітної фракції сірчаною кислотою, осадженням і видаленням оксидів Ti й Fe з розчину вилуговування шляхом додавання сильної основи (NaOH), а також осадженням і видаленням Al шляхом контакту з регенераційним розчином з CO<sub>2</sub>. Осаджений гідроксид алюмінію обпалюють для отримання оксиду алюмінію. Однак пряме вилуговування сірчаною кислотою призводить до низького вилучення алюмінію [100]. В роботі [101] також вказується, що прямий метод вилуговування сірчаною кислотою при низькій концентрації не дає високого вилучення титану і алюмінію.

У той же час, золівідходи можна піддати обробці гранульованим вапняком і випаленню, вилуговуючи сірчаною кислотою, для підвищення вилучення цінних елементів. Так, наприклад, в патенті США № 4254088 [102] представлений процес, в якому зола спікається з сумішшю NaCl і Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> при

температурі 700 – 900 °С. Цей процес досліджений у роботі [103]. В даному процесі відбувалося випалювання золи при високій температурі для розкладання фаз муліту. Потім обпалену золу витравлюють в сірчаній кислоті для отримання розчину, що містить частинки Fe, Al й Ti. Після спікання утворювався 90% алюмінієвий сплав в кислоторозчинній фракції. Селективне вилучення Al і Ti здійснювали шляхом екстракції розчинником. В результаті вилучалось 99,4% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і 97% TiO<sub>2</sub>. У патенті США № 4539187 [104] також використовується кислотна обробка, при якій зола реагує з концентрованою фосфорною кислотою і фтористим воднем при високій температурі з утворенням водяної пари фтористого кремнію. Фториди і фторсилікат, що містять Al і Fe, відокремлюються від водяної пари кремнію, гідролізується і потім вилучається чистий Fe і Al після процесу гальваніки. Крім кислотно-лужного вилуговування, також використовується біовилуговування для вилучення металів із золівідходів. Наприклад, в роботі [105] представлений метод в якому вугільну золу суспендують у водному сольовому розчині, що має рН в діапазоні від 5 до 8, і потім утворюють реакційноздатну суміш шляхом додавання чистої культури грампозитивних бактерій (GIN-1) з геном Rhodococcus. Далі суміш інкубують протягом певного періоду часу, достатнього для утворення клітин мікроорганізмів - агломератів адсорбата оксиду металу, які відділяються від реакційної суміші. У цьому процесі час реакції інкубації контролюється для селективного вилучення TiO<sub>2</sub> і Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> із золи. У патенті США № 5278069 [106] використовується штам Thiobacillus thiooxidans в кислому середовищі для відновлення металів із золівідходів. Метали вибірково вилучаються шляхом осадження розчину при коригуванні кислотно-лужного балансу рН. Алюміній в основному осідає при рН 3,1 - 4,7, а титан Ti при рН 1,5 - 3,1. Дослідження показують, що біологічне вилуговування є одним з найбільш економічно ефективних методів видалення металів із золівідходів, проте відсоток вилучення металів і їх чистота не вказані.

*Методи вилучення ванадію.* Ванадій (V) в основному використовується в чорних і кольорових сплавах для додання сплавам міцності на розтягування, твердості і втомної міцності. Численні методи використовуються для вилучення V з вуглецевих залишків. Найбільш поширеним методом є волога обробка, при якій залишок піддають багатостадійному вилуговуванню з подальшим осадженням за допомогою корекції рН і окислення або відновлення [107]. Наприклад, в патенті США № 4814150 [108] запропонований процес, в якому вугільна зола реагує з гідроксидом натрію в присутності окислювача, висушується при 100 – 250 °С і вилуговується водою для селективного вилучення V. Далі ванадій осідає з лугу і екстрагують, додаючи H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (до рН 2) і хлорид амонію. Осаджений поліванадій амонію кальцинують для отримання пентаоксиду ванадію, що дає 80-90% вилучення V. У патенті США № 4966761 [109] розкритий процес, в якому золівідходи змішують з водою для приготування суспензії, вуглець видаляють, а потім проводять лужне вилуговування під тиском і подальшу екстракцію розчинником для відновлення V (до 93,4%). У патенті США № 7498007B2 [110] використовується розчин кислоти для відновлення V. Екстракцію проводять осадженням пентаоксиду

ванадію в результаті підвищення рН шляхом додавання гідроксиду кальцію, швидким додаванням вапна або карбонату кальцію в кислий розчин. Після осадження V тверду речовину відокремлюють фільтруванням або центрифугуванням. Відсоток вилучення V з кислого розчину становить більше 98%. В роботі [111] застосовується метод вилучення V з летючої золи при температурах 650-1150 °С з наступним кислотним вилуговуванням і окислювальним осадженням пентаоксиду ванадію. В цілому, цей процес дає 83% вилучення V. У патенті США № 6652819B2 [112] також використовувався цей спосіб для вилучення V із вуглецевих залишків. Цей метод включає попереднє спалювання залишку при температурі 500 - 690 °С з подальшим вилуговуванням H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> в діапазоні рН 1,5 - 4 і селективним осадженням V шляхом коригування значення рН в діапазоні 4,5 - 7,5 й відділення іонів V.

*Методи вилучення літію.* Існує цілий ряд застосувань карбонату літію, в тому числі в якості добавки при виплавці алюмінію, виробництві скла, емалей і кераміки, а також виробництві кристалів для електронної промисловості. Його чиста форма використовується в літій-іонних батареях. У патенті США № 3857920 [113] описується спосіб отримання карбонату літію із суспензій, отриманих в результаті дисперсії золи у воді. У цьому методі суспензія золи обробляється діоксидом вуглецю для перетворення карбонату літію в більш розчинний бікарбонат літію. Осаджений карбонат літію потім фільтрують з водного розчину. Цей метод є недорогим, і він дозволяє вилучати 80-90% карбонату літію.

*Методи вилучення ценосфер.* Ценосфери складаються в основному із кремнезему, оксиду алюмінію та оксидів заліза і мають унікальні властивості, такі як сферичність, інертність, більш низька щільність, ніж у води, водонепроникність, що робить їх незамінними в різних сферах промисловості. Як правило, ценосфери становлять від 1% до 3% загальної маси золівідходів. Вони мають цінне промислове застосування при бурінні нафтових свердловин, широко використовуються в кераміці, виробництві пластиків, фарб, різних покриттів, застосовуються в якості полімерних наповнювачів. Ценосфери використовуються для очищення води, для видалення надлишкового фтору з питної води. У цьому процесі навантажені магнезією ценосфери отримують з використанням відносно простого методу мокрої пропитки хлоридом магнію. Ценосфери ідеально підходять при виробництві таких матеріалів, як силіконовий каучук. Крім того, матеріали з ценосфер здатні поглинати електромагнітні хвилі, які можуть бути використані в електроніці та радіолокації. Існує кілька методів вилучення ценосфер із золівідходів. Традиційно ценосфери удаляються із золи методом флотації. Ця проста процедура дозволяє вилуговувати потенційно токсичні елементи і вимагає великого простору й значного часу. В якості альтернативи була використана трибоелектрична система поділу [114], але цей метод вимагає, щоб сфери мали питому вагу В1. Деякі частинки твердого кремнезему з питомою вагою С1 можуть містити бульбашки газу, які перевищують їх питому вагу, так що вони імітують ценосфери під час цього процесу, роблячи його менш ефективним і привабливим.

Інші дослідження, які були розглянуті на вилучення ценосфер на мокрій основі. У патенті США № 4121945 [115] золу змішують з водою для утворення суспензії, потім додають спінюючий реагент і знімають ценосфери легше води. У патенті США № 4652433 [116] розглядається інший спосіб, в якому золи розділяються на дрібні і великі фракції, а потім груба фракція змішується з водою, після чого ценосфери видаляються шляхом скіммінгу. Ці методи мають деякі недоліки. Волога обробка викликала екологічні проблеми і наклала обмеження на простір. Крім того, ці методи збирають тільки ценосфери із питомою вагою  $B_1$ , ті, які плавають на воді. Крім того, ці процеси не підходять для золи, яка містять 10% або більше вапна, тому що зола із високим вмістом Са має властивості цементациї при змішуванні з водою і при виникненні позапланових реакцій матеріал може затвердіти. При використанні цих мокрих методів багато ценосфер можуть бути захоплені в агломеровані і/або затверділі маси до того, як відбудеться флотація. Ця проблема була вирішена декількома недавніми патентами США [117-119], в яких ценосфери були відокремлені від золи-виносу в сухому стані з використанням повітря як рідкого середовища для поділу. В одному із процесів переробки золи-виносу поділяють на фракції з вузьким розміром частинок з подальшим розподілом по щільності з використанням псевдозрідженого шару повітря, переважно за відсутності води шляхом сухого просіювання, а потім необов'язковим додатковим поділом за розміром частинок. Переваги цього методу в тому, що він може давати майже 100% ценосфер і дозволяє уникнути агломерації золи з високим вмістом Са.

### **3.5 Попереднє техніко-економічне обґрунтування переробки зол виносу з отриманням титану, ванадію і літію**

Вартість 1 т ільменітового концентрату  $FeTiO_3$  - 153 доларів США за тону ( $TiO_2$  - 54%) [120]. Вартість 1 т чистого Ті - 4,8 тис. доларів США за тону [121].

Як вказується в роботі [122], загальна вартість будівництва комплексу з переробки концентрованої золи і вилучення з неї тільки рідкісних металів з продуктивністю 2 тис. тон на рік може скласти близько 4,0 млн. доларів США, з яких 3 млн. доларів США, - капітальні витрати. В 1 т золи виносу Придніпровської ТЕС міститься 5 кг Ті (0,005 т).

З огляду на те, що з золи виносу можна вилучити близько 65% Ті, згідно з дослідженнями [99, 101, 106]. Можна отримати приблизний річний обсяг вилучення Ті, який складе - 13 т на рік на суму 62,4 тис. доларів США.

Якщо збільшити до 4 тис. т на рік продуктивність комплексу переробки зол виносу з отриманням ванадію з концентрацією 1 т - 0,3 кг V і його вилученням - 60% [123], отримаємо такі цифри. Річний обсяг виробництва складе - 7,2 т на рік. Виручка від реалізації чистого ванадію V буде - 439,2 тис. доларів США.

Аналогічним шляхом можна зробити калькуляцію літію. В 1 т золи виносу Придніпровської ТЕС міститься 0,3 кг Li (0,0003 т) Беручи до уваги, що із золи виносу можна вилучити до 80% Li [123]. Річний обсяг виробництва складе - 9,6 т на рік. Виручка від реалізації чистого літію буде - 158,4 тис. доларів США.



Річна виручка від реалізації  $T_i$ ,  $L_i$  й  $V = 62,4 + 439,2 + 158,4 = 660$  тис. доларів США. Період окупності промислового комплексу - 6,1 року. Також слід зауважити, що попередні розрахунки виконані без урахування екологічної складової проекту. Відходами технологічного процесу на ТЕС є зола виносу, яка складається у відвалі поблизу станції. Основними негативними наслідками складування даних відходів є відчуження цінних земельних площ, постійне виділення забруднюючих речовин наносить серйозної шкоди природному середовищу і здоров'ю людей в межах мільйонного міста Дніпро.

Зола виносу відноситься до III класу небезпеки, що говорить про її помірно небезпечний вплив на навколишнє середовище. Плата ТЕС за розміщення 1 т відходів становить 12,84 грн [123], причому при розміщенні відвалів поблизу міст, розмір плати збільшується в 3 рази, тобто складають 38,5 грн за 1 тону. Тому щорічний екологічний платіж Придніпровської ТЕС за шкоду природному середовищу можна оцінювати в 41 млн. доларів США на рік. Якщо щорічно утилізувати до 4 тис. т зол виносу на комплексі переробки і вилучення цінних хімічних речовин, величина екологічного платежу знизиться на суму 5,5 тис. доларів США на рік. Тому при експлуатації техногенного родовища, яким є золівідвал Придніпровської ТЕС, можна отримати подвійний ефект - зниження забруднення навколишнього середовища й отримання економічної вигоди від реалізації цінних на світовому ринку хімічних речовин.

### **3.6 Токсичні елементи вугільних пластів Західного Донбасу**

Відповідно до нормативних документів Державної комісії України по запасах корисних копалин (ДКЗ) до токсичних і потенційно токсичних елементів (ТіПТЕ) у вугіллі відносяться – миш'як, берилій, ртуть, фтор (токсичні елементи) і кобальт, марганець, нікель, свинець, хром, ванадій (потенційно токсичні елементи). Згідно «Інструкції по вивченню токсичних компонентів при розвідці вугільних і сланцевих родовищ» оцінка токсичних елементів у вугіллі проводиться на всіх стадіях геологорозвідувальних робіт, отримані дані згідно «Інструкції про зміст, оформлення і порядок подання в ДКЗ України матеріалів з геолого-економічної оцінки запасів вугілля і горючих сланців» направляються до ДКЗ.

На сьогодні для вирішення екологічних питань у вугледобувних регіонах, дослідження токсичних елементів є обов'язковими та дозволяють визначати вплив на довкілля вугледобувних і вуглезбагачувальних підприємств, а також організацій вугільної теплоенергетики. Особлива актуальність даної проблеми визначається Законом України «Про оцінку впливу на довкілля» від 23.05.2017 року №2059-VIII.

Видобуток вугілля можна організувати з урахуванням розподілу токсичних і потенційно токсичних елементів у вугільних пластах. При подібному плануванні концентрація елементів-домішок в паливі, що надходить на ТЕС, може бути знижена.

Як згадувалося раніше, макроскопічно, за допомогою стандартних мінералогічних методів із вугільного матеріалу проб вугілля були виділені сульфідні, силікатні і карбонатні фракції.

Сульфідна фракція (рис. 3.3; рис. 3.4 та рис 3.5) представлена в основному епігенетичним і сингенетичним піритом. Ряд спорідненості: Hg, As >> Pb, Ni, Co > V, Cr, Mn, F >> Be. Середній вміст Hg в 6,7, а As в 4,2 рази вище в епігенетичному піриті, чим в сингенетичному. По розрізу пластів чітко проявлено збагачення Hg і As сингенетичного піриту на ділянках, що примикають до його меж. Причому в зоні підшви воно істотно нижче, ніж в зоні покрівлі. Із сульфідною фракцією мінеральної частини вугільних пластів переважно пов'язані, крім токсичних елементів Hg і As, такі потенційно токсичні елементи, як Pb, Ni, Co (рис. 3.6).



Рисунок 3.3 – Сингенетичний пірит у вугіллі



Рисунок 3.4 – Збагачення приконтактової зони пласта сульфідами

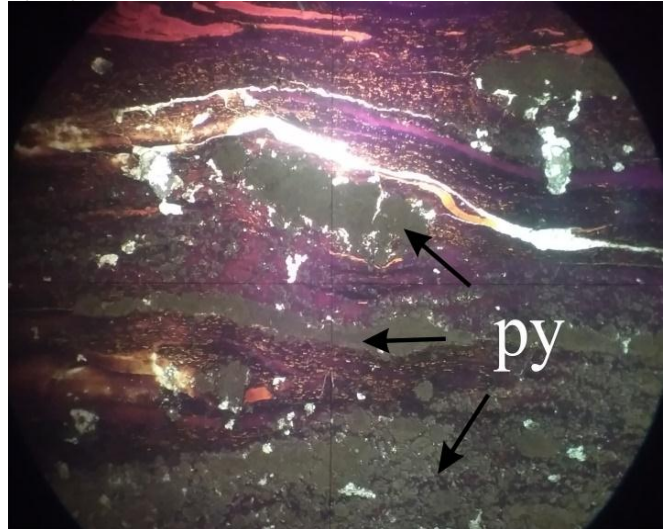


Рисунок 3.5 – Пірит у вугіллі. Ніколі ||, збільшення 90<sup>x</sup>



Рисунок 3.6 – Епігенетична сульфідна мінералізація у вугіллі

Силікатна фракція (рис. 3.7; рис 3.8; рис 3.9) складена переважно включеннями піщано-глинистих порід, агрегатами мінералів глини і гідролюд. Ряд спорідненості:  $F \gg V, Mn > Cr, Pb, Hg, Ni, Co, As \gg Be$ . По розрізу пластів в силікатній сингенетичній фракції із приконтактових зон відзначено істотне збільшення вмісту всіх ТіПТЕ за винятком Be. В силікатній епігенетичній фракції помітно зростає вміст всіх ТіПТЕ (особливо Hg) за винятком Be. Із силікатною фракцією мінеральної частини вугільних пластів переважно пов'язані F, V, Mn і Cr (рис. 3.10).



Рисунок 3.7 – Сингенетична силікатна фракція у вугіллі

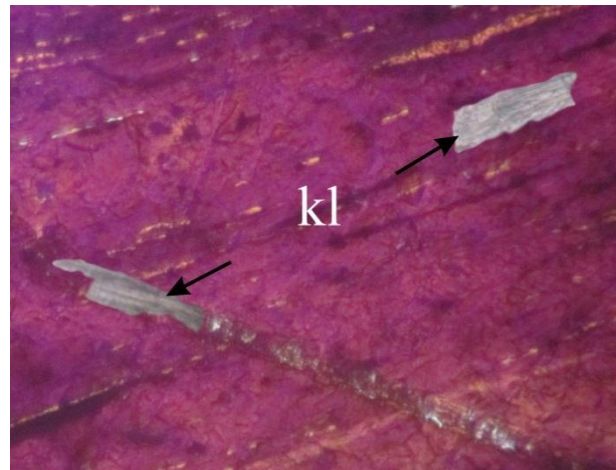


Рисунок 3.8 – Каолініт у вугіллі. Ніколі ||, збільш.  $90^{\times}$



Рисунок 3.9 - Сингенетична силікатна фракція у вугіллі

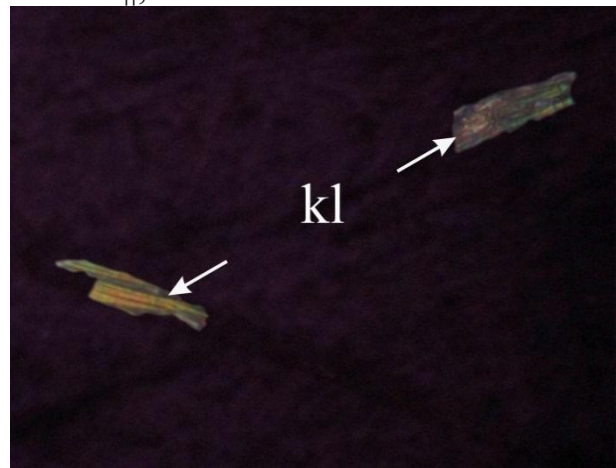


Рисунок 3.10 – Каолініт у вугіллі. Ніколі +, збільш.  $90^{\times}$

Карбонатна фракція (рис. 3.12) складається здебільшого з кальциту. Ряд спорідненості:  $Mn \gg F > Pb, Ni, V, Hg, Co, Cr, As \gg Be$ . По розрізу пластів в карбонатній сингенетичній фракції на ділянках, які примикають до зон контакту спостерігається істотне збільшення вмісту  $Mn, F, V, Ni, Co$  і  $Pb$ . Із карбонатною фракцією мінеральної частини вугільних пластів переважно пов'язані лише  $Mn$  і  $F$  (рис. 3.11; рис. 3.12; рис 3.13 та рис 3.14).



Рисунок 3.11 – Епігенетична карбонатна мінералізація у вугіллі

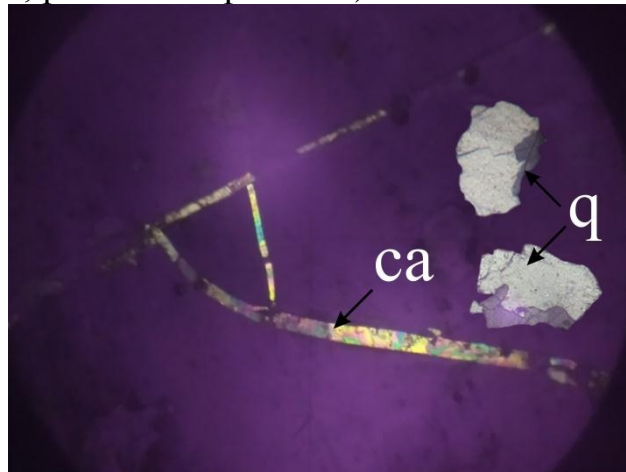


Рисунок 3.12 – Кальцит і кварц у вугіллі. Ніколі +, збільш.  $90^{\times}$

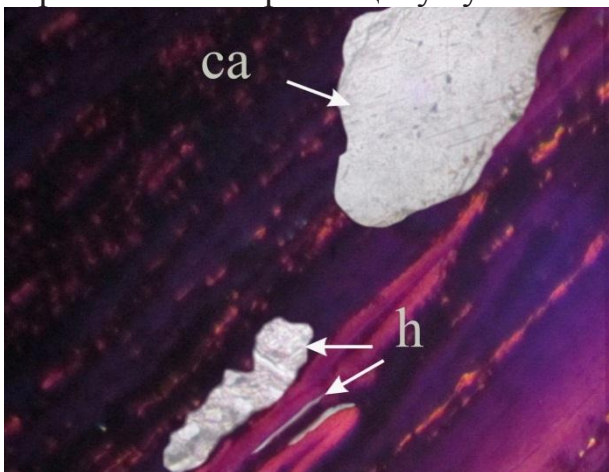


Рисунок 3.13 - Кальцит і гідрослюда у вугіллі. Ніколі ||, збільш.  $90^{\times}$

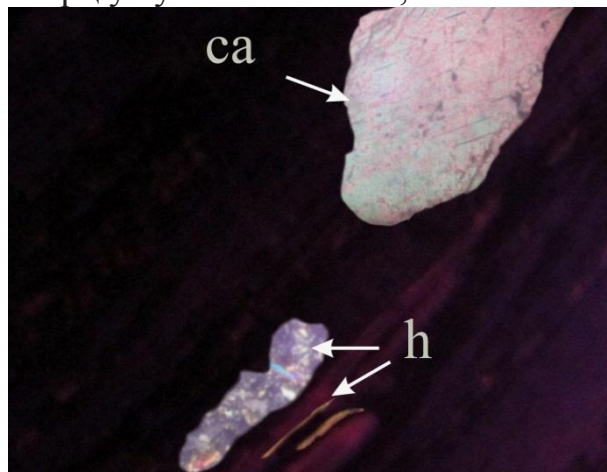


Рисунок 3.14 – Кальцит і гідрослюда у вугіллі. Ніколі +, збільш.  $90^{\times}$

Берилій є єдиним елементом, що не накопичується ні в одній з виділених фракцій мінеральної частини вугільних пластів. Він пов'язаний переважно з органічною складовою вугільних пластів. «Ряд спорідненості» ТіПТЕ до органічної складової вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу має вигляд:  $Be \gg V, Co, Ni > Pb, Cr, As, Hg, Mn \gg F$ .

У вигляді кругових діаграм наведено розподіл токсичних та потенційно токсичних елементів між органічною та мінеральною складовою вугільних пластів Західного Донбасу (рис. 3.15).

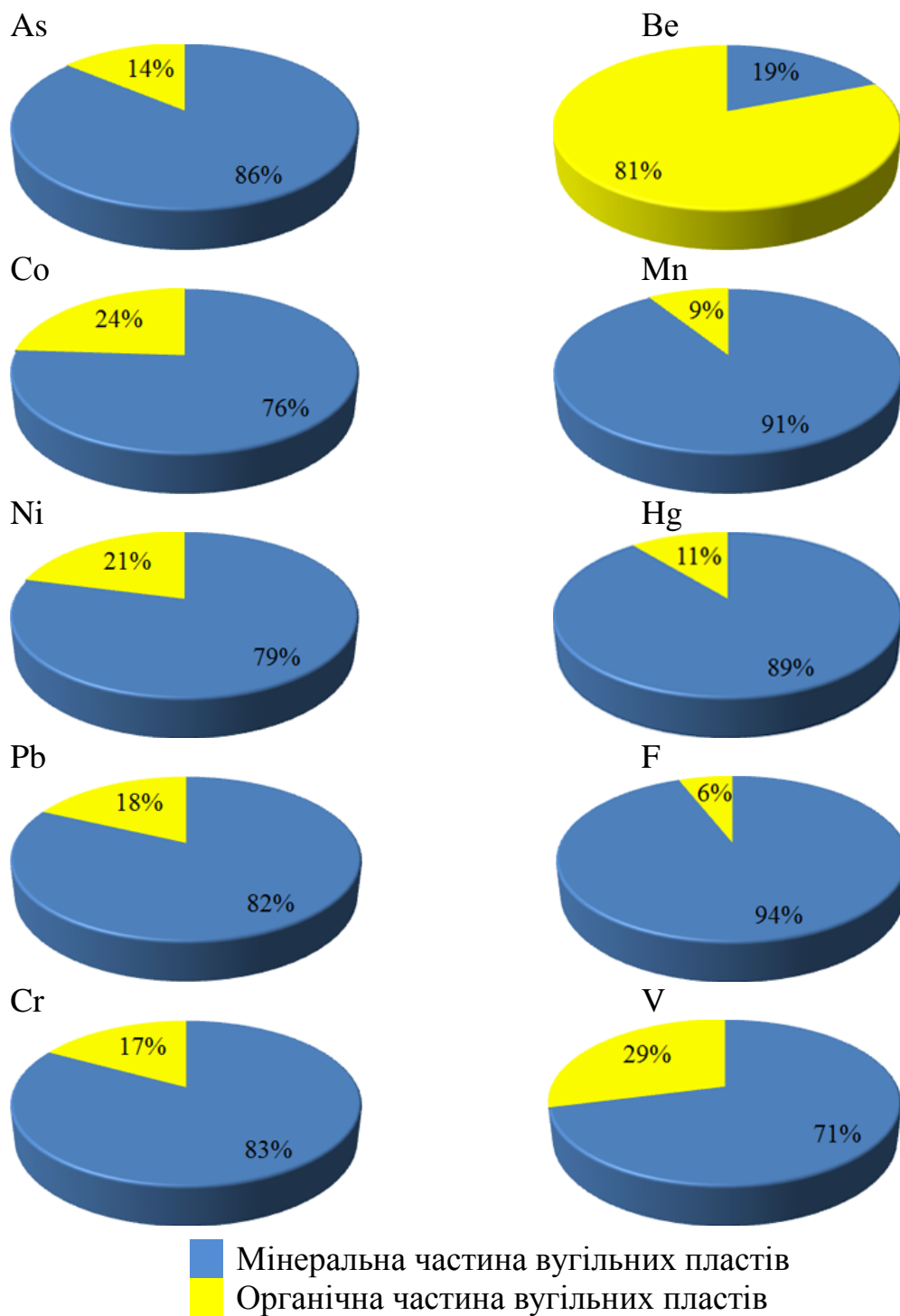


Рисунок 3.15 – Розподіл токсичних та потенційно токсичних елементів між органічною та мінеральною складовою вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району

На рис. 3.16 у вигляді стовпчастих діаграм наведено результати аналізу особливостей розподілу токсичних та потенційно токсичних елементів у виділених фракціях мінеральної частини вугільних пластів.

Стійка геохімічна асоціація всіх потенційно токсичних елементів Co, Ni, Pb, Cr, V і Mn зумовлена їх спільним накопиченням у приконтартових ділянках вугільних пластів із формуванням своєрідних зон збагачення потужністю 0,15 - 0,2 м (рис. 3.17).

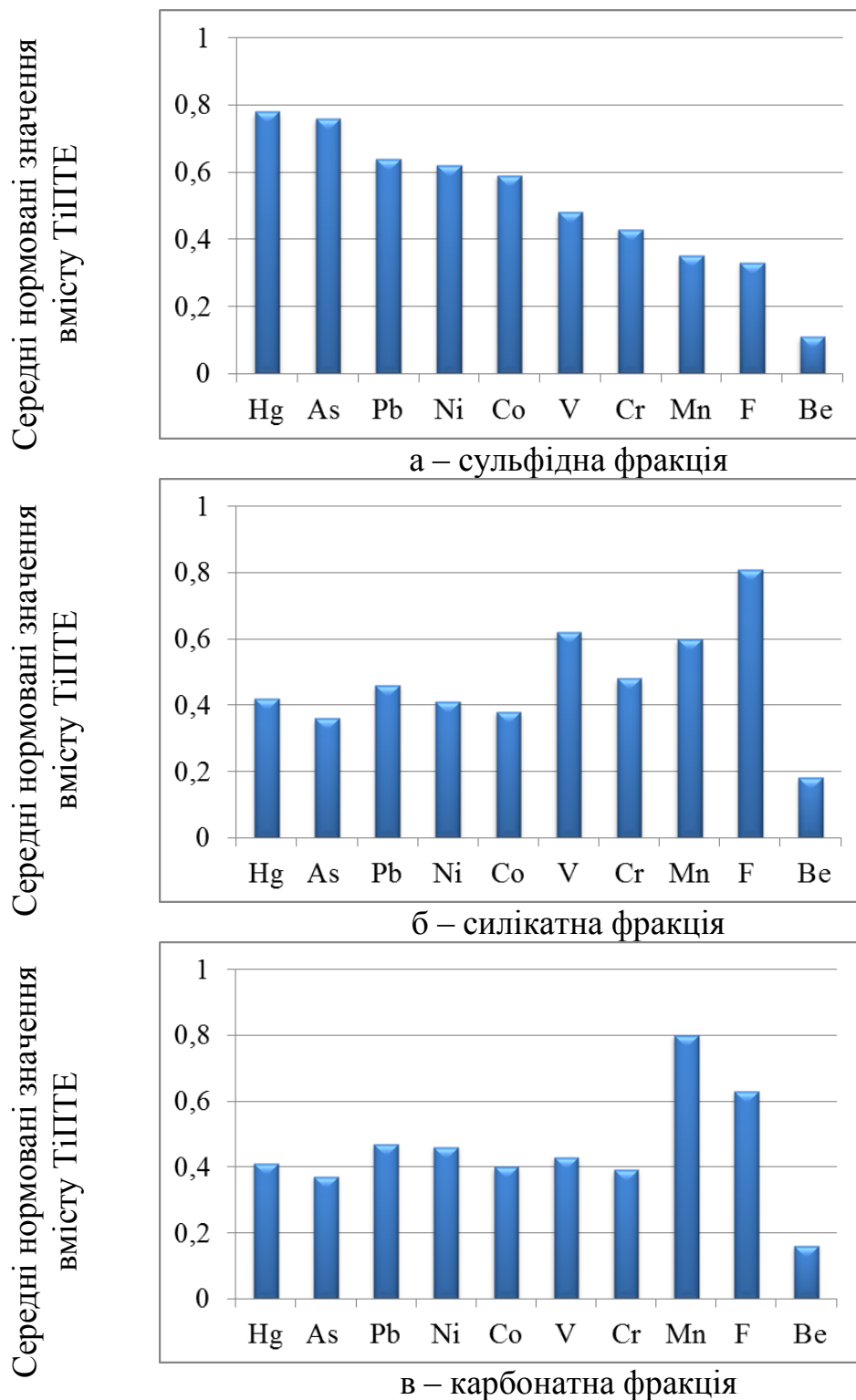


Рисунок 3.16 – Розподіл токсичних та потенційно токсичних елементів між основними фракціями мінеральної частини вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу

Із збільшенням вкладу зон збагачення цих елементів в загальних потужностях пластів їх вміст збільшується. Приуроченість цієї асоціації саме до ділянок на контакті вугільних пластів і вміщуючих порід свідчить, найімовірніше, про інтегральний вплив адсорбційного і окислювально-відновлювального геохімічних бар'єрів на збагачення цими елементами.

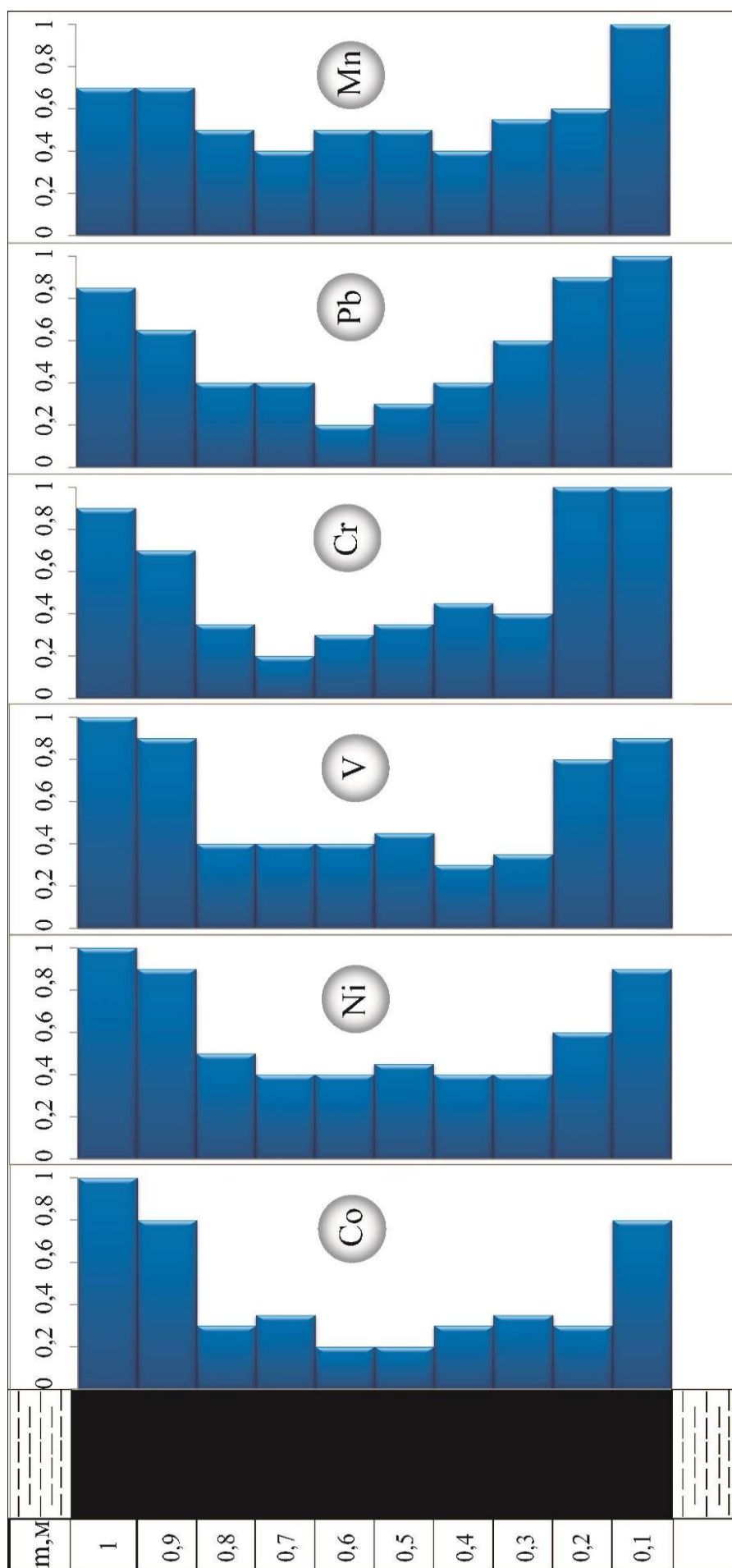


Рисунок 3.17 – Зведена схема розподілу ТіПТЕ по розрізу вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу

### 3.7 Класифікація вугільних пластів по вмісту токсичних та потенційно токсичних елементів

З метою класифікації вугільних пластів Західного Донбасу за вмістом токсичних і потенційно токсичних елементів був виконаний кластерний аналіз зваженим центроїдним методом [124] та побудовані дендрограми результатів кластеризації (рис. 3.18 – 3.29). Вміст елементів суттєво відрізняється між собою, тому всі вихідні дані нормувалися для приведення вибірок до одного масштабу. Представлені кінцеві кластери відрізняються між собою тим, що їх середній вміст значно відрізняється між собою. При подальшій кластеризації ми цього не спостерігаємо.

На дендрограмі кластеризації вугільних пластів за вмістом миш'яку (рис. 3.18) достатньо впевнено можна виділити сім основних груп кластерів: 1.1.1, 1.1.2, 1.2.1, 1.2.2, 2.1.1, 2.1.2 і 2.2. Середній вміст миш'яку у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає  $52,81 \pm 4,76$  г/т. Аномально низький вміст миш'яку пов'язаний з кластером 1.1.1, який представлений єдиним пластом  $c_2^1$  із значенням 8 г/т. Кластер 1.1.2 сформований пластами  $c_2, c_6^B, c_7^H, c_8^H, c_{10}^B, c_{11}$  з низькими значеннями вмісту миш'яку від 14,67 до 24,75 г/т. Кластер 1.2.1 – об'єднує пласти  $c_4, c_5$  з концентраціями миш'яку нижче середнього від 31,5 до 32,5 г/т. Середній вміст 44 – 45 г/т мають пласти  $c_1$  і  $c_4^2$ , які формують кластер 1.2.2. Вміст вище середнього (63 – 73 г/т) – пласти  $c_5^{2B}, c_6, c_6^1, c_7^B$  кластера 2.1.1. Високий вміст (86,5 – 100 г/т) пов'язаний з кластером 2.1.2, який об'єднує пласти  $c_5^H, c_5^B, c_6^H, c_6^3, c_7$  і  $c_8$ . Пласт  $c_9$ , єдиний з аномально високою концентрацією миш'яку, формує кластер 2.2 (125 г/т).

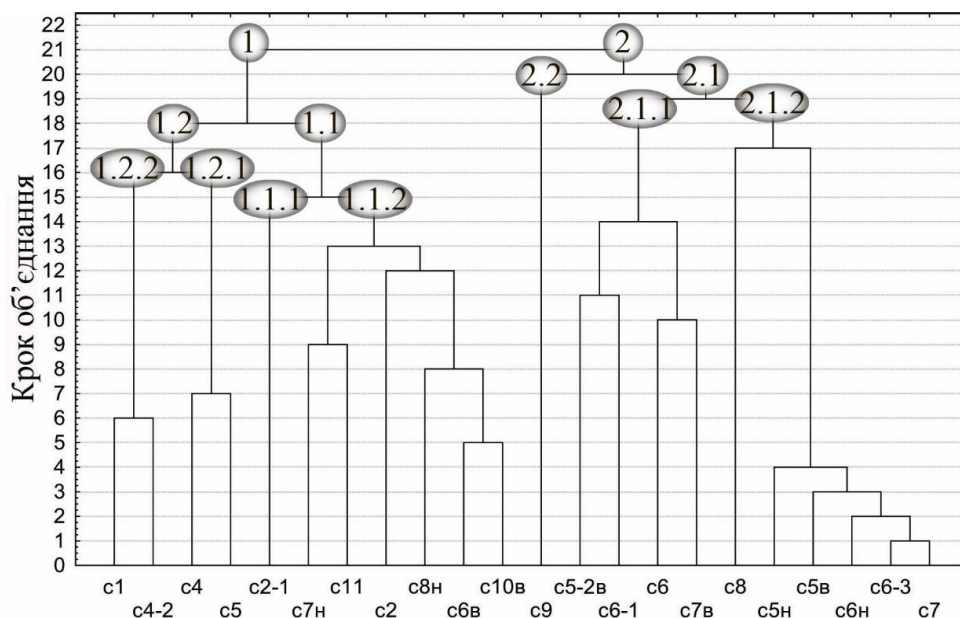


Рисунок 3.18 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом миш'яку

Аналіз дендрограми кластеризації вугільних пластів за вмістом берилію (рис. 3.19) дозволяє візуально виділити сім груп кластерів: 1.1.1, 1.1.2, 1.2.1.1.1,



1.2.1.1.2, 1.2.1.2, 1.2.2 і 2. Середній вміст берилію у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає  $2,98 \pm 0,05$  г/т.

Кластер 1.1.1 сформований вугільними пластами  $c_2$ ,  $c_2^1$ ,  $c_5^H$ ,  $c_6^3$  з аномально низкими значеннями вмісту берилію від 1,2 до 1,6 г/т. Низькі значення вмісту від 1,83 до 2,23 г/т пов'язані з пластами  $c_6$ ,  $c_6^1$ ,  $c_7^B$ ,  $c_8$  кластера 1.1.2. Кластер 1.2.1.1.1 складений пластами  $c_1$ ,  $c_5$ ,  $c_5^B$ ,  $c_7^H$ ,  $c_7$ ,  $c_8^H$ ,  $c_9$ ,  $c_{10}^B$ ,  $c_{11}$  із вмістом нижче середнього, від 2,54 до 3,1 г/т. Кластер 1.2.1.1.2 представлений пластом  $c_4$  із середнім значенням вмісту – 3,43 г/т. Кластер 1.2.1.2 представлений пластами  $c_4^2$  і  $c_6^B$  із концентраціями вище середнього – 4 г/т. Кластер 1.2.2 сформований пластом  $c_6^H$  з високим вмістом – 5 г/т. Пласт  $c_5^{2B}$ , єдиний з аномально високим вмістом берилію, формує кластер 2 із значенням 7 г/т.

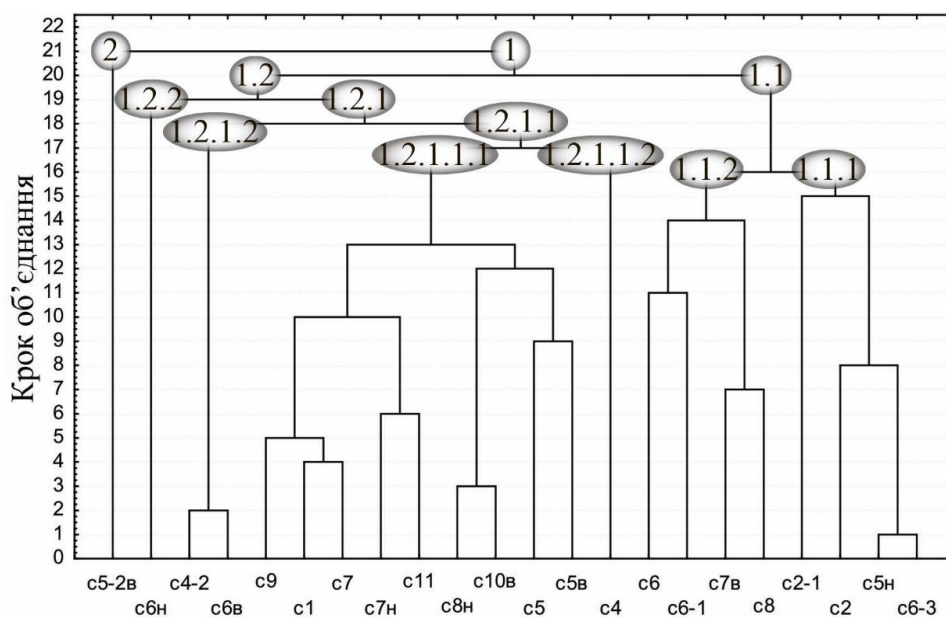


Рисунок 3.19 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом берилію

При кластеризації вугільних пластів за концентрацією кобальту (рис. 3.20) відмічено сім груп кластерів: 1.1.1, 1.1.2, 1.2.1.1, 1.2.1.2, 1.2.2.1, 1.2.2.2 і 2. Середній вміст кобальту у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить  $6,71 \pm 0,03$  г/т. Кластер 1.1.1 сформований вугільними пластами  $c_5^{2B}$  і  $c_6^3$  з аномально низкими показниками вмісту кобальту – 5 г/т. Низькі значення вмісту – 5,5 г/т пов'язані з пластами  $c_4$  і  $c_6$  кластера 1.1.2. Кластер 1.2.1.1 складений пластами  $c_1$ ,  $c_2$ ,  $c_2^1$ ,  $c_5$ ,  $c_6^H$ ,  $c_6^B$ ,  $c_6^1$ ,  $c_7^H$ ,  $c_7$ ,  $c_8$ ,  $c_9$  із вмістом нижче середнього, від 6 до 6,5 г/т. Кластер 1.2.1.2 представлений пластом  $c_8^H$  із середнім значенням концентрації – 6,89 г/т. Кластер 1.2.2.1 сформований пластом  $c_{11}$  із вмістом вище середнього – 7,4 г/т. Високий вміст кобальту мають пласти  $c_4^2$ ,  $c_5^B$  і  $c_{10}^B$  кластера 1.2.2.2 із значеннями від 7,71 до 8 г/т. Кластер 2 формує пласти  $c_5^H$ ,  $c_7^B$  з аномально високим вмістом від 9,33 до 10,2 г/т.

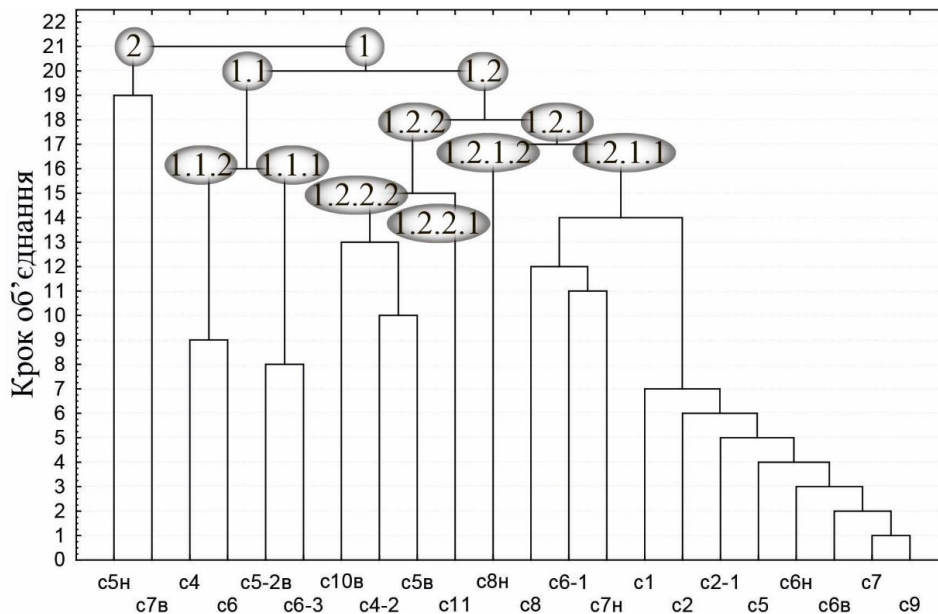


Рисунок 3.20 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом кобальту

При кластеризації вугільних пластів за вмістом марганцю (рис. 3.21) відзначено сім груп кластерів: 1.1.1.1, 1.1.1.2.1, 1.1.1.2.2.1, 1.1.1.2.2.2, 1.1.2, 1.2 і 2. Середній вміст марганцю у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить  $121,39 \pm 7,2$  г/т. Кластер 1.1.1.1 містить вугільні пласти  $c_6^H$ ,  $c_6^1$ ,  $c_6^3$  з аномально низьким вмістом марганцю від 50 до 62 г/т. Кластер 1.1.1.2.1 об'єднує пласти  $c_4$ ,  $c_4^2$ ,  $c_5^{2B}$  з низьким вмістом від 70 до 73 г/т. Пласти  $c_6^B$  і  $c_{10}^B$  формують кластер 1.1.1.2.2.1 із значеннями вмісту нижче середнього від 80 до 86,25 г/т. Середні концентрації 92 – 99 г/т мають пласти  $c_2^1$ ,  $c_5$ ,  $c_5^B$ ,  $c_9$  кластера 1.1.1.2.2.2. Кластер 1.1.2 складений пластами  $c_1$ ,  $c_2$ ,  $c_6$ ,  $c_7^H$ ,  $c_8^H$ ,  $c_8$ ,  $c_{11}$  із значеннями вмісту вище середнього, від 105 до 116,8 г/т. Кластер 1.2 представлений вугільними пластами  $c_7$  і  $c_7^B$  з високими значеннями концентрацій марганцю, від 162 до 210 г/т. Аномально високий вміст пов'язаний із пластом  $c_5^H$  кластера 2 із значенням 750 г/т.

На дендрограмі кластеризації вугільних пластів за вмістом нікелю (рис. 3.22) видно чітку і однозначну структуру кластерів, а саме: 1.1.1.1, 1.1.1.2, 1.1.2.1, 1.1.2.2, 1.2.1, 1.2.2 і 2. Середній вміст нікелю у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає  $20,46 \pm 0,19$  г/т. Аномально низький вміст нікелю представлений пластами  $c_6$ ,  $c_6^1$ ,  $c_6^3$ ,  $c_7$ ,  $c_8$  кластера 1.1.1.1 із значеннями від 14 до 15,83 г/т. Низький вміст пов'язаний з пластами  $c_2^1$ ,  $c_6^H$  кластера 1.1.1.2 із значеннями від 17 до 18 г/т. Кластер 1.1.2.1 складає пласти  $c_1$ ,  $c_4$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_8^H$ ,  $c_9$ ,  $c_{10}^B$  із значеннями нижче середнього від 19 до 20 г/т. Кластер 1.1.2.2 формує пласти  $c_2$ ,  $c_6^B$ ,  $c_7^H$ ,  $c_{11}$  із середніми значеннями від 21 до 22 г/т. Вміст вище середнього мають пласти  $c_5$  і  $c_7^B$  кластера 1.2.1 із значеннями від 23,67 до 25,67 г/т. Кластер 1.2.2 об'єднує пласти  $c_4^2$  і  $c_5^B$  з високим вмістом нікелю, від 28 до 29 г/т. Аномально високий вміст представлений пластом  $c_5^H$  кластера 2 із вмістом 35 г/т.

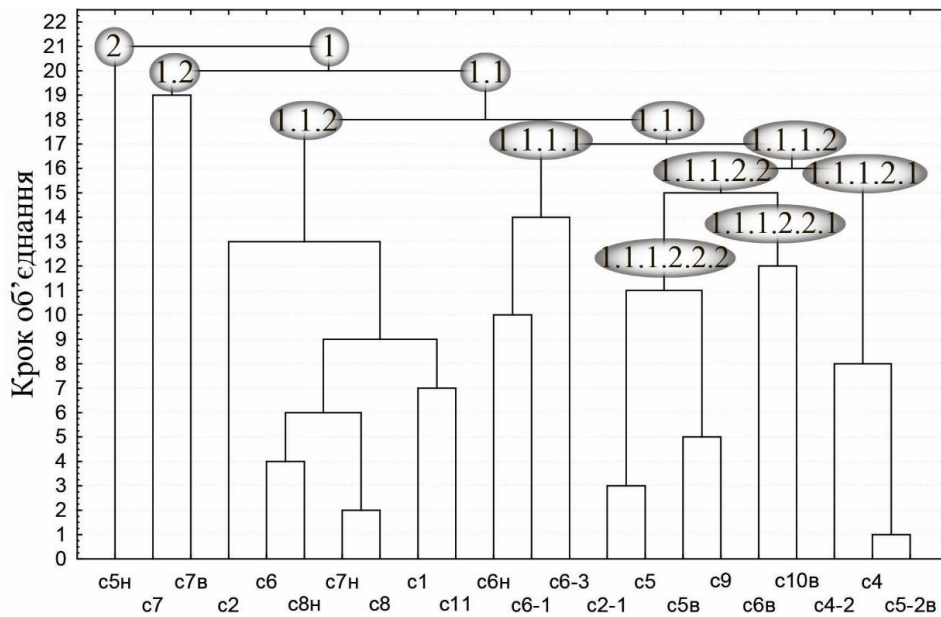


Рисунок 3.21 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом марганцю

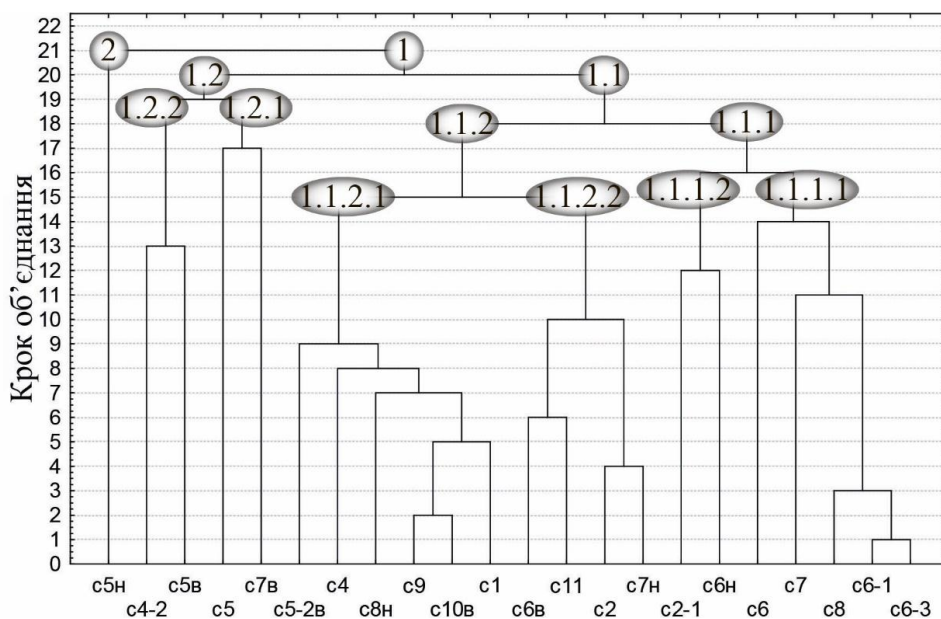


Рисунок 3.22 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом нікелю

Аналізуючи дендрограму кластеризації вугільних пластів за вмістом ртуті (рис. 3.23), можна виділити сім кластерів: 1.1.1, 1.1.2, 1.2.1.1, 1.2.1.2, 1.2.2.1, 1.2.2.2 і 2. Середній вміст ртуті у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить  $0,31 \pm 0,02$  г/т. Кластер 1.1.1 сформований вугільним пластом  $c_5^{2B}$  з аномально низьким вмістом ртуті 0,02 г/т. Низький вміст мають пласти  $c_6^3$  і  $c_7$  кластера 1.1.2 із значеннями 0,06 – 0,09 г/т. Кластер 1.2.1.1 складений пластами  $c_4$ ,  $c_5$ ,  $c_6^B$ ,  $c_7^H$ ,  $c_8^H$ ,  $c_{10}^B$  із значеннями нижче середнього від 0,18 до 0,24 г/т. Середні концентрації пов'язані з кластером 1.2.1.2, який вміщує пласти  $c_1$ ,  $c_2^1$ ,  $c_4^2$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_6^1$ ,  $c_7^B$  із значеннями

від 0,3 до 0,34 г/т. Кластер 1.2.2.1 сформований пластами  $c_6^H$ ,  $c_6$ ,  $c_8$  із значеннями вище середнього від 0,43 до 0,45 г/т. Кластер 1.2.2 представлений пластами  $c_2$  і  $c_{11}$  з високими концентраціями ртуті від 0,5 до 0,54 г/т. Аномально високий вміст представлений пластом  $c_5^H$  і  $c_9$  кластера 2 із вмістом 0,7 – 0,8 г/т.

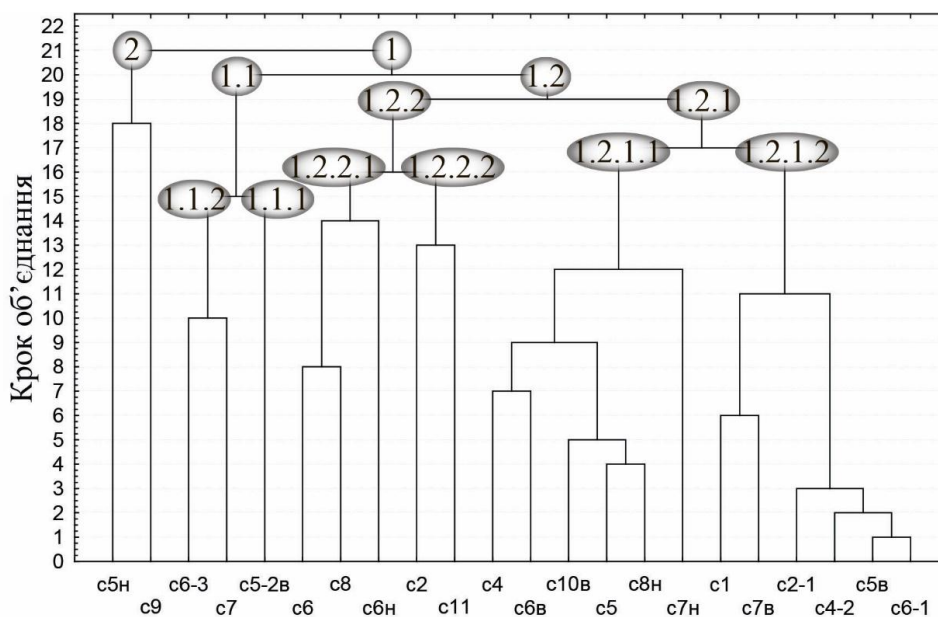


Рисунок 3.23 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом ртуті

При кластеризації вугільних пластів за вмістом свинцю (рис. 3.24) виділено сім кластерів. Середній вміст свинцю у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить  $12,31 \pm 0,98$  г/т. Кластер 1.1 сформований вугільними пластами  $c_5^H$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_6^H$ ,  $c_6^3$  з аномально низьким вмістом свинцю 5 – 6 г/т. Кластери 1.2.1 об'єднує пласти  $c_4$ ,  $c_6^B$ ,  $c_6^1$ ,  $c_7$ ,  $c_{10}^B$  з низькими значеннями вмісту 7 – 8 г/т. Кластер 1.2.2.1 представлений пластами  $c_2$ ,  $c_2^1$ ,  $c_6$ ,  $c_8$  із концентраціями нижче середніх 8,83 – 9 г/т. Середні концентрації формують кластер 1.2.2.2, який об'єднує пласти  $c_1$ ,  $c_5$ ,  $c_9$  із значеннями від 9,33 до 9,67 г/т. Кластер 2.1.1 сформований пластами  $c_4^2$ ,  $c_7^H$  і  $c_{11}$  із значеннями вище середнього 12 – 12,17 г/т. Високий вміст мають пласти  $c_5^B$  і  $c_7^B$  кластера 2.1.2 із значеннями 14 – 14,67 г/т. Аномально високий вміст свинцю представлений пластом  $c_8^H$  кластера 2 із вмістом 16,7 г/т.

Аналіз дендрограми кластеризації вугільних пластів за вмістом фтору (рис. 3.25) свідчить про наявність семи кластерів. Середній вміст фтору у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає  $90,24 \pm 3,58$  г/т. Кластер 1.1 сформований вугільними пластами  $c_2^1$ ,  $c_6^B$  з аномально низькими значеннями вмісту фтору 14 – 22 г/т. Низький вміст пов'язаний з пластами  $c_2$ ,  $c_4^2$  і  $c_6$  кластера 1.2 із значеннями від 40 – 53 г/т. Кластер 2.1.1.1 представлений пластами  $c_1$ ,  $c_5$ ,  $c_6^1$  і  $c_7^H$  із вмістом нижче середнього 67,6 – 76,3 г/т. Середній вміст мають пласти  $c_9$ ,  $c_{10}^B$  і  $c_{11}$  кластера 2.1.1.2 із значеннями 81,4 – 90,13 г/т. Вміст вище середнього пов'язаний із пластами  $c_4$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_6^H$ ,  $c_6^3$ ,  $c_7$ ,  $c_8^H$  і  $c_8$  кластера 2.1.2.1 із концентрацією 96,71 –

100 г/т. Кластер 2.1.2.2 представлений пластом  $c_7^B$  з високим значеннями 107 г/т. Аномально високий вміст фтору представлений пластом  $c_5^H$  кластера 2.2 із вмістом 132,75 г/т.

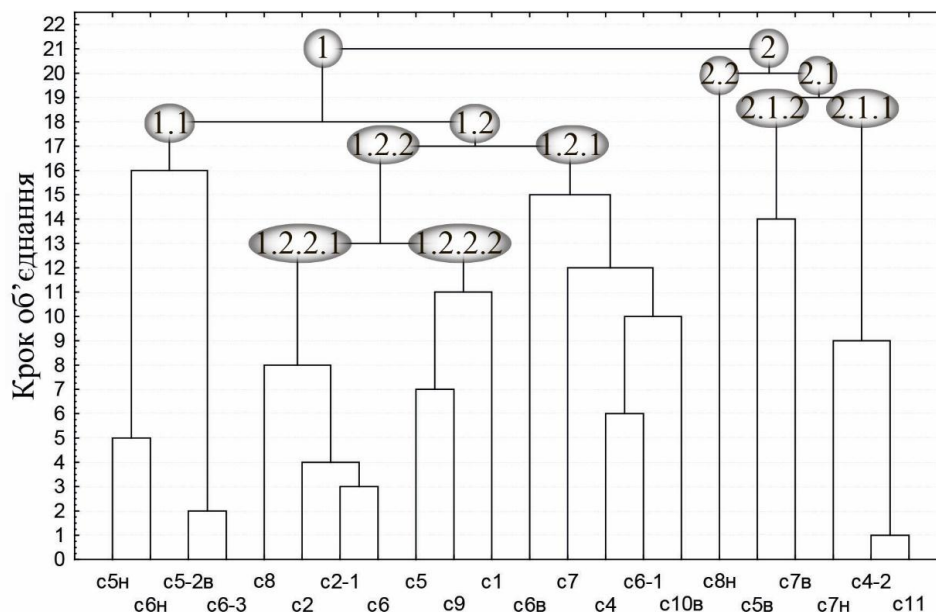


Рисунок 3.24 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району за Західного Донбасу вмістом свинцю

На дендрограмі кластеризації вугільних пластів за вмістом хрому (рис. 3.26) можна виділити сім кластерів. Середній вміст хрому у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає  $17,93 \pm 0,43$  г/т. Кластер 1.1.1 сформований вугільним пластом  $c_4^2$  з аномально низьким вмістом хрому 6 г/т. Кластер 1.1.2 об'єднує пласти  $c_4$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5^{2B}$  і  $c_6^H$  з низьким вмістом 9 – 12 г/т. Кластер 1.2.1.1 представлений пластинами  $c_6$ ,  $c_6^B$ ,  $c_6^3$ ,  $c_7^H$ ,  $c_{10}^B$  з концентрацією нижче середнього 13,63 – 15 г/т. Середній вміст мають пласти  $c_5$ ,  $c_7$ ,  $c_7^B$ ,  $c_{11}$  кластера 1.2.1.2 із значеннями 15,83 – 17 г/т. Кластер 1.2.2 сформований пластинами  $c_1$ ,  $c_2^1$ ,  $c_8^H$  і  $c_8$  із значеннями вище середнього від 18 до 20,17 г/т. Високий вміст мають пласти  $c_2$ ,  $c_6^1$  і  $c_9$  кластера 2.1 із значеннями 25 – 25,33 г/т. Кластер 2.2 представлений пластом  $c_5^H$  з аномально високим вмістом хрому 28 г/т.

При кластеризації вугільних пластів за вмістом ванадію (рис. 3.27) відмічено сім кластерів. Середній вміст ванадію у вугіллі Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить  $16,86 \pm 0,29$  г/т. Кластер 1.1 об'єднує вугільні пласти  $c_5^{2B}$ ,  $c_6^H$  і  $c_7$  з аномально низьким вмістом ванадію від 8 до 10 г/т. Кластер 1.2.1 представлений єдиним пластом  $c_8^H$  з низьким значенням вмісту 13,7 г/т. Кластер 1.2.2.1 сформований пластинами  $c_5$ ,  $c_6$ ,  $c_6^3$  і  $c_{11}$  із значеннями нижче середніх 14,83 – 15,8 г/т. Середній вміст мають пласти  $c_4$ ,  $c_5^B$ ,  $c_6^B$ ,  $c_8$  і  $c_{10}^B$  кластера 1.2.2.2 із значеннями 16,75 – 17,17 г/т. Кластер 2.1.1 складений вугільними пластинами  $c_1$ ,  $c_5^H$ ,  $c_6^1$  і  $c_7^H$  із концентраціями вище середнього від 19,17 до 20 г/т. Високий вміст мають пласти  $c_2$ ,  $c_7^B$  і  $c_9$

кластера 2.1.2 із значеннями 21 – 22 г/т. Аномально високий вміст ванадію представлений пластами  $c_2^1$  і  $c_4^2$  кластера 2.2 із вмістом 24 – 26 г/т.

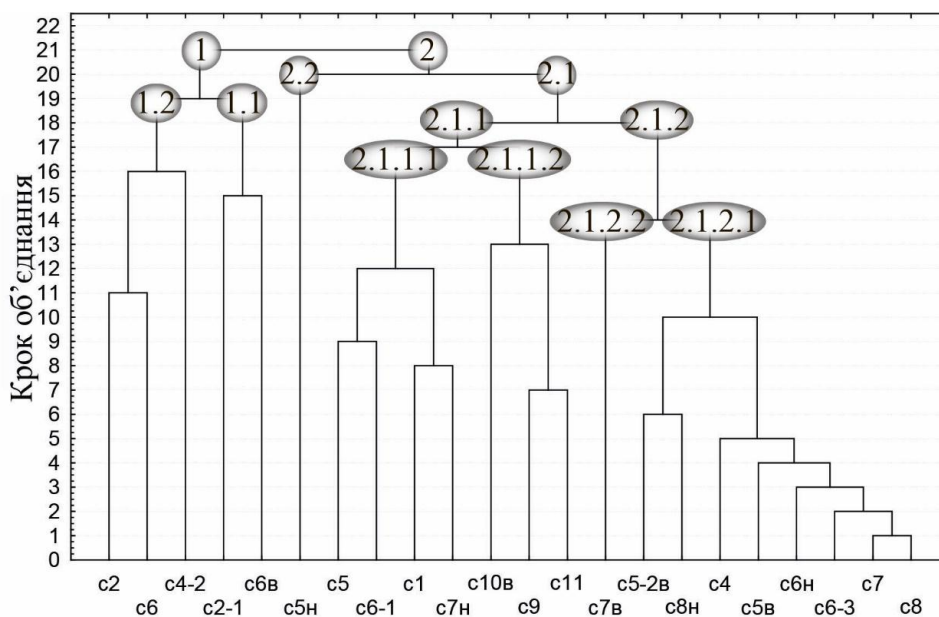


Рисунок 3.25 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом фтору

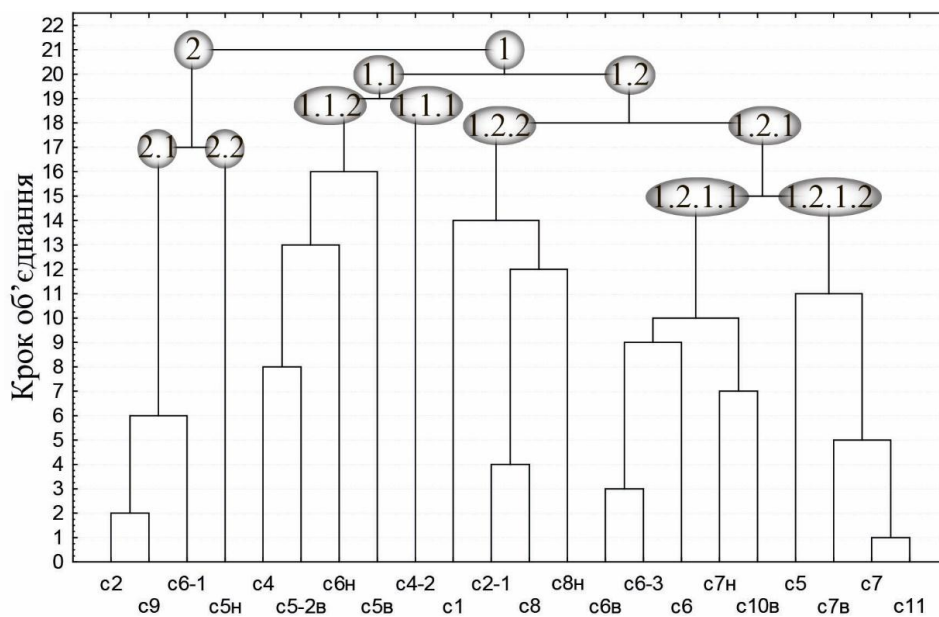


Рисунок 3.26 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом хрому

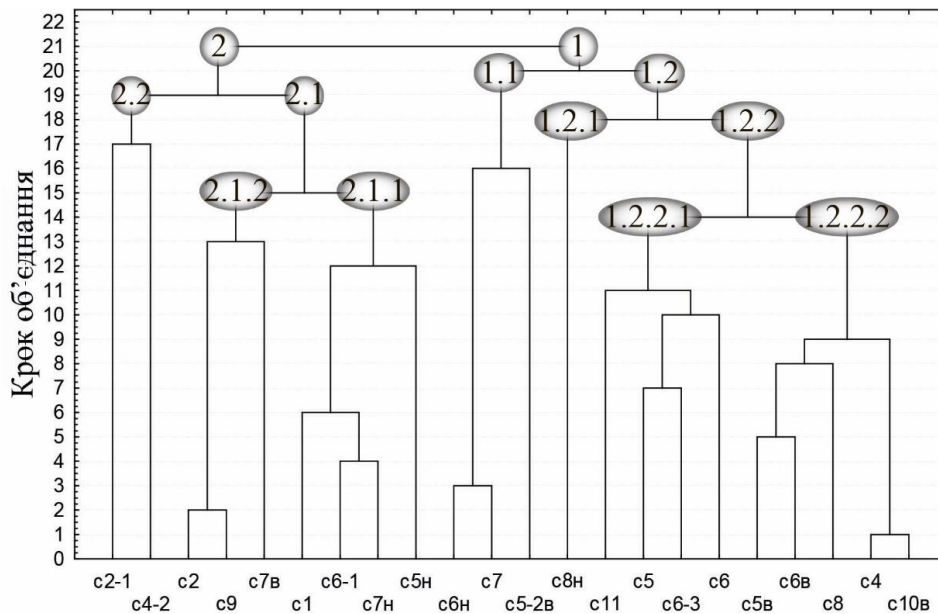


Рисунок 3.27 - Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом ванадію

Дендрограма кластеризації вугільних пластів за зольністю вугілля (рис. 3.28) містить сім основних кластерів. Середня зольність досліджуваних вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району складає 11,4%. Кластер 1.1 представлений пластом  $c_5^{2B}$  з аномально низьким значенням – 4,3%. Кластер 1.2.1.1 об'єднує вугільні пласти  $c_5$ ,  $c_8$ ,  $c_{10}^B$  з низькими значеннями від 6,85 до 7,93%. Кластер 1.2.1.2 об'єднує вугільні пласти  $c_1$ ,  $c_2$ ,  $c_2^1$ ,  $c_4^2$ ,  $c_5^B$ ,  $c_6^H$ ,  $c_6^B$ ,  $c_6^3$ ,  $c_7^H$ ,  $c_7$ ,  $c_8^H$  і  $c_9$  із значеннями зольності вугілля нижче середнього від 8,6 до 10,84%. Середню зольність мають вугільні пласти  $c_4$ ,  $c_7^B$ ,  $c_{11}$  кластера 1.2.2 із значеннями 11,4 – 13,27%. Кластер 2.1 представлений пластом  $c_6^1$ , із зольністю вище середнього 17,55 %. Високу зольність має пласт  $c_6$  кластера 2.2.1, із значеннями 24%. Пласт  $c_5^H$  кластера 2.2.2 має аномально високе значення зольності 28,2%.

Аналізуючи дендрограму кластеризації вугільних пластів за вмістом сірки загальної (рис. 3.29) можна виділити сім кластерів. Середній вміст сірки загальної досліджуваних вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району становить 1,95%. Кластер 1.2 представлений вугільними пластами  $c_4$  і  $c_7$  з аномально низьким значенням вмісту сірки загальної 1,3 – 1,4%. Низькі значення 1,55 – 1,73% пов'язані з пластами  $c_1$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_8$ ,  $c_{10}^B$  і  $c_{11}$  кластера 1.1. Кластер 2.1.1.1 об'єднує вугільні пласти  $c_5$  і  $c_6^3$  із значеннями вмісту сірки загальної нижче середнього 1,87 – 1,9%. Кластер 2.1.1.2 сформований пластами  $c_4^2$ ,  $c_5^H$ ,  $c_6$ ,  $c_6^B$ ,  $c_7^B$ ,  $c_8^H$  з середніми значеннями від 2 до 2,1 %. Кластер 2.1.2.1 об'єднує вугільні пласти  $c_5^B$ ,  $c_6^H$ ,  $c_6^1$ ,  $c_7^H$  із значеннями вище середнього 2,15 – 2,26%. Високий вміст сірки загальної мають пласти  $c_2$  і  $c_2^1$  кластера 2.1.2.2 із значеннями 2,3 – 2,33%. Пласт  $c_9$  кластера 2.2 має аномально високе значення сірки загальної 2,53%.

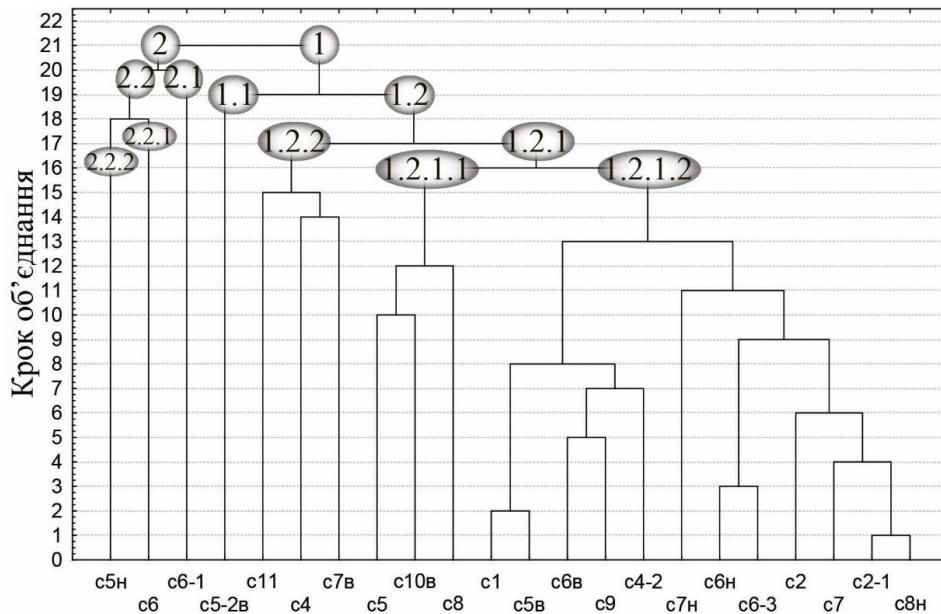


Рисунок 3.28 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за зольністю

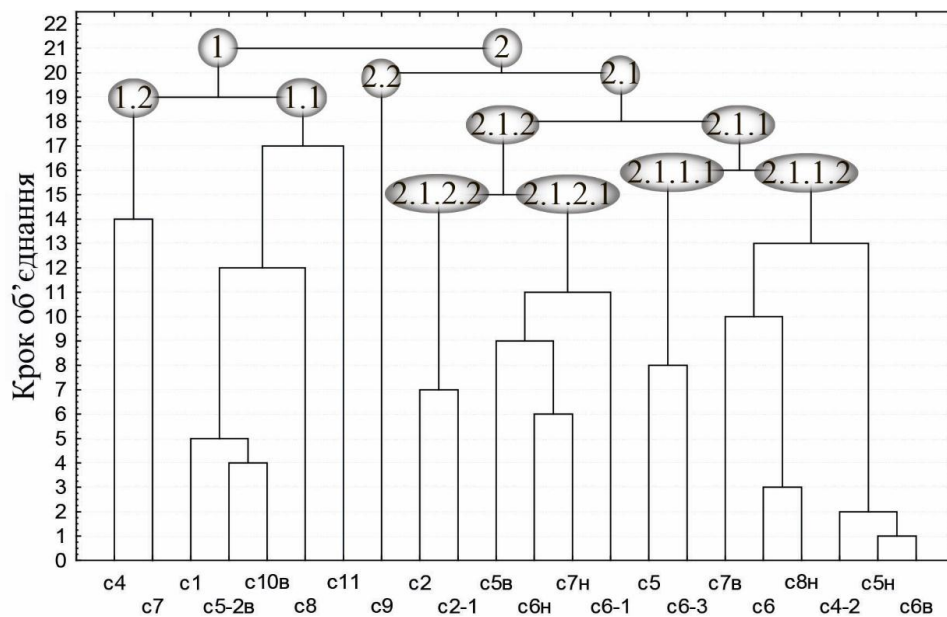


Рисунок 3.29 – Дендрограма результатів кластеризації зваженим центроїдним методом вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом сірки загальної

Вибіркові середні значення розглянутих показників значно відрізняються між окремими пластами чи групами пластів в установлених рядах, їх можна інтерпретувати в термінології якісної оцінки, як: аномально низькі, низькі, нижче середніх, середні, вище середніх, високі та аномально високі. Реалізація такого підходу дає можливість наглядно зіставити ці різномасштабні показники у вугільних пластах по розрізу вугленосної товщі.



Пласт  $c_1$  характеризується низьким вмістом сірки загальної, нижче середнього зольності вугілля, Be, F, Ni і Co, середнім вмістом As, Hg і Pb, вище середнього вмістом Mn, V і Cr.

Пласт  $c_2$  характеризується аномально низькими концентраціями Be, низьким вмістом F і As, нижче середнього зольності вугілля, Co і Pb, середнім вмістом Ni, вище середнього концентрацією Mn, високим вмістом сірки загальної, Hg, V і Cr.

Пласт  $c_2^1$  характеризується аномально низьким вмістом As, Be і F, низькою концентрацією Ni, нижче середнього зольністю вугілля, Pb і Co, середніми концентраціями Hg і Mn, вище середнього вмістом Cr, високим вмістом сірки загальної і аномально високою концентрацією V.

Пласт  $c_4$  характеризується аномально низьким вмістом сірки загальної, низькими концентраціями Mn, Pb, Co і Cr, нижче середнього вмістом As, Hg, Be і Ni, середніми значеннями зольності вугілля і V, вище середнього вмістом F.

Пласт  $c_4^2$  характеризується аномально низьким вмістом Cr, низьким вмістом Mn і F, нижче середнього значеннями зольності вугілля, середнім вмістом сірки загальної, As і Hg, вище середнього вмістом Be і Pb, високими концентраціями Ni і Co, аномально високим вмістом V.

Пласт  $c_5^H$  характеризується аномально низьким вмістом Be і Pb, середнім вмістом сірки загальної, вище середнього концентрацією V, високою концентрацією As і аномально високим значенням зольності вугілля, Hg, F, Ni, Mn, Co, Cr.

Пласт  $c_5$  характеризується низьким вмістом золи, нижче середнього концентраціями сірки загальної, As, Hg, Be, F, Co і V, середнім вмістом Mn, Cr і Pb, вище середнього концентрацією Ni. Пласт  $c_5^B$  характеризується низьким вмістом Cr, нижче середнього значеннями зольності вугілля і Be, середнім вмістом Hg, Mn і V, вище середнього вмістом сірки загальної і F, високими концентраціями As, Pb, Ni і Co.

Пласт  $c_5^{2B}$  характеризується аномально низьким вмістом Hg, Pb, V, Co, зольності вугілля, низькими концентраціями сірки загальної, Mn і Cr, нижче середнього вмістом Ni, вище середнього концентраціями F і As, аномально високим вмістом Be.

Пласт  $c_6^H$  характеризується аномально низьким вмістом Mn, Pb і V, низькими концентраціями Ni і Cr, нижче середнього значеннями зольності вугілля і Co, вище середнього концентраціями сірки загальної, Hg і F, високим вмістом Be і As.

Пласт  $c_6$  характеризується аномально низьким вмістом Ni, низькими концентраціями Be, F і Co, нижче середнього вмістом Pb, V і Cr, середнім вмістом сірки загальної, вище середнього концентраціями As, Hg і Mn, високим значенням зольності вугілля.

Пласт  $c_6^B$  характеризується аномально низьким вмістом F, низьким вмістом As і Pb, нижче середнього значенням зольності вугілля, Hg, Mn, Co і Cr, середньою концентрацією сірки загальної, V і Ni, а також вище середнього концентрацією Be.

Пласт  $c_6^1$  характеризується аномально низьким вмістом Mn і Ni, низькими концентраціями Be і Pb, вмістом нижче середнього F і Co, середньою концентрацією Hg, значеннями вище середніх зольності вугілля, сірки загальної, As і V, високим вмістом Cr.

Пласт  $c_6^3$  характеризується аномально низьким вмістом Be, Mn, Pb, Co і Ni, низькою концентрацією Hg, вмістом нижче середнього сірки загальної, зольності вугілля, V і Cr, вмістом вище середнього F і високим вмістом As.

Пласт  $c_7^H$  характеризується низьким вмістом As, вмістом нижче середнього Hg, Be, F, Cr, Co, зольністю вугілля, середньою концентрацією Ni і вмістом вище середнього сірки загальної, Mn, Pb і V.

Пласт  $c_7$  характеризується аномально низьким вмістом сірки загальної, V і Ni, низькими концентраціями Hg і Pb, вмістом нижче середнього Be, Co, зольності вугілля, середньою концентрацією Cr, вмістом вище середнього F, а також високим вмістом Mn і As.

Пласт  $c_7^B$  характеризується низьким вмістом Be, середніми концентраціями Hg, Cr, сірки загальної і зольності вугілля, вмістом вище середніх As і Ni, високими концентраціями F, Mn, Pb і V, аномально високим вмістом Co.

Пласт  $c_8^H$  характеризується низькими концентраціями As і V, вмістом нижче середнього Hg, Be, Ni і зольністю вугілля, середньою концентрацією сірки загальної і Co, вмістом вище середнього F, Mn і Cr, аномально високим вмістом Pb.

Пласт  $c_8$  характеризується аномально низьким вмістом Ni, низькими значеннями Be, зольності вугілля і сірки загальної, вмістом нижче середнього Pb і Co, середньою концентрацією V, вмістом вище середніх Hg, F, Mn і Cr, високим вмістом As.

Пласт  $c_9$  характеризується вмістом нижче середнього Be, Ni, Co, зольності вугілля, середніми концентраціями F, Mn і Pb, високим вмістом V і Cr, аномально високими концентраціями сірки загальної, As і Hg.

Пласт  $c_{10}^B$  характеризується низькими концентраціями As, Pb, сірки загальної, зольності вугілля, вмістом нижче середнього Hg, Be, Mn, Ni і Cr, середніми концентраціями V і F, високим вмістом Co. Пласт  $c_{11}$  характеризується низьким вмістом сірки загальної і As, вмістом нижче середнього Be і V, середнім вмістом F, Ni, Cr, зольності вугілля, вмістом вище середніх Mn, Pb і Co, високим вмістом Hg.

Таким чином 22 пласти поділяються за вмістом ТіПТЕ на 7 груп. Все це допомогло розробити загальну класифікацію цих пластів по всіх 10 елементах (табл. 3.4). Ця класифікація дає можливість виконати довготерміновий прогноз вмісту ТіПТЕ в гірничій масі, що видобувається шахтами і планувати наступні технологічні заходи, направлені на зниження ТіПТЕ в продуктах і відходах вуглевидобування.

Таблиця 3.4 – Класифікація основних вугільних пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу за вмістом токсичних та потенційно токсичних елементів

	Аномально низький вміст	Низький вміст	Вміст нижче середнього	Середній вміст	Вміст вище середнього	Високий вміст	Аномально високий вміст
As	C <sub>2</sub> <sup>1</sup>	C <sub>2</sub> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>4</sub> <sup>2</sup>	C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>8</sub>	C <sub>9</sub>
Be	C <sub>2</sub> , C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup>	C <sub>6</sub> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup> , C <sub>8</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>5</sub> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>9</sub> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>4</sub>	C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup>	C <sub>6</sub> <sup>H</sup>	C <sub>5</sub> <sup>2B</sup>
Co	C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup>	C <sub>4</sub> , C <sub>6</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>2</sub> , C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>5</sub> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>8</sub> , C <sub>9</sub>	C <sub>8</sub> <sup>H</sup>	C <sub>11</sub>	C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>
Mn	C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup>	C <sub>4</sub> , C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>5</sub> <sup>2B</sup>	C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>5</sub> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>9</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>2</sub> , C <sub>6</sub> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub> , C <sub>11</sub>	C <sub>7</sub> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup>
Ni	C <sub>6</sub> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>8</sub>	C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup>	C <sub>1</sub> , C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>9</sub> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>2</sub> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>5</sub> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup>
Hg	C <sub>5</sub> <sup>2B</sup>	C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>7</sub>	C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>1</sub> , C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> , C <sub>8</sub>	C <sub>2</sub> , C <sub>11</sub>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>9</sub>
Pb	C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup>	C <sub>4</sub> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>2</sub> , C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>6</sub> , C <sub>8</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>5</sub> , C <sub>9</sub>	C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>8</sub> <sup>H</sup>
F	C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup>	C <sub>2</sub> , C <sub>4</sub> <sup>2</sup> , C <sub>6</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>5</sub> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup>	C <sub>9</sub> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>7</sub> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub>	C <sub>7</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup>
Cr	C <sub>4</sub> <sup>2</sup>	C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup>	C <sub>6</sub> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>5</sub> , C <sub>7</sub> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>1</sub> , C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>8</sub> <sup>H</sup> , C <sub>8</sub>	C <sub>2</sub> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>9</sub>	C <sub>5</sub> <sup>H</sup>
V	C <sub>5</sub> <sup>2B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>H</sup> , C <sub>7</sub>	C <sub>8</sub> <sup>H</sup>	C <sub>5</sub> , C <sub>6</sub> , C <sub>6</sub> <sup>3</sup> , C <sub>11</sub>	C <sub>4</sub> , C <sub>5</sub> <sup>B</sup> , C <sub>6</sub> <sup>B</sup> , C <sub>8</sub> , C <sub>10</sub> <sup>B</sup>	C <sub>1</sub> , C <sub>5</sub> <sup>H</sup> , C <sub>6</sub> <sup>1</sup> , C <sub>7</sub> <sup>H</sup>	C <sub>2</sub> , C <sub>7</sub> <sup>B</sup> , C <sub>9</sub>	C <sub>2</sub> <sup>1</sup> , C <sub>4</sub> <sup>2</sup>

### 3. 8. Висновки до розділу

1. Золи ТЕС є цінним сировинним джерелом, напівфабрикатами або готовими продуктами, які можуть і повинні бути використані з величезним техніко-економічним ефектом в різних галузях промисловості.

2. Використання та утилізація зол виносу є досить гострою проблемою, так як золосховища займають значну територію (понад 200 га) в межах міста Дніпро і служать постійним джерелом забруднення ґрунту, повітряного і водного басейну річки Дніпро та її притоків.

3. В результаті хімічних аналізів виконаних із зол виносу Придніпровської ТЕС можна попередньо констатувати, що промисловий інтерес представляють:

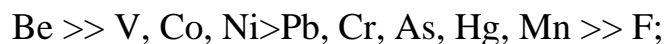
- титан, з вмістом 5 кг/т, в кількості 15-20 тис. т на суму 105 млн. доларів США;

- літій і ванадій, відповідно по 0,3 кг/т в кількості 18 тис.т на суму понад 700 млн. доларів США.

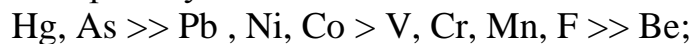
4. Особливий інтерес представляють ценосфери, що складаються з кремнезему, оксиду алюмінію та оксиду заліза, які мають унікальні властивості, такі як сферичність, інертність, більш низька щільність, ніж у води і водонепроникність, що робить їх незамінними в різних галузях промисловості.

5. Встановлені закономірності розподілу токсичних та потенційно токсичних елементів між органічною та мінеральною складовою, а також між основними фракціями мінеральної частини вугільних пластів Західного Донбасу і визначені «ряди спорідненості» цих елементів відносно органічної частини вугільних пластів, а також щодо сульфідної, силікатної та карбонатної фракцій мінеральної частини вугільних пластів, що полягають у наступному:

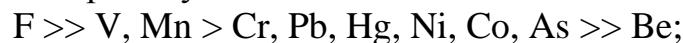
– «ряд спорідненості» ТіПТЕ відносно органічної складової вугільних пластів має вигляд:



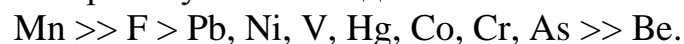
– «ряд спорідненості» ТіПТЕ відносно сульфідної фракції мінеральної частини вугільних пластів району має вигляд:



– «ряд спорідненості» ТіПТЕ відносно силікатної фракції мінеральної частини вугільних пластів району має вигляд:



– «ряд спорідненості» ТіПТЕ відносно карбонатної фракції мінеральної частини вугільних пластів району має вигляд:



Встановлені закономірності дозволяють прогнозувати вміст ТіПТЕ у продуктах і відходах вуглезбагачення та розробляти технології збагачення вугілля з урахуванням вмісту цих елементів.

6. Спільна концентрація Co, Ni, Pb, Cr, V і Mn у вугільних пластах району з утворенням геохімічної асоціації зумовлена їх спільним накопиченням в приконтактних ділянках вугільних пластів (як в покрівлі, так і в підшві) з формуванням своєрідних зон збагачення потужністю 0,15 - 0,2м. Це дає змогу,

за потреби, розробляти технологічні заходи, спрямовані на вилучення й зменшення вмісту цих елементів у продуктах вуглевидобування .

7. Розроблена класифікація основних вугільних пластів Західного Донбасу за вмістом ТіПТЕ дозволяє виконати довготерміновий прогноз вмісту цих елементів у гірничій масі і планувати заходи, спрямовані на зменшення їх вмісту у продуктах і відходах вуглевидобування.

## РОЗДІЛ 4

### ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОГО ТА ЕКОЛОГІЧНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ВИКОРИСТАННЯ СУПУТНЬОЇ ЕНЕРГІЇ ПРИ ВИДОБУВАННІ ВУГІЛЛЯ

#### 4.1 Світовий досвід використання супутньої енергії при видобуванні вугілля

У міру вдосконалення технологій відпрацювання вугільних пластів збільшується площа та глибина шахт. Паралельно із цим порушуються все нові й нові водоносні горизонти, а також розгалужуються виробки у зв'язку із чим зростає кількість енергії, необхідної для провітрювання виробленого простору. Енергоспоживання на відкачування шахтних вод та на провітрювання шахти практично не залежить від об'єму виробництва основної продукції, і вже зараз на багатьох шахтах України доходять до такого становища, коли необхідна кількість енергії на підйом та транспортування води, супутніх порід, підготовчі роботи і прокачування повітря, збагачення гірничої маси та витрати на складування пустих порід, порівняні з кількістю енергії, яку можна буде отримати при спалюванні добутого за той же час вугілля. Таким чином, ситуація в галузі доходить не тільки до економічної, а й до енергетичної збитковості.

Світовий досвід експлуатації шахт підказує кілька можливих шляхів виходу з такої ситуації. Перший шлях зумовлений збитковістю виробництва і зводиться до його припинення та консервації шахт. При цьому так звана «суха» консервація все одно передбачає витрати енергії на відкачування шахтних вод. Більше того, якщо шахтні води характеризуються високою мінералізацією або забрудненням механічними домішками, що можуть становити небезпеку для екосистеми, то перед їх скиданням у поверхневі водойми необхідно попередньо проводити очищення, яке тягне додаткові витрати [125]. Так звана «мокра» консервація або затоплення шахт призводить до неконтрольованих змін рельєфу поверхні, потрапляння забруднених шахтних вод у поверхневі водоносні горизонти. Вже на сьогодні у непідконтрольних Україні зонах Донецької та Луганської областей, де відбулося затоплення покинутих шахт, спостерігаються масові руйнування житлових та громадських будівель у шахтарських поселеннях, що розташовані над шахтними полями. Окрім того, підвищення загального рівня ґрунтових вод внаслідок затоплення шахт призводить до різкого збільшення водопритоку в близько розташованих шахтах, в яких ще ведеться видобуток вугілля та працює система водовідливу [126]. Окрім явищ, пов'язаних з водною ерозією поверхні, також при затопленні шахт, що характеризуються значною загазованістю, спостерігається неконтрольовані викиди шахтного газу назовні, що створює потенційну небезпеку вибухів у шахтарських поселеннях та ще більших руйнацій.

Ще одним шляхом закриття шахт є їх закладання попередньо виїнятими породами. Це дозволяє уникнути неконтрольованої ерозії поверхні та руйнації об'єктів, розташованих над відпрацьованими шахтними полями. Проте даний

метод є одним з найдорожчих, оскільки вимагає задіяння значної кількості працівників та спеціальної техніки [127].

Принципово іншим способом використання відпрацьованих шахт є задіяння їх у якості геотермального джерела. Температури повітря, порід та шахтних вод може досягати від 15 °С до 40 °С у глибоких шахтах [128].

У світі в якості джерела низькопотенційного тепла використовуються як шахтні води, шахтне повітря, так і відвали вміщуючих порід на поверхні [129]. Використання даного виду енергії дозволяє як підтримувати рентабельність шахт, які ще працюють, так і зменшувати збитки при закритті шахт. До того ж створює робочі місця для працівників, які обслуговують термальні установки. Енергія, отримана від низькопотенційних джерел може бути використана на діючих шахтах для підігрівання повітря, що подається для продування, у зимовий період, в установках нагрівання води адміністративно-побутових підрозділів шахти, для задоволення потреб опалення наземних корпусів шахти та навіть шахтарських поселень.

На шахтах, де припинено видобуток корисних копалин, енергія низькопотенційних джерел, як правило, використовується для задоволення теплових потреб поселень-сателітів.

Використання шахти в якості джерела теплової енергії має ряд переваг. По-перше, знижується навантаження на центральний та місцеві бюджети від утримання завідомо збиткових об'єктів, якщо шахту закрито. По-друге, постійне використання шахтного простору створює передумови для підтримання її в безпечному стані. По-третє, використання низькопотенційної енергії для забезпечення теплових потреб знижує потребу в спалюванні традиційних видів палива і разом з тим призводить до зниження екологічного впливу енергетики.

Оскільки шахти України характеризуються достатньою виснаженістю, тонкими вугільними пластами, складними геологічними умовами, значною кількістю водопритоку та загазованістю, то витрати на відкачування води та на продування шахти є досить вагомою складовою як у енергетичному, так і в фінансовому балансі шахт. Тому корисне використання енергії, яка підіймається на поверхню разом з відпрацьованим повітрям та шахтною водою, є однією з першочергових задач.

Таким чином, використання низькопотенційної теплової енергії відкачуваних шахтних підземних вод, шахтного повітря, тепла териконів разом із використанням шахтного метану створюють передумови для продовження терміну роботи шахт, які ще працюють на видобуток вугілля, та сталого розвитку регіонів із закритими шахтами.

#### **4.2. Технології використання супутньої енергії**

Як правило, будь-яке виробництво характеризується більш-менш сталим енергетичним балансом, принаймні у відсотковому співвідношенні. Зміни у структурі виробництва зазвичай призводять до зміни енергетичного балансу підприємства у відсотковому співвідношенні. Так, при падінні виробництва кінцевої продукції, зазвичай, зростає доля умовно сталих витрат в

енергетичному балансі – це витрати, пов'язані з побутовим споживанням, витрати на опалення адміністративних корпусів тощо. В умовах шахти при падінні виробництва вугілля зростає доля енергоспоживання стаціонарних установок, зокрема шахтного водовідливу як установки, що працює практично незалежно від видобування, та вентиляторів головного провітрювання.

Шахтні вентиляційні та водовідливні установки є одними з найбільших споживачів енергії, які опосередковано пов'язані з видобутком продукції. Це пояснюється тим, що порушені під час будівництва шахти водоносні горизонти забезпечують практично сталий в часі водоприплив. А при виконанні ремонтних, підготовчих робіт та навіть без виконання будь-яких робіт для зниження загазованості шахт, небезпечних за викидами газу та пилу, змушено застосовують їх примусове провітрювання.

Саме тому доля цих витрат у загальному енергобалансі шахти досить велика і ці статті витрат є пріоритетними при розробці заходів з підвищення енергоефективності видобування вугілля шахтним способом поряд із вдосконаленням технологічного обладнання та систем транспортування і підйому. При цьому енергоспоживання двох останніх систем тісно пов'язане з видобутком вугілля.

Інженерно-технічні заходи, що застосовуються у стаціонарних установках вугільних шахт:

- використання електроприводу насосних та вентиляторних установок з плавним пуском;
- використання ємностей-накопичувачів для забезпечення рівномірної роботи шахтної водовідливної установки;
- періодичне очищення та заміна водовідливних труб та вентиляційних шахт для зниження внутрішнього гідравлічного опору;
- утилізація теплової енергії шахтних вод та вентиляційного повітря.

Ефективність останнього заходу досить висока. Використання теплонасосних технологій для утилізації тепла підземних вод та теплого відпрацьованого вентиляційного повітря знаходить своє застосування на діючих шахтах України та світу.

Кількість теплової енергії, яку можна отримати від утилізації тепла шахтних вод співставна з потребами надземного господарства шахти на опалення та/або гаряче водопостачання. На шахтах значна кількість енергії витрачається для приготування гарячої, що використовується передусім у душових після підйому підземної робочої зміни. З урахуванням того, що ця вода у будь-якому разі готується безпосередньо на шахті і, як правило, не транспортується на далекі відстані, використання теплонасосних технологій для підвищення потенціалу теплової енергії шахтних вод є доцільним.

Спеціалісти з експлуатації теплонасосного обладнання стверджують, що використання геотермальних теплонасосних установок (ТНУ), та ТНУ за принципом дії «вода – вода» більш економічно виправдане, оскільки температура землі або води має меншу амплітуду коливання, ніж, наприклад, температура зовнішнього повітря. В якості джерела тепла для більшості шахтарських містечок доцільно використовувати шахтну воду, яку відкачують



цілодобово та протягом усього року з постійними тепловими параметрами для збереження балансу водних басейнів як із діючих шахт, так і з шахт, які закриті через свою нерентабельність.

Сьогодні можна сміливо стверджувати, що теплонасосні технології набувають широкого визнання та поширення. Чітке лідерство у виробництві ТН лишається за Японією, а останнім часом ще й за Китаєм. У Європі найбільший виробник – «IVT Industrial AB» (Швеція), що випускає 20 тис. установок за рік. Відомі такі бренди як «Danfoss», Denso, DAIKIN та Sanyo. Серед Українських виробників відомі завод «РЕФМА» в Мелітополі та Ніжинський завод «Прогрес». Крім того, на ринку України працює кілька дилерських фірм, які пропонують продукцію відомих європейських а також азіатських виробників. На сьогодні є безліч прикладів успішної реалізації проектів використання теплової енергії шахтних вод з метою генерації тепла за допомогою ТН. У світі існує багато невеликих за своїм масштабом проектів, у яких тепло води із затоплених шахт використовується для обігріву одного-двох будинків (зокрема, у Німеччині, Франції, Англії) [130]. Наприклад, у Нідерландах, є шахтарське містечко Херлен, у якому, вода із шахти, що простояла затопленою близько тридцяти років, зараз обігріває близько 350 будинків, з яких більш 200 – житлові будинки. У п'ятьох різних місцях району, розташованого над мережею штолень, було пробурено п'ять свердловин глибиною до 700 м. Вода, що наповнює стару шахту на такій глибині, має постійну температуру 32°C і за допомогою насосів викачується нагору. Далі, охолонувши до 28°C у трубопроводах, вона потрапляє до ТН у якості первинного теплоносія. В Україні застосування ТН ще, на жаль, недостатньо поширене. Відомі такі приклади: теплонасос потужністю 40 кВт обігріває вокзал залізничної станції Південне Залютино в Харківській області та спорткомплекс у м. Охтирка. Широкому поширенню ТН установок в Україні перешкоджає відсутність державної підтримки в області енергозбереження, великі капітальні витрати та відсутність достовірних знань у потенційних споживачів низькотемпературного теплоносія. З іншого боку, в Україні, зокрема в донбаському регіоні, має місце проблема утилізації шахтних вод, яка обумовлена впливом води, що скидається, на забруднення як водойм, так і екосистеми регіону в цілому. У середньому, вуглевидобувними підприємствами Донецької і Луганської областей скидається в гідрологічну мережу близько 700 – 780 млн. м<sup>3</sup>/рік шахтних вод (у середньому від 3 до 10 м<sup>3</sup> на тону вугілля, що видобувається).

Практичні випробування і успішна експлуатація установок підтвердили економічний ефект від утилізації теплоти шахтних скидних вод і поліпшення екологічної обстановки за рахунок зниження навантаження на котельні в прилеглих районах. Результати вимірів показали, що на 1 кВт-годину витраченої електроенергії на привод теплового насоса було отримано 3,5 кВт-години еквівалентної теплової енергії, хоча потенційно можна отримувати до 7-8 кВт\*год еквівалентної теплової енергії [131].

Незважаючи на серйозний економічний і екологічний ефект, сьогодні, на жаль, в українській вугільній промисловості існує ТНУ лише на одній з шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Однак потенційна можливість використання

дешевого тепла шахтних вод, необхідність проведення досліджень у цьому напрямку і розробки сучасних технологій уже розглядаються на державному рівні. Зазвичай питома витрата тепла для теплопостачання шахт коливається від 4,7 до 8,6 МВт на один мільйон тон річної виробничої потужності підприємства, а сумарне теплове навантаження шахт на період освоєння становить 10-27 МВт, а надалі збільшується в міру розробки родовища і збільшення виробничої потужності. Таким чином, процес забезпечення теплом гірського підприємства безупинно розвивається в процесі освоєння пласту. Розподіл теплоносія по видах теплового навантаження здійснюється приблизно в наступних межах: на опалення 9÷35%; на вентиляцію 33÷84%; на гаряче водопостачання (ГВП) 7÷32%. Виходячи з цих даних розроблена схема включення ТН за допомогою бака-акумулятора до системи шахтного водовідливу з метою відводу теплоти від шахтних вод, рис. 4.1 [132].

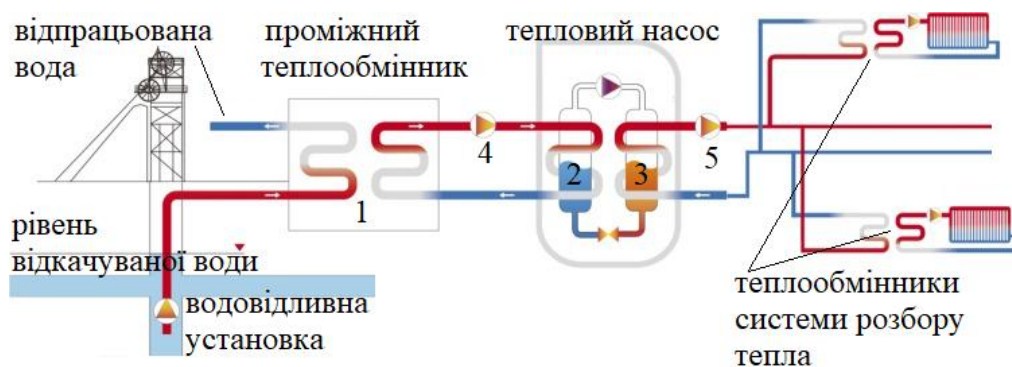


Рисунок 4.1 – Схема теплопостачання гірничодобувного підприємства із ТН: 1 – бак-акумулятор шахтної води; 2 – прийомний випарник ТН; 3 – конденсатор теплового насоса; 4 – циркуляційний насос контура охолоджуваної води; 5 – циркуляційний насос контура гарячої води

Шахтна вода, що відкачується на поверхню, надходить до підключеного у байпасний спосіб бака акумулятора шахтної води, де встановлений прийомний теплообмінний контур ТН із первинним теплоносієм, що кипить при температурі шахтної води. Із ТН підігрітий вторинний теплоносієм надходить до теплообмінника, де підігріває холодну воду на потреби ГВП. Оскільки теплове навантаження змінюється залежно від температури зовнішнього повітря, а витрата води із шахти залишається практично постійною, установлений бак запасу гарячої води, який дозволяє акумулювати теплоносії, що надходять на потреби ГВП і вентиляції (у тому числі калориферних установок). У якості резервного джерела теплоти може використовуватися котельне устаткування, що залишається після модернізації.

Ще одним напрямком застосування теплонасосного обладнання на шахтах є утилізація тепла повітря. Причому тут існує два варіанти. Перший варіант полягає в утилізації тепла компресорних установок, що подають повітря

з надлишковим тиском під землю. Цей спосіб дозволяє покращити температурний режим роботи компресорів, а також у зимовий час підігрівати повітря, що нагнітається у шахтну вентиляційну установку, що в свою чергу забезпечує неперервність подачі повітря у зимовий час за практично будь-яких від'ємних температур. Цей спосіб також дає можливість знизити енергоспоживання за рахунок вивільнення шахтних калориферів.

Принципова схема улаштування теплонасосної установки для утилізації тепла турбокомпресорної установки наведена на рис. 4.2 [133].

Принцип дії наведеної технологічної схеми полягає в тому, що вода в системі охолодження турбокомпресора циркулює по замкнутому контуру, нагріваючись у повітроохолодниках компресора і охолоджуючись у випарнику теплового насоса. Тепло, відібране від цієї води, передається тепловим насосом високотемпературному джерелу-системі опалювання або гарячого водопостачання підприємства.

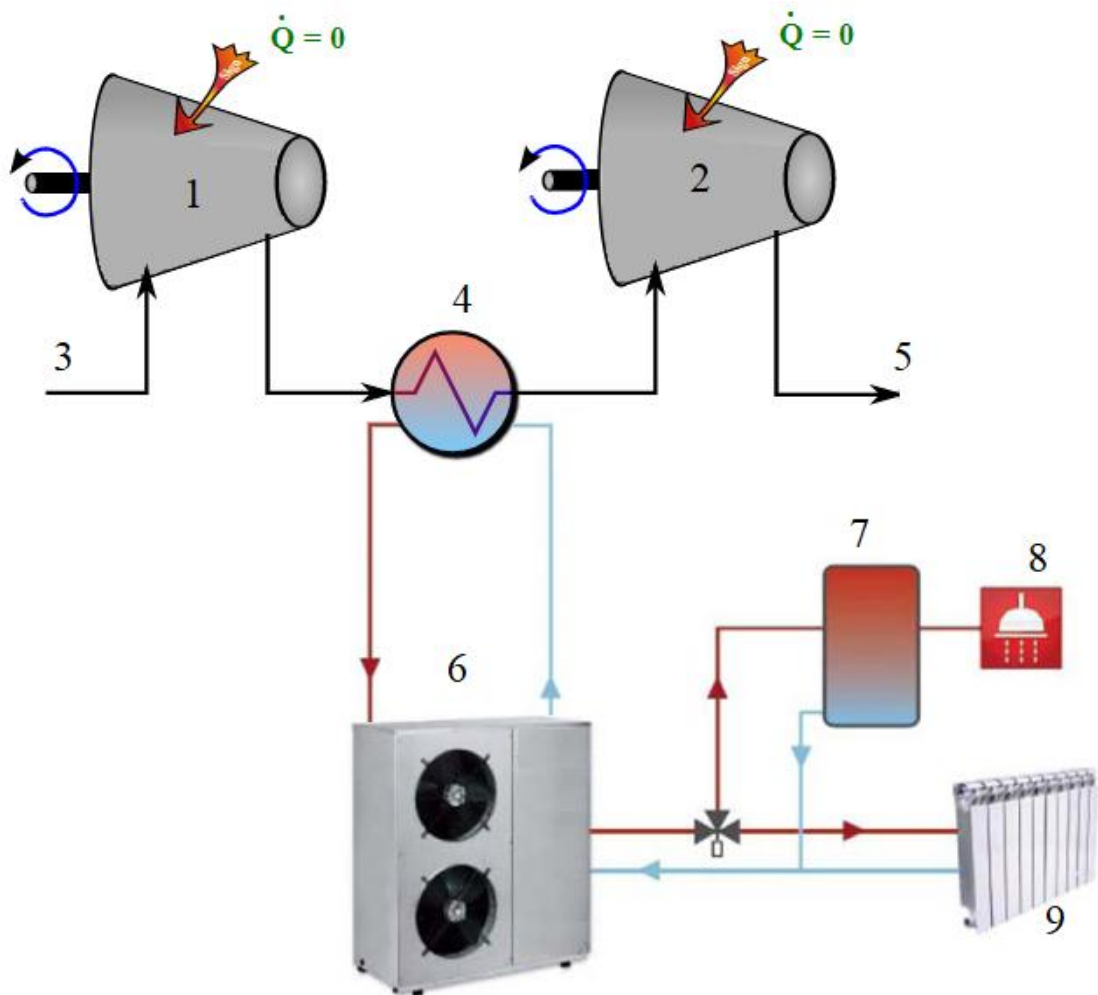


Рисунок 4.2 – Схема теплонасосної утилізації тепла турбокомпресорної установки: 1, 2 – ступені компресорної; 3 – вхідний повітряний потік, 4 – проміжний теплообмінник; 5 – вихідний повітряний потік; 6 – тепловий насос повітря - вода; 7 – бак-накопичувач; 8 – система гарячого водопостачання; 9 – система опалення

Іншим варіантом використання теплонасосного обладнання для утилізації тепла є охолодження відпрацьованого вентиляційного повітря. Таке повітря має порівняно невисокі температури 16-22°C, хоча на глибоких шахтах може досягати і 30°C, проте об'єми цього повітря становлять мільярди метрів кубічних на рік, що робить вентиляцію одним із потенційних джерел низькопотенційної енергії.

Схема теплонасосної установки для використання тепла шахтного повітря наведена на рис. 4.3 [134].

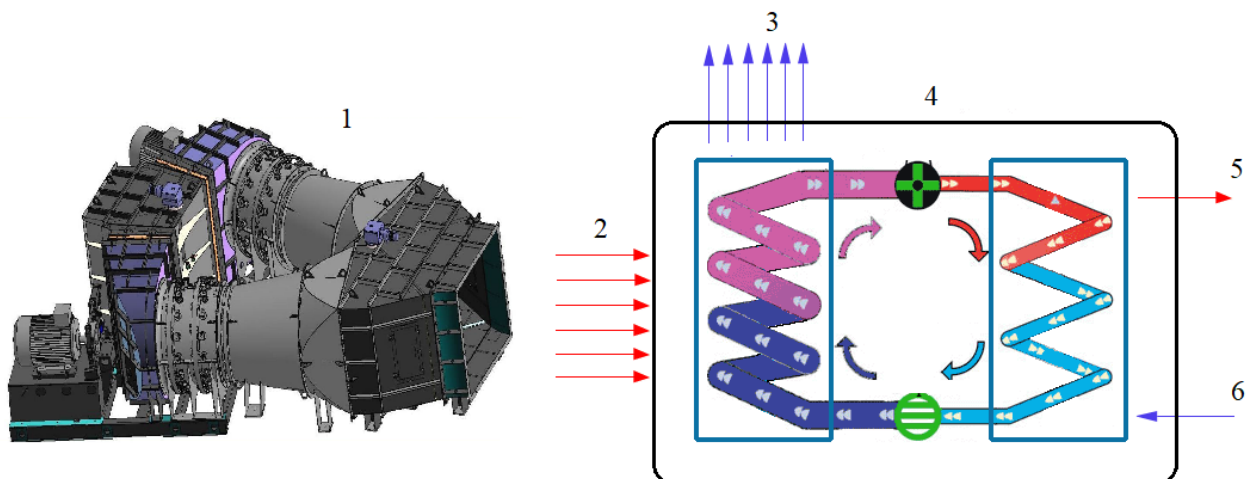


Рисунок 4.3 – Схема утилізації викидного тепла вихідного вентиляційного струменя шахтного повітря

На рисунку показано головну установку провітрювання шахти 1. Тепловий потік відпрацьованого повітря 2 проходить через випарник теплового насоса 4 та виводиться назовні охолодженням 3. У конденсаторі теплового насоса відбувається віддача теплової енергії до системи її розподілу 5 та використання. Відпрацьований теплоносій 6 повертається назад до теплового насоса. В якості системи використання теплової енергії може використовуватися повітряна система при повітряному опаленні або при підігріванні повітря для головної установки шахтного провітрювання у зимову пору року. Також в якості системи використання теплової енергії можуть використовуватися водяні системи опалення та гарячого водопостачання об'єктів поверхні шахти.

Ще однією проблемою, яка супроводжує процес видобування вугілля в Україні є відвали. Вони займають значні площі та містять у своєму складі горючі речовини, здатні вивільняти горючі леткі сполуки, що нерідко стають причиною пожеж та вибухів на териконах. Висока температура у товщах порід, складених у відвали пояснюється наявністю горючих органічних сполук у цих породах та доступом кисню. Для запобігання займань териконів їх намагаються ущільнювати, щоб зменшити доступ кисню, складати у певні геометричні форми, обмежувати за висотою. Проте ці заходи все одно не досить ефективні. Одним зі шляхів поводження з териконами є їх ефективне охолодження за допомогою теплонасосного обладнання, тобто використання шахтних відвалів

у якості геотермального джерела. Технологія використання теплових насосів з ґрунтовими горизонтальними та вертикальними теплообмінниками є досить поширеною у світі. Перевагою використання цієї технології для охолодження териконів є одночасне отримання енергії та вирішення проблеми самозаймань териконів за рахунок зниження температури вміщуючих порід. Принцип улаштування теплонасосної установки наведений на рис. 4.4 [134].

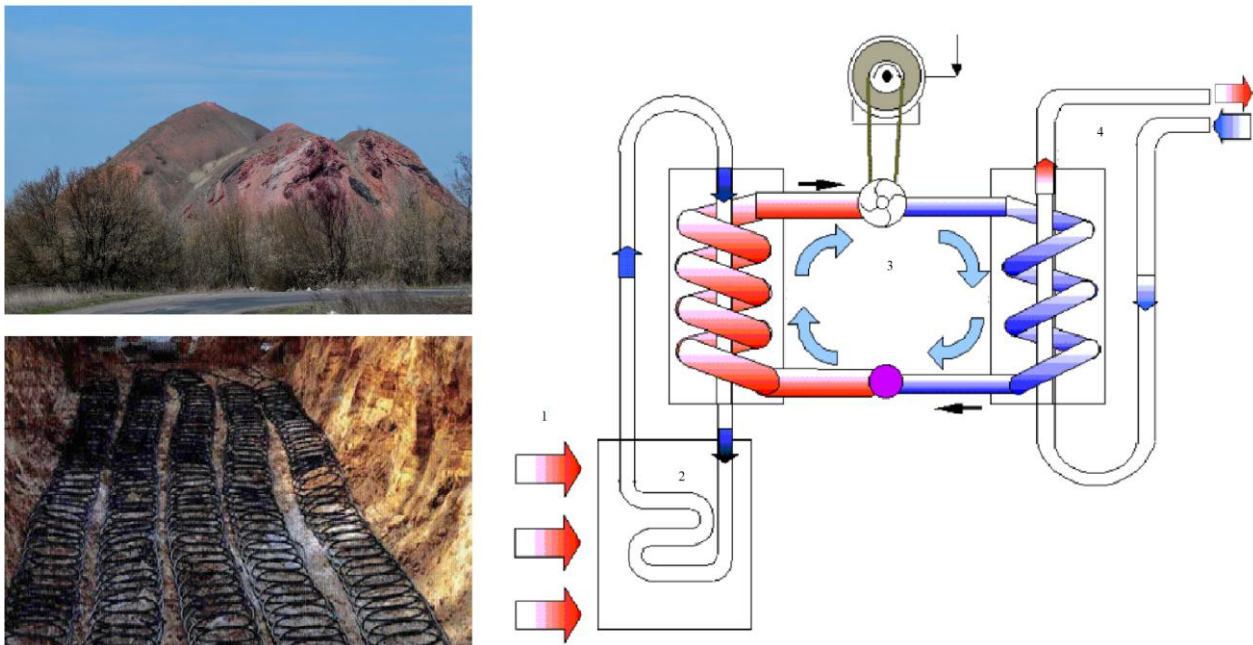


Рисунок 4.4 – Принцип улаштування теплонасосної установки для відбору енергії шахтних териконів: 1 – тепловий потік від ґрунтового теплообмінника в териконі; 2 – контур зовнішнього ґрунтового теплообмінника; 3 – тепловий насос ґрунт – вода; 4 – контур передачі теплової енергії в систему опалення та/або ГВП

Принцип дії такої установки базується на тому, що тепла вода зі свердловини 1 або виходу горизонтального колектора тепла подається на сепаратор 2, де частина води може бути використана безпосередньо або подаватися на тепловий насос 3. У контурі теплового насоса системи опалення можуть бути споживачі теплової енергії 4 або споживачі гарячої води – 6. Після охолодження термальної води за допомогою теплових насосів вона подається у нагнітальну свердловину 10 або на вхід горизонтального колектора.

Таким чином, основними напрямками застосування теплонасосних технологій у виробництві вугілля, які здатні забезпечити стабільне функціонування діючих шахт та сталий розвиток регіонів із закритими шахтами є відбір тепла шахтних вод, відбір тепла шахтного повітря, утилізація тепла компресорних установок та охолодження териконів. Варто зауважити, що усі перелічені заходи, як свідчить світовий досвід, є рентабельними з економічної точки зору, а також зменшують шкідливий вплив промисловості на порушені екосистеми.

Економічна доцільність впровадження подібних технологій істотно змінюється в залежності від державної політики формування цін на енергоносії, промислове обладнання, наявності власного енергетичного машинобудування, теплового потенціалу перерахованих джерел, а також базових тарифів на тепло та електричну енергію, отриманих від традиційних джерел.

#### **4.3. Визначення фактичного потенціалу невикористаної супутньої енергії**

В середньому для вугільних шахт характерною є величина водопритоку на рівні близько  $3 \text{ м}^3$  на тону піднятого вугілля. Середня температура води, яку піднімають на поверхню, становить близько  $15 \text{ }^\circ\text{C}$ . Розрахунок теплонасосної установки для утилізації низькопотенційного тепла будемо виконувати для шахти з умовною потужністю 1 млн.т вугілля на рік. Таким чином величина водопритоку, а відповідно і відкачування води упродовж року становитиме  $3 \text{ млн. м}^3$ .

Теплонасосна установка здатна охолоджувати воду практично до  $0^\circ\text{C}$ , проте в установках з водяними теплообмінниками в практиці застосовується охолодження до  $2\text{-}5 \text{ }^\circ\text{C}$ . Це пояснюється тим, що для ефективного теплообміну необхідна різниця температур між середовищем, з якого відбирається тепло, та середовищем, в яке віддається тепло, повинна становити хоча б  $5^\circ\text{C}$ . І чим більша ця різниця, тим інтенсивніше відбувається теплообмін.

При охолодженні води до  $5 \text{ }^\circ\text{C}$  середовище, яке відбирає тепло, в даному випадку холодоагент теплового насоса має температуру близько  $0 \text{ }^\circ\text{C}$ . Якщо його ще більше охолодити, то на теплообмінниках виникає ризик появи локальних замерзань води, що може спричинити руйнування теплообмінника і всієї установки.

Тому нижня температура води зумовлена питаннями надійності роботи установки. Таким чином, потенційно практично можна використовувати перепад температури води у  $10 \text{ }^\circ\text{C}$ . З урахуванням теплоємності води  $4190 \text{ Дж/кг}\cdot^\circ\text{C}$  або  $1 \text{ ккал/кг}\cdot^\circ\text{C}$ , маємо практично досягну величину відбору теплової енергії від шахтних вод на рівні  $125\,700 \text{ ГДж}$  ( $30\,000 \text{ Гкал}$ ) на рік або  $34\,917 \text{ тис. кВт}\cdot\text{год}$ .

Для того, щоб низькопотенційне тепло можна було використовувати в промислових масштабах, необхідно підняти температуру теплоносія до  $40\text{-}55^\circ\text{C}$ . В такому випадку можна використовувати цей теплоносій в системах гарячого водопостачання, а також в системах опалення типу «тепла підлога». Радіаторні системи опалення працюють за температурним графіком  $60/80 \text{ }^\circ\text{C}$  і вище. За таких умов кількість електричної енергії, що буде використовуватися теплонасосною установкою збільшується і утилізація низькопотенційного тепла стає не вигідною. За умов роботи теплонасосного обладнання при температурі у випарнику (відбір тепла)  $5 \text{ }^\circ\text{C}$  та температурі у конденсаторі  $55^\circ\text{C}$  маємо коефіцієнт перетворення теплоти на рівні  $\text{COP} = 3,5$ . Це означає, що на кону використану  $\text{кВт}\cdot\text{год}$  електроенергії ми отримуємо  $3,5 \text{ кВт}\cdot\text{год}$  теплової енергії на виході з теплового насоса. Решту, а саме  $2,5 \text{ кВт}\cdot\text{год}$  тепловий насос відбирає від низькопотенційних шахтних вод.

Враховуючи наведене вище співвідношення з'ясуємо основні показники енергоспоживання та енергопродуктивності теплонасосної установки з утилізації низькопотенційного тепла шахтних вод:

- кількість утилізованої теплової енергії – 34 917 тис. кВт·год/рік;
- кількість спожитої електричної енергії – 13 967 тис. кВт·год/рік;
- кількість отриманої теплової енергії – 48 883 тис. кВт·год/рік (42 000 Гкал).

Одним із регіонів, де можуть бути застосовані подібні установки, і де вже є одна діюча установка з утилізації низькопотенційної енергії шахтних вод, є м. Павлоград. Тариф на теплову енергію у 2020 році для населення та інших споживачів міста встановлений на рівні 2213,99 грн./Гкал. Таким чином, від реалізації тепла можна отримати валовий дохід

$$D = 42\,000 \cdot 2213,99 = 92\,987,58 \text{ тис. грн.}$$

Проте такий дохід може бути отриманий лише у разі реалізації тепла для потреб системи опалення. В даному випадку, оскільки мова йде про отримання теплоносія за температури 55 °С, то для традиційних радіаторних систем опалення даний теплоносій не може бути застосований, тому його можна використовувати в системах гарячого водопостачання. Теплова енергія у кількості 42 000 Гкал достатня для приготування 933 333 м<sup>3</sup> гарячої води (у розрахунку прийнято початкову температуру холодної води 10 °С). Тариф на гарячу воду за умов централізованої системи ГВП у м. Дніпро становить за даними відкритих джерел 53,58 грн./м<sup>3</sup>. Таким чином, валовий дохід від реалізації теплової енергії через систему гарячого водопостачання становитиме

$$D = 53,58 \cdot 933\,333 = 50\,008\,000 \text{ грн.}$$

Величина витрат на електричну енергію, пов'язана з роботою теплових насосів, за діючого тарифу на електричну енергію 1,68 грн/кВт·год становить

$$13\,967\,000 \cdot 1,68 = 23\,464 \text{ тис.грн.}$$

Таким чином, аналізуючи потенційні доходи від реалізації теплової енергії та необхідні витрати, пов'язані із додатковим споживанням електричної енергії теплонасосною установкою, бачимо, що навіть при роботі теплонасосної установки на систему гарячого водопостачання формується додатковий грошовий потік, який здатний окупити капітальні витрати на придбання теплонасосної установки та сформувавши упродовж терміну реалізації проекту додатковий прибуток.

Під час моделювання енергоспоживання підприємства, зокрема вугільної шахти, доцільно використовувати прості, наприклад, лінійні регресійні моделі. Для того, щоб оцінити достовірність результатів отриманих за допомогою такої моделі, можна виконати ретроспективний аналіз, тобто відкинути невелику частину відомих даних і спробувати спрогнозувати енергоспоживання для відкинутої частини за тими експериментальними даними, що залишилися в моделі. Після такої перевірки і досягнення задовільної точності прогнозів, що

може вважатися стадією калібрування моделі, можна переходити до безпосереднього прогнозування.

Метою прогнозування не обов'язково повинно бути дійсне передбачення енергоспоживання при якихось суттєвих змінах технологічного процесу або структури виробництва. Це може бути відслідковування поточної енергетичної ефективності процесів, вироблення операційної управлінської тактики, швидке реагування на випадки виходу обладнання з ладу або виходу в неоптимальні режими роботи.

Основні моделі енергоспоживання повинні охоплювати та базуватися на даних регулярних вимірювань центрів обліку енергії. У центрах обліку енергії повинна бути або автоматизована система відслідковування поточної енергоефективності, або призначена відповідальна особа з правом прийняття управлінських рішень, або безпосередньо бути підлеглою особі, що приймає управлінські рішення. Це забезпечує не тільки фіксацію поточної енергоефективності виробничих процесів, але й своєчасне реагування на вихід в неефективні режими роботи.

Окрім організаційних заходів операційного управління, що базуються на отриманих даних від системи відслідковування поточної енергоефективності, також необхідно приділяти увагу інженерно-технічним заходам в основних енергоємних процесах для забезпечення переходу на більш енергоефективний рівень. Цей перехід на графіках поточної енергоефективності позначиться зміщенням донизу всієї лінії регресії, а не тільки окремих точок. Одним із таких заходів є утилізація низькопотенційної енергії відкачуваних шахтних вод.

Вугільні шахти окрім безпосередньо видобування вугілля та супутніх вміщуючих порід також підіймають на поверхню значну кількість шахтних вод та теплого повітря. Утилізація низькопотенційної енергії, що виноситься разом з водами та вентиляційним повітрям є однією з актуальних задач, оскільки зараз більшість шахт має достатньо розгалужені виробки, що характеризуються значним водопритокком. А у глибоких шахтах, де відбувається видобуток антрацитних груп вугілля температура повітря може подекуди сягати навіть 40-50°. Головною особливістю видобування саме низькопотенційної енергії є те, що цей він відбувається незалежно від видобування основних корисних копалин передусім для забезпечення можливості життєдіяльності людини в умовах шахти. Більше того, навіть після припинення основного видобування продовжується відкачування шахтних вод на шахтах, де застосовуються методи сухої консервації, де затоплення може призвести до обвалів, особливо в місцевостях, де над шахтними полями розташовано людські поселення або шахтарські міста. Тому господарське використання низькопотенційної енергії для таких шахт є можливістю повернути частину або навіть усі кошти, що витрачаються на підтримання стабільної ситуації у регіонах із законсервованими шахтами та підвищити ефективність шахт, що продовжують видобуток вугілля.

За розрахунковими даними основної частини показники енергоспоживання та енергопродуктивності теплонасосної установки з утилізацією низькопотенційного тепла шахтних вод наступні:



- кількість утилізованої теплової енергії – 34 917 тис. кВт·год/рік;
- кількість спожитої електричної енергії – 13 967 тис. кВт·год/рік;
- кількість отриманої теплової енергії – 48 883 тис. кВт·год/рік (42 000 Гкал);
- валовий дохід від реалізації теплової енергії через систему гарячого водопостачання – 50 008 000,00 грн/рік;
- витрати на електричну енергію, пов'язані з роботою теплових насосів, за діючого тарифу на електричну енергію (1,68 грн/кВт·год) – 23 464 560 грн/рік.

Виконаємо розрахунок капітальних та експлуатаційних витрат, пов'язаних з реалізацією проекту утилізації тепла шахтних вод.

Розрахунок капітальних витрат на придбання та встановлення теплонасосного обладнання для утилізації низькопотенційного тепла шахтних вод виконуємо за показниками середньої вартості 1 кВт встановленої теплової потужності теплових насосів, що виробляються у промисловості. За відкритими даними вартість 1 кВт встановленої теплової потужності теплового насоса вода-вода можна вважати рівною 7300 грн. Річна кількість утилізованої теплової енергії становить 48 883 тис. кВт·год, або за умови рівномірної утилізації 5 580 кВт·год щогодини упродовж року. Тобто при рівномірному графіку роботи достатньо було б встановити тепловий насос потужністю 5,6 МВт, проте з урахуванням того, що водоприплив упродовж року є нерівномірним, приймаємо коефіцієнт запасу на рівні  $K_3 = 1,1$  і потужність теплового насосу на рівні 6,15 МВт.

При визначенні величини проектних капіталовкладень ( $K_{np}$ ) скористаємося формулою:

$$K_{np} = K_{об} + Z_{мзс} + Z_m + Z_n + Z_{np} - Z_l, \quad (4.1)$$

де  $K_{об}$  – вартість придбання електрообладнання за проектом;

$Z_{мзс}$  – транспортно-заготівельні і складські витрати;

$Z_m$  – витрати на монтажні роботи;

$Z_n$  – витрати на налагоджувальні роботи;

$Z_{np}$  – інші одноразові вкладення грошових коштів, в даному випадку під іншими витратами розуміємо витрати на підготовку проектно-конструкторської документації щодо реалізації проекту модернізації;

$Z_l$  – ліквідаційна вартість обладнання, заміненого у ході модернізації.

Витрати на придбання обладнання за цінами, актуальними на грудень 2020 року очікуються на рівні

$$K_{об} = 6150 \text{ кВт} \cdot 7300 \text{ грн./кВт} \cdot 10^{-3} = 44\,895 \text{ тис. грн.}$$

Витрати на монтажні ( $Z_m$ ) і на налагоджувальні роботи ( $Z_n$ ) визначаємо наступним чином:

$$Z_{м(н)} = \sum (C_i \cdot a_i \cdot t_i) \cdot K_d \cdot K_{см} \cdot K_{np}, \quad (4.2)$$

де  $C_i$  – чисельність працівників і-го розряду, необхідних для виконання певного обсягу монтажних (налагоджувальних робіт), осіб.;

$a_i$  – годинна тарифна ставка працівника і-го розряду, грн.;

$t_i$  – час, необхідний для виконання певного обсягу монтажних (налагоджувальних робіт), год.;

$K_d$  – коефіцієнт, що враховує розмір доплат;

$K_{см}$  – коефіцієнт, що враховує єдиний соціальний внесок;

$K_{np}$  – коефіцієнт, що враховує інші витрати на здійснення монтажних (налагоджувальних) робіт.

При виконанні розрахунку витрат на монтажні та налагоджувальні роботи приймаємо, що годинна ставка монтажника та налагоджувальника належної кваліфікації становить 125 грн./год. Для монтажу теплонасосної установки потрібно 10 монтажників упродовж 3 місяців (66 робочих днів по 8 годин) та для налагоджування – 5 налагоджувальників упродовж 1 місяця (22 робочих дні по 8 годин). Розмір доплат за складність роботи приймаємо рівним 15%, отже  $K_d = 1,15$ . Коефіцієнт, що враховує єдиний соціальний внесок  $K_{см} = 1,22$ . Коефіцієнт, що враховує інші витрати на здійснення монтажних, налагоджувальних робіт приймаємо рівними 1,05.

Тоді вартість монтажних робіт становитиме:

$$Z_m = (10 \cdot 125,00 \cdot 8 \cdot 66) \cdot 1,15 \cdot 1,22 \cdot 1,05 = 972279,00 \text{ грн.} = 972,28 \text{ тис. грн.}$$

Відповідно і вартість налагоджувальних робіт становитиме:

$$Z_n = (5 \cdot 125,00 \cdot 8 \cdot 22) \cdot 1,15 \cdot 1,22 \cdot 1,05 = 162046,50 \text{ грн.} = 162,05 \text{ тис. грн.}$$

Транспортно-заготівельні та складські витрати визначаються виходячи з відстані доставки обладнання від місця придбання до місця експлуатації; кількості, маси і габаритів устаткування; виду транспортних засобів; транспортних тарифів; розцінок на вантажно-розвантажувальні роботи; витрат на складську обробку.

Вартість транспортно-заготівельних витрат приймаємо на рівні 10% від вартості обладнання.

$$Z_{mzc} = 0,10 \cdot K_{об}. \quad (4.3)$$

Таким чином, транспортно-заготівельні витрати становитимуть

$$Z_{mzc} = 0,10 \cdot 44\,895,0 = 4\,489,50 \text{ тис. грн.}$$

Інші одноразові вкладення грошових коштів, а саме витрати на підготовку проектно-конструкторської документації щодо реалізації проекту  $Z_{np}$  приймаємо рівними 15% від вартості обладнання.

$$Z_{np} = 0,15 \cdot K_{об} = 0,15 \cdot 44\,895,0 = 6\,734,25 \text{ тис. грн.}$$

Ліквідаційну вартість основного обладнання після відпрацювання ним свого ресурсу приймаємо рівною 5% від вартості нового обладнання.

$$Z_{л} = 0,05 \cdot K_{об} = 0,05 \cdot 44\,895,0 = 2\,244,75 \text{ тис. грн.}$$

Тоді капітальні витрати за проектом створення теплонасосної установки для утилізації низькопотенційного тепла шахтних вод становитимуть

$$K_{np} = 44\,895,0 + 972,28 + 162,05 + 4\,489,5 + 6\,734,25 - 2\,244,75 = 55\,008,33 \text{ тис. грн.}$$

Експлуатаційні витрати - це поточні витрати на експлуатацію та обслуговування об'єкта проектування за певний період (рік), виражені в грошовій формі. До основних статей експлуатаційних витрат електротехнічного устаткування відносяться:

- амортизаційні відрахування ( $C_a$ );

- заробітна плата обслуговуючого персоналу ( $C_3$ );
- єдиний соціальний внесок ( $C_c$ );
- витрати на технічне обслуговування й поточний ремонт устаткування та мереж ( $C_T$ );
- вартість електроенергії, що буде споживана об'єктом проектування або втрат електроенергії ( $C_e$ );
- інші експлуатаційні витрати ( $C_{np}$ ).

Таким чином, річні експлуатаційні витрати складуть:

$$C = C_a + C_3 + C_c + C_m + C_e + C_{np}, \text{ грн.} \quad (4.4)$$

#### *Розрахунок амортизаційних відрахувань*

Амортизація об'єкта основних засобів нараховується виходячи з терміну його корисного використання. Строк корисного використання об'єктів основних засобів і нематеріальних активів визначається підприємством самостійно, виходячи з очікуваних економічних вигод, технічних і якісних характеристик основного засобу, морального і фізичного зносу, а також інших факторів, які можуть вплинути на можливість використання. Термін корисного використання об'єктів основних засобів для нарахування амортизації, який приймається у даній роботі, відповідає мінімально допустимому терміну корисного використання для машин і обладнання (четверта група основних засобів) становить 5 років.

Норма амортизації при прямолінійному методі постійна протягом усього амортизаційного періоду і дорівнює:

$$H_a = (\Phi_n - L) \cdot 100\% / (\Phi_n \times T_n), \quad (4.5)$$

де  $\Phi_n$  – первісна (або переоцінена) вартість об'єкта основних засобів;

$L$  – розрахункова ліквідаційна вартість основних засобів;

$T_n$  – термін корисного використання (амортизаційний період).

У розрахунку приймаємо первісну вартість об'єктів основних засобів рівною витратам на придбання основних засобів. Ліквідаційну вартість приймаємо рівною 5% від початкової вартості основних засобів, що підлягають амортизації. Тоді норма амортизації становитиме:

$$H_a = (44\,895,00 - 0,05 \cdot 44\,895,00) \cdot 100\% / (44\,895,00 \cdot 5) = 19,0\%$$

Річні амортизаційні відрахування:

$$C_a = \Phi_n \cdot H_a / 100; \quad (4.6)$$

$$C_a = 44\,895,00 \cdot 19,0\% / 100\% = 8\,530,05 \text{ тис.грн.}$$

#### *Розрахунок річного фонду заробітної плати*

Розрахунок річного фонду заробітної плати здійснюємо за категоріями персоналу (робітники, КСС), що обслуговує об'єкт проектування, відповідно до їхньої чисельності, режиму роботи, за погодинними тарифними ставками, посадовими окладами, формами і системами оплати праці і преміювання, що застосовують на підприємстві. Основна заробітна плата працівників – це винагорода за виконану роботу відповідно до встановлених норм праці (норми часу, виробітку, обслуговування, посадові обов'язки). Вона визначається тарифними ставками і відрядними розцінками, посадовими окладами для

спеціалістів, службовців і керівників. При визначенні основної заробітної плати робітників (за відрядною або погодинною формами оплати) враховуємо погодинну тарифну ставку робітника відповідного розряду та розраховуємо номінальний річний фонд робочого часу робітника. Номінальний річний фонд робочого часу одного робітника  $F_H$  визначається відповідно до режиму його роботи (кількістю робочих днів і тривалістю зміни):

$$F_H = (D_K - D_{св} - D_{вих}) \cdot T_{зм}, \text{ годин,} \quad (4.7)$$

де,  $D_K$ ,  $D_{св}$ ,  $D_{вих}$  – кількість календарних, святкових і вихідних днів у році відповідно;  $T_{зм}$  – тривалість зміни, годин.

Пряма заробітна плата розраховується за тарифом:

$$Z_n = K_{тар} \cdot \tau_{час} \cdot ФРЧ \cdot N_p$$

де  $K_{тар}$  – тарифний коефіцієнт, який враховує розряд робітника;

$\tau_{час}$  – годинна тарифна ставка робітника, грн/год. Для розрахунків у кваліфікаційній роботі використовуємо середньогодинну тарифну ставку для електромонтера 4-го розряду, яка, згідно колективного договору підприємства, становить 85 грн/год та середньогодинну тарифну ставку для інженера-електрика - 95 грн/год;

ФРЧ – фонд робочого часу робітника за рік, ч;

$N_p$  – кількість робітників, що зайняті обслуговуванням, осіб.

При розрахунку заробітної плати інженерно-технічного персоналу враховуємо, що вона визначається, виходячи з місячного посадового окладу. Результати розрахунку основної заробітної плати обслуговуючого персоналу представлені у табл. 4.1.

Додаткова заробітна плата – це винагорода за працю понад встановлених норм, за особливі умови праці. До додаткової заробітної плати належать премії, пов'язані з виконанням виробничих завдань і функцій за діючими на підприємстві преміальними системами, доплати і надбавки, гарантійні та компенсаційні виплати, передбачені чинним законодавством (за роботу в нічний і вечірній час, у важких і шкідливих умовах, за багатозмінний режим роботи, за керівництво бригадою незвільненим бригадирам, за навчання учнів тощо). Додаткова заробітна плата обслуговуючого персоналу визначається в розмірі 8-10% від основної заробітної плати. Таким чином, загальна величина річного фонду заробітної плати складає:

$$C_3 = Z_{осн} + Z_{дод}, \text{ грн.,} \quad (4.8)$$

де,  $Z_{осн}$ ,  $Z_{дод}$  – основна і додаткова заробітна плата відповідно.

Таблиця 4.1 – Розрахунок річного фонду заробітної платні обслуговуючого персоналу теплонасосної установки

№ п.п	Найменування професій робітників	Явочний штат на добу, осіб	Обліковий склад, осіб	Годинна тарифна ставка, грн	Номінальний річний фонд робочого часу	Всього, пряма заробітна плата за тарифом, грн	Додаткова заробітна плата, грн	Всього, основна зарплата, грн
1	Електромонтер 4-го розряду	2	4	85	1728	587520	58752	646272
2	Інженер-електрик	2	2	95	1728	328320	32832	361152
	Усього					915840	91584	1007424

Загальна величина річного фонду заробітної платні ФЗП становить 1007,42 тис. грн.

Відрахування на єдиний соціальний внесок визначаємо за ставкою 22 % від суми усіх виплат (основних та додаткових)

$$C_c = 0,22 \cdot C_z = 0,22 \cdot 1\,007\,424,0 = 221\,632,4 \text{ грн.}$$

Річні витрати на технічне обслуговування та поточний ремонт обладнання включають витрати на матеріали, запасні блоки, визначені у відсотках від капітальних витрат (у даному випадку основних фондів):

- для теплонасосного обладнання приймаємо на рівні 1%.

Витрати на технічне обслуговування та поточний ремонт:

$$C_m = 0,01 \cdot K = 0,01 \cdot 44\,895\,000 = 448\,950 \text{ грн.}$$

Визначення інших витрат. Інші витрати з експлуатації об'єкта включають витрати на охорону праці, на спецодяг та інші. Згідно практичного досвіду, ці витрати визначаються у розмірі 4% від річного фонду заробітної плати обслуговуючого персоналу.

$$C_{np} = 0,04 \cdot C_z = 0,04 \cdot 1\,007\,424,0 = 40\,297,0 \text{ грн.}$$

Визначення вартості спожитої електричної енергії проводимо за діючим тарифом на електричну енергію 1,68 грн/кВт·год.

Величина енергоспоживання електричної енергії становить згідно розрахунку 13967 тис. кВт·год, тоді

$$C_e = 1,68 \cdot 13\,967\,000 = 23\,464\,560,0 \text{ грн.}$$

Таким чином, експлуатаційні витрати складуть:

$$C = C_a + C_z + C_c + C_m + C_{np}, \quad (4.9)$$

$$\begin{aligned} C &= 8\,530,05 + 1\,007,42 + 221,63 + 448,95 + 40,30 + 23\,464,56 = \\ &= 33\,712,91 \text{ тис. грн.} \end{aligned}$$

У таблицю 4.2 зведено результати визначення капітальних та експлуатаційних витрат.

Величину щорічного прибутку від реалізації проєкту знаходимо як різницю між валовим доходом та величиною експлуатаційних витрат

$$\Pi = Д - С = 50\,008,00 - 33\,712,91 = 16\,295,09 \text{ тис.грн.}$$

Таблиця 4.2 – Зведені капітальні та експлуатаційні витрати за проєктом створення теплонасосної установки для утилізації тепла шахтних вод

Найменування показника	Од. вим.	Значення
Капітальні витрати	тис.грн.	55 008,33
Експлуатаційні витрати, усього	тис.грн.	33 712,91
у т.ч. амортизаційні відрахування	тис.грн.	8 530,05
заробітна плата персоналу	тис.грн.	1 007,42
відрахування на ЄСВ	тис.грн.	221,63
технічне обслуговування та ремонт	тис.грн.	448,95
вартість спожитої електроенергії	тис.грн.	23 464,56
інші витрати	тис.грн.	40,3
Валовий дохід за проєктом	тис.грн.	50 008,00
Очікуваний прибуток за проєктом	тис.грн.	16295,09

Період окупності є кількістю років, за які повертаються інвестовані у реалізацію проєкту кошти.

Для досліджуваного проєкту утилізації низькопотенційної енергії шахтних вод простий (не дисконтований) період повернення інвестицій

$$T = K / \Pi = 55\,008,33 / 16\,295,09 = 3,37 \approx 4 \text{ роки.}$$

Простий термін окупності показує, що менше, ніж за чотири роки ми номінально зможемо повернути вкладені кошти без урахування зміни вартості грошей у часі.

Дослідження динамічних економічних показників дають змогу оцінити надійність капіталовкладень, оцінити ринкові умови, за яких дані проєкти

будуть рентабельними. Тому перш ніж рекомендувати до впровадження якийсь проєкт варто спочатку оцінити потенційний прибуток та ризики, пов'язані з його отриманням від інвестування в проєкт.

Дисконтуванням витрат (доходів) називається приведення різночасних витрат (доходів) до порівнянного виду, тобто вираження їх через вартість на однаковий момент часу (частіше на початковий момент здійснення інвестиційного проєкту).

Дисконтування здійснюється шляхом множення витрат (доходів) кожного року реалізації проєкту на відповідний коефіцієнт дисконтування  $K_t$ :

$$K_t = \frac{1}{(1 + \alpha)^t} \quad (4.10)$$

де,  $t$  - номер року розрахункового періоду ( $t = 0, 1, 2, \dots, T$ );

$T = 10$  – термін реалізації проєкту, роки;

$\alpha$  – дисконтна ставка (норма дисконту):

$$\alpha = \alpha_p + \alpha_i,$$

$\alpha_p$  – реальна відсоткова ставка (ставка дисконту),  $\alpha_p = 8\%$ ;

$\alpha_i$  – річний рівень інфляції,  $\alpha_i = 7\%$ ;

$$\alpha = 8 + 7 = 15\%.$$

Річні надходження за проєктом становлять 16 295,09 тис. грн.

Результати розрахунку дисконтованої вартості вхідного грошового потоку від реалізації проєкту наведено у табл. 4.3.

Показник ЧПВ враховує змінення вартості грошей в часі, а також вигоди від проєкту на всьому періоді його існування.

Чиста поточна вартість (ЧПВ) представляє собою абсолютну величину ефекту від реалізації проєкту за весь розрахунковий період:

$$ЧПВ = ДВ - K, \text{ грн}, \quad (4.11)$$

де  $ДВ$  – дисконтований грошовий потік за весь розрахунковий період, який з'являється завдяки реалізації проєкту, грн.;

$K$  – капітальні інвестиції за той самий період, грн.

Для досліджуваного проєкту:

$$ЧПВ = 81\,781,79 - 55\,008,33 = 26\,773,46 \text{ тис. грн.} > 0,$$

оскільки чиста поточна вартість проєкту є додатною, то це свідчить про те, що реальна вартість надходжень за проєктом при збереженні стійких економічних умов буде більшою за вартість капіталовкладень, тобто проєкт буде прибутковим.

Таблиця 4.3 – Дисконтована вартість грошових потоків для досліджуваного проєкту

Рік	Грошовий потік, тис. грн.	$K_t$ , коеф. дисконтування $\alpha=0,15$	ДВ – дисконтована вартість вхідного грошового потоку
0	0	1,0000	0
1	16 295,09	0,8696	14 170,21
2	16 295,09	0,7561	12 320,72
3	16 295,09	0,6575	10 714,02
4	16 295,09	0,5718	9 317,53
5	16 295,09	0,4972	8 101,92
6	16 295,09	0,4323	7 044,37
7	16 295,09	0,3759	6 125,32
8	16 295,09	0,3269	5 326,86
9	16 295,09	0,2843	4 632,69
10	16 295,09	0,2472	4 028,15
Всього			81 781,79

Внутрішня норма прибутковості (дохідності) – це ставка дисконту, за якої дисконтована вартість грошового потоку від реалізації проєкту дорівнює початковим інвестиціям у проєкт.

Знайти ВНД можна використовуючи таблицю поточної вартості аннуїтета. Для цього потрібно:

- 1) Розділити початкові інвестиції на річний грошовий потік.
- 2) За таблицею поточної вартості аннуїтету знайти за отриманим значенням і числом років реалізації проєкту відповідне значення дисконтної ставки:

$$1) 55\,008,33 / 16\,295,09 = 3,376.$$

- 2) За таблицею аннуїтету цьому значенню і періоду  $T = 10$  років відповідає значення  $\alpha \approx 26,88\%$ . Тобто ВНД = 26,88%.

Оскільки норма дисконту для досліджуваного проєкту становить  $\alpha = 15\%$ , а ВНД = 26,88%, то можна зробити висновок, що проєкт є достатньо надійним, оскільки підвищення реальної банківської ставки та/або рівня інфляції сумарно навіть до 26% не призведе до збитковості проєкту.

Рентабельність інвестицій (індекс рентабельності) є відношенням дисконтованої вартості грошового потоку до суми інвестованих коштів за проєктом.

$$IP = ДВ / K, \quad (4.12)$$

$$IP = 81\,781,79 / 50\,008,33 = 1,63.$$



Індекс рентабельності більший за одиницю свідчить про прибутковість проєкту. Значення індексу вказує на те, що на кожную інвестовану гривню протягом терміну реалізації буде отримано додатково 63 коп. прибутку (без урахування зростання тарифів та цін на енергоносії).

У ході аналізу економічних показників проєкту спорудження теплонасосної установки для утилізації низькопотенційного тепла шахтних вод були визначені капітальні витрати на придбання обладнання, експлуатаційні витрати, а також показники економічної ефективності інвестиційного проєкту.

Аналіз отриманих показників економічної ефективності свідчить про те, що даний проєкт є прибутковим і залишається прибутковим навіть в умовах зміни рівня інфляції та реальної банківської ставки.

#### 4.4. Способи використання енергії, отриманої від утилізації супутнього тепла при видобуванні вугілля

Видобуток вугілля неминує супроводжується роботою потужних шахтних стаціонарних установок: вентиляторів головного провітрювання та насосів водовідливу. Доля енергоспоживання цих установок у загальному енергобалансі шахт становить близько до 40-45%. Типовий енергетичний баланс шахти наведено на рис. 4.5 [135].

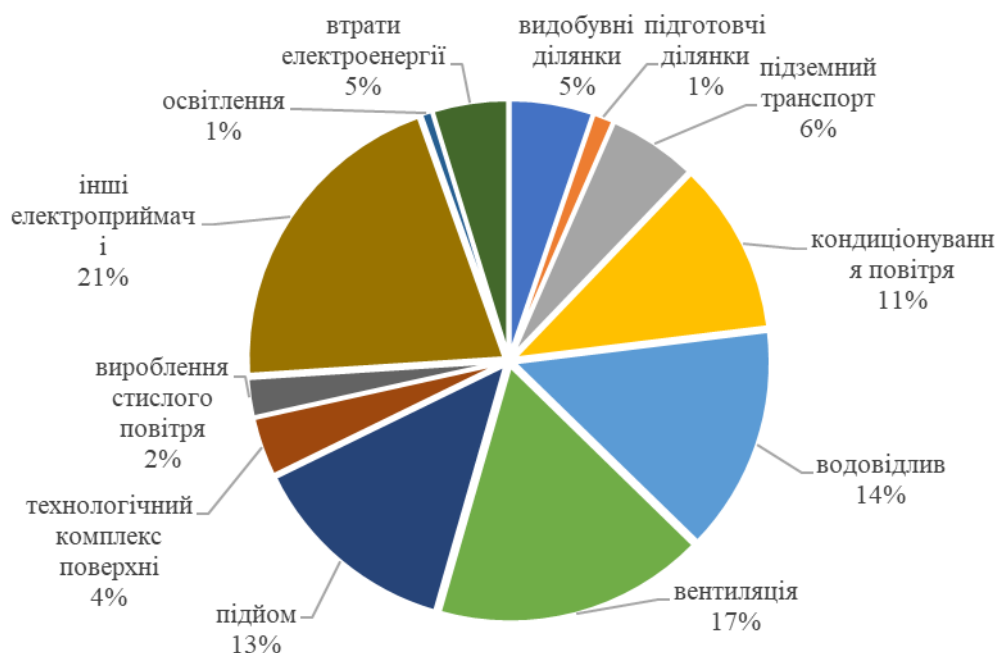


Рисунок 4.5 - Типовий енергетичний баланс шахти

Способи використання теплової енергії, отриманої від утилізації супутнього тепла при видобування вугілля можна умовно розподілити на дві групи: використання для задоволення промислових потреб та для задоволення комунально-побутових потреб.

На задоволення промислових потреб теплова енергія може використовуватися для підігрівання повітря, що подається в шахту, з метою попередження обмерзання вентилятора головного провітрювання та інших

допоміжних механізмів. У свою чергу непрогріте повітря здатне призвести до зупинки вентиляційної установки та до припинення роботи шахти в цілому. Тому своєчасна підготовка повітря, що подається на вентиляторну установку є першочерговою задачею життєзабезпечення шахти.

На задоволення господарчих потреб шахти тепло витрачається на приготування гарячої води для душових кімнат, а також для опалення адміністративно-побутових корпусів та інших будівель поверхні, в яких упродовж тривалого часу знаходяться працівники і які вимагають опалення.

У тому разі, якщо шахта має значний водопріплив, розгалужену систему повітроводів, значну глибину залягання пластів, то кількість теплової енергії, що виноситься на поверхню з шахтними водами та вентиляційним повітрям, збільшується і відповідно вона може бути використана на задоволення комунальних потреб населення поселень-сателітів. Такий підхід дозволяє використовувати теплову енергію навіть з тих шахт, які вже законсервовані, проте з яких продовжують відкачувати воду для попередження їх затоплення та руйнування об'єктів поверхні.

#### 4.5. Оцінка енергетичного та екологічного ефекту від впровадження технологій утилізації вторинної енергії

Оцінка технічно досяжного потенціалу використання теплової енергії на шахтах Західного Донбасу наведена у таблиці 4.4.

Співвідношення між рівнями споживання електричної енергії шахтами Західного Донбасу та технічно досяжним потенціалом використання низькопотенційної енергії шахтних вод подано в таблиці 4.5 та на діаграмі (рис. 4.6).

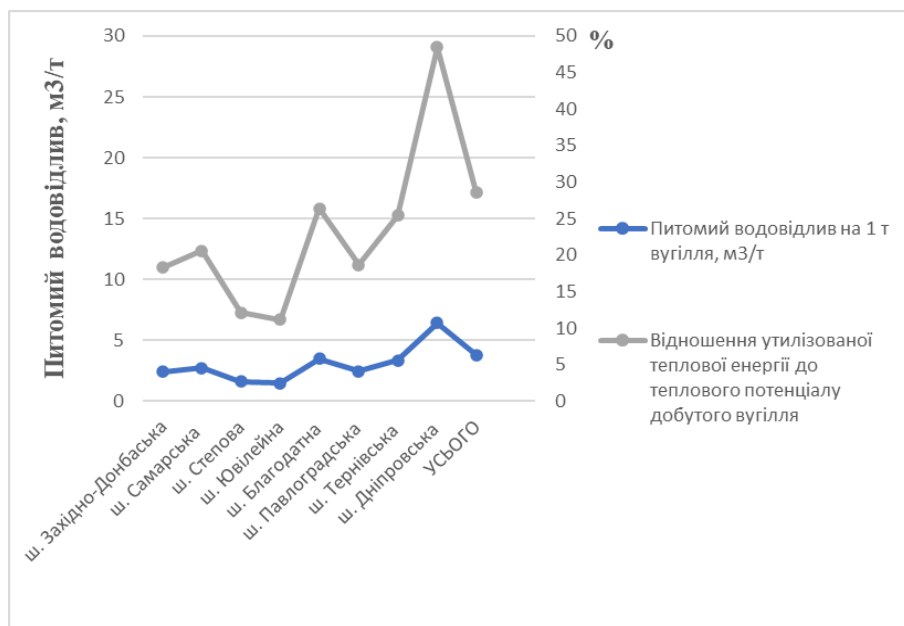


Рисунок 4.6 – Діаграма показників питомого відкачування води на тону вугілля та технічно досяжного потенціалу утилізації теплової енергії відносно теплотворної здатності піднятого вугілля

Таблиця 4.4 – Оцінка технічно досяжного енергетичного ефекту від впровадження теплонасосних технологій утилізації тепла шахтних вод

Шахта	Обсяг виробництва, 2019 р.	Обсяг водовідливу, 2019 р.	Обсяг утилізованої теплової енергії	Обсяг додатково використаної електричної енергії	Обсяг генерації теплової енергії ТНУ
	млн.т/рік	тис. м <sup>3</sup> /рік	Гкал/рік	МВт*год/рік	Гкал/рік
ш. Західно-Донбаська	2,32	5621	101178	58880	151767
ш. Самарська	1,72	4708,5	84753	49322	127130
ш. Степова	1,78	2847	51246	29823	76870
ш. Ювілейна	2,02	2993	53874	31352	80811
ш. Героїв космосу	0,48	5402	97236	56586	145854
ш. Благодатна	0,95	3321,5	59787	34793	89681
ш. Павлоградська	1,19	2956,5	53217	30970	79826
ш. Тернівська	1,03	3467,5	62415	36322	93622
ш. Дніпровська	0,76	4891	88038	51233	132056
ш. М.І. Сташкова	0,41	11716,5	210897	122731	316346
<b>УСЬОГО</b>	<b>12,66</b>	<b>47924,5</b>	<b>862641</b>	<b>502012</b>	<b>1293963</b>

Таблиця 4.5 – Співвідношення між рівнями спожитої електричної енергії та технічно досяжним потенціалом утилізації теплової енергії

Шахта	Обсяг виробництва, 2019 р.	Річний обсяг водовідливу	Обсяг споживання електричної енергії	Обсяг утилізованої теплової енергії		Частка утилізованої теплової енергії відносно електроспоживання
				Гкал/рік	МВт*год/рік	
ш. Західно-Донбаська	2,32	5621	112785	101178	117760	151767
ш. Самарська	1,72	4708,5	83585	84753	98643	127130
ш. Степова	1,78	2847	86505	51246	59645	76870
ш. Ювілейна	2,02	2993	98185	53874	62703	80811
ш. Героїв космосу	0,48	5402	233600	97236	113172	145854
ш. Благодатна	0,95	3321,5	46355	59787	69586	89681
ш. Павлоградська	1,19	2956,5	58035	53217	61939	79826
ш. Тернівська	1,03	3467,5	50005	62415	72644	93622
ш. Дніпровська	0,76	4891	36865	88038	102466	132056
ш. М.І. Сташкова	0,41	11716,5	199655	210897	245461	316346
<b>УСЬОГО</b>	<b>12,66</b>	<b>47924,5</b>	<b>1005575</b>	<b>862641</b>	<b>1004019</b>	<b>1293963</b>

Аналіз показників потенціальної економії енергії за рахунок утилізації теплової енергії шахтних вод свідчить про те, що завдяки утилізації енергії шахтних вод можна додатково отримувати в середньому до 25-28% енергії порівняно з енергетичним потенціалом вугілля, що видобувається з шахти.

Екологічний ефект від впровадження технології утилізації шахтних вод полягає у виробництві теплової енергії з застосуванням теплонасосних технологій. При цьому значно зменшується кількість викидів парникових газів. Так, згідно Методики визначення енергетичної ефективності будівель [136], коефіцієнти емісії діоксиду вуглецю при виробництві теплової енергії з твердих горючих корисних копалин, зокрема вугілля, становить 360 г/кВт\*год. При виробництві теплової енергії з використанням електричної енергії показник емісії діоксиду вуглецю становить 420 г/кВт\*год. Скорочення обсягу викидів вуглекислого газу досягається за рахунок того, що теплонасосні технології потребують менше електричної енергії для виробництва теплової енергії. Коефіцієнт перетворення енергії (COP) показує відношення отриманої теплової енергії до витраченої електричної. Таким чином, якщо середній коефіцієнт перетворення енергії для теплових насосів, що працюють на утилізацію тепла шахтних вод становить 3,5, то відповідно на кожну 1 кВт\*год згенерованого тепла витрачається 0,256 кВт\*год електричної енергії.

Виконаємо розрахунок емісії вуглекислого газу при генерації теплової енергії в об'ємі, який відповідає потенціальному об'єму придатної до утилізації теплової енергії для кожної з розглянутих шахт. Результати розрахунку наведені в табл. 4.6. При розрахунку вважаємо, що уся отримана енергія буде корисно використана і в разі відсутності теплонасосних утилізаційних установок відповідна кількість енергії виробляється на твердопаливних котельнях.

Отримані показники емісії вуглекислого газу вказують на те, що з точки зору впливу на оточуюче середовище застосування теплонасосних технологій утилізації теплової енергії шахтних вод, дозволяє більше, ніж у два рази скоротити викиди при генерації теплової енергії.

Таблиця 4.6 – Скорочення викидів вуглекислого газу завдяки переходу на теплонасосні технології утилізації тепла шахтних вод

Шахта	Обсяг виробництва теплової енергії утилізаційними установками МВт*год/рік	Обсяг споживання електричної енергії утилізаційними установками МВт*год/рік	Емісія вугле-кислого газу утилізаційними установками т/рік	Емісія вугле-кислого газу твердопаливними котельними т/рік	Скорочення викидів вуглекислого газу т/рік
ш. Західно-Донбаська	176640	58880	24729,6	63590,4	38860,8
ш. Самарська	147965	49322	20715,2	53267,4	32552,2
ш. Стелова	89468	29823	12525,7	32208,5	19682,8
ш. Ювілейна	94055	31352	13167,8	33859,8	20692
ш. Героїв космосу	169758	56586	23766,1	61112,9	37346,8
ш. Благодатна	104379	34793	14613,1	37576,4	22963,3
ш. Павлоградська	92909	30970	13007,4	33447,2	20439,8
ш. Тернівська	108966	36322	15255,2	39227,8	23972,6
ш. Дніпровська	153699	51233	21517,9	55331,6	33813,7
ш. М.І. Сташкова	368192	122731	51547	132549,1	81002,1
<b>УСЬОГО</b>	<b>1506031</b>	<b>502012</b>	<b>210845</b>	<b>542171,2</b>	<b>331326,2</b>

#### **4.6. Висновки до розділу**

Експлуатація шахт з тонкими пастами, складними геологічними умовами залягання, значною обводненістю та загазованістю супроводжується значними витратами електричної енергії на видобуток, підйом вугілля та супутніх порід і до 40-45% енергії витрачається на роботу стаціонарних шахтних установок – водовідливу та вентиляції.

Одним зі способів підвищення енергетичної ефективності шахтного комплексу є утилізація низькопотенційного тепла шахтних вод та відпрацьованого вентиляційного повітря. Відомі світові технології дозволяють утилізувати теплову енергію з зазначених джерел для задоволення власних потреб шахтного підземного та наземного комплексів, а також використовувати її для задоволення комунально-побутових потреб мешканців поселень-сателітів.

Оцінка енергетичного потенціалу тепла, утилізованого з шахтних вод за допомогою теплонасосних технологій дозволяють отримати від 20 до 25% енергії, що видобувається з вугіллям.

Екологічний ефект від впровадження технологій генерації теплової енергії за допомогою теплонасосних утилізаційних установок полягає у скороченні викидів вуглекислого газу більше, ніж у 2 рази, порівняно з традиційною генерацією енергії твердопаливними котельнями.

## РОЗДІЛ 5

### ОБҐРУНТУВАННЯ НАУКОВО-ТЕОРЕТИЧНИХ ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ЗАСАД КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ

#### 5.1 Вплив гірничо-геологічних умов на амортизаційні відрахування на вугледобувних підприємствах

Облікова політика має суттєвий вплив на формування витрат та їх відображення у фінансових звітах, оскільки вона повинна враховувати усі гірничо-геологічні умови вугледобувних підприємств. Розглянемо гірничо-геологічну умову, а саме глибину. Визначимо, як глибина основних задіяних вугленосних горизонтів підприємства впливає на формування елементів облікової політики [137]. У таблиці 5.1 проаналізовано два вітчизняних вугледобувних підприємства та порівняно елементи облікової політики, які впливають на формування інформації в обліковій політиці підприємства стосовно витрат на оплату праці, використаного методу нарахування амортизації, витрат на охорону праці та витрат на транспортну систему, яка прямо пов'язана з виробничим процесом.

Таблиця 5.1 - Вплив гірничо-геологічних умов на складання облікової політики вітчизняного вугледобувного підприємства

Елемент облікової політики	Гірничо-геологічна умова	
Підприємство/глибина	Шахтоуправління «Дніпровське» 340 метрів	Шахтоуправління «Донбас» 1266 метрів
Метод нарахування амортизації на основні засоби	Кумулятивний метод. Застосовується для основних засобів, які зношуються більше в перші роки експлуатації	Виробничий метод. За основу розрахунку амортизації обрано термін експлуатації основного засобу 1 місяць, що дає змогу більш детально та точно визначити суму амортизації
Структура витрат на оплату праці	Перелік статей витрат є стандартним для всіх вугледобувних підприємств	Перелік витрат обов'язково включає низку додаткових статей. Наприклад, доплати за умови праці: - «жарові»; - «підвищена запиленість»
Витрати на охорону праці	Перелік статей витрат є стандартним для всіх вугледобувних підприємств	Збільшення сум витрат на підтримку санітарно гігієнічних умов праці, «холодильні установки» або збільшення вентиляційних потужностей
Витрати на транспортну систему	Перелік агрегатів є стандартним для всіх вугледобувних підприємств	Збільшення кількості агрегатів та їх потужностей, що в подальшому впливає на збільшення використання струму

Облікова політика регулює обраний метод нарахування амортизації на основні засоби. У вітчизняному бухгалтерському обліку перелік методів амортизації наведено у П(с)БО 7 «Основні засоби», але жодний з методів не враховує особливостей нарахування амортизації на основні засоби, саме у вуглевидобувній промисловості. В обліковій політиці ДП «Шахта № 1 «Нововолинська» зазначено, що при розрахунку амортизації основних засобів слід використовувати кумулятивний метод (річна сума амортизації визначається як добуток вартості, яка амортизується, та кумулятивного коефіцієнта), а на ДВАТ Шахтоуправління «Донбас» використовують виробничий метод (місячна сума амортизації визначається, як добуток фактичного місячного обсягу продукції та виробничої ставки амортизації. Виробнича ставка амортизації обчислюється діленням вартості, яка амортизується, на загальний обсяг продукції, який підприємство планує виробити з використанням об'єкта. Використання виробничого методу для обчислення амортизації основних засобів обумовлено умовами роботи гірничошахтного обладнання. Так, гірничі породи більш міцні і обладнання швидше зношується. Але жоден з обраних методів не враховує в повному обсязі усіх факторів (підвищена вологість, твердість гірничого масиву, міцність), які впливають на термін експлуатації основних засобів вугледобувного підприємства.

Наприклад, у європейських країнах для розрахунку амортизації на вугледобувних підприємствах використовують метод «UOP», який відображає інтенсивність використання основного засобу, показує фактичний час роботи основного засобу (комбайну), враховує міцність гірських порід. Завдяки цьому методу фактично можна виміряти кількість тон видобутих корисних копалин та порожніх порід, саме на тому чи іншому комбайні [138].

Від складеної облікової політики багато в чому залежать організація обліку витрат на вітчизняних підприємствах. Використання на вуглевидобувному підприємстві різної структури статей витрат впливає на відображення витрат у фінансових звітах, що у свою чергу, впливає на привабливість вуглевидобувної промисловості для інвесторів. Фінансова звітність дозволяє інвестору зрозуміти, у якому фінансовому стані існує те чи інше вуглевидобувне підприємство.

Вітчизняний бухгалтерський облік з часів планової економіки розвивався паралельно з розвитком економіки та економічними відносинами нашої держави з іншими. Облікова політика на підприємствах вуглевидобувної галузі є інструментом нормативного відображення витрат у бухгалтерському обліку, тобто інструкцією, яка охоплювала всю методичну базу з урахуванням галузевих особливостей з відображення елементів.

Фінансова звітність має бути прозорою та зрозумілою. Також на основі фінансової звітності інвестор визначає обсяг інвестицій у вітчизняні вуглевидобувні підприємства та промисловість в цілому.

Проблему з урахуванням в обліковій політиці гірничо-геологічної умови можна вирішити, якщо кожне вуглевидобувне підприємство, яке складає облікову політику, більш точно та детально буде відображати витрати на



утримання та поліпшення основних засобів, а вітчизняне законодавство буде чітко регулювати питання обліку, пов'язані з вуглевидобувною промисловістю в цілому, тому що кожне вуглевидобувне підприємство має свої унікальні гірничо-геологічні умови, які включають такі складові, як гірничий тиск, вода-та газонасиченість гірських порід, викидонебезпечність. Облікова політика застосовується з самого початку здійснення підприємством господарських операцій. Від складових елементів облікової політики підприємства залежить достовірне відображення господарських операцій [139].

Питання обліково-аналітичного забезпечення визначення справедливих амортизаційних сум з точки зору реального зносу основних виробничих засобів на вугледобувних підприємствах не повною мірою розглядалось дослідниками.

Знос відображає знецінення активів і супроводжується під час експлуатації основних засобів втратою техніко-економічних характеристик. Велике значення для розрахунку суми зносу на обладнання має визначення кількості виготовленої продукції, а саме гірничої маси. Кількість гірничої маси залежить від кількості видобутої гірничої маси лавою комплексом та від організації транспортної системи на підприємстві. Ступінь зносу у вуглевидобувній промисловості наведено у таблиці 5.2.

Таблиця 5.2 - Знос у вугледобувній промисловості

Показники	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Ступінь зносу, %	49,8	52,9	46,1	47,8	50,9	66,3	70,2	74,8	66,4
Амортизація, млн., грн	4763	5853	7461	8779	9020	7982	5768	3548	6536

Все більшу увагу науковці приділяють такій економічній категорії, як амортизація, оскільки амортизація означає витрати виробництва та водночас виступає джерелом відтворення основних засобів, що впливає на кількість видобування корисних копалин. Підприємства вуглевидобувної промисловості самостійно обирають метод нарахування амортизації на основні засоби та фіксують його в наказі про облікову політику.

Моральний знос впливає на технічні можливості підприємства. Застаріле обладнання – одна з причин кризи цієї галузі, оскільки сучасне обладнання має більше технічних можливостей, отже, може збільшити видобуток гірничої маси. У свою чергу, значно впливає на стан основних засобів у вуглевидобувній промисловості метод використаної амортизації [140].

Основним призначенням процесу амортизації основних засобів на виробничому підприємстві є відшкодування їх вартості та створення фінансової бази для подальшого оновлення. У цьому контексті пропонується підняти важливу, на наш погляд, проблему нарахування «несправедливої амортизації» на основні засоби виробничого призначення, яка тягне за собою необхідність вирішення відповідного завдання з удосконалення обліку амортизації основних засобів з метою досягнення

нарахування її справедливих сум. Ця проблема полягає у тому, що не завжди можливо, а в більшості випадків достатньо важко, встановити прямий зв'язок між використаними у виробництві основними засобами та генерованим у кінцевому результаті доходом, тобто важко точно розрахувати, скільки основних засобів у вартісному виразі було фактично використано для виготовлення готової продукції та отримання певного обсягу доходу у звітному періоді. Метод амортизації, який прямо пов'язує амортизаційні нарахування з отриманим доходом, у таких випадках є більш доречним, ніж методи, що пов'язують амортизаційні нарахування зі строком корисного використання основних засобів.

В Україні згідно з П(С)БО 7 «Основні засоби» також чотири з п'яти методів амортизації, окрім виробничого методу, ґрунтуються на часовому показнику. У п. 23 П(С)БО 7 зазначено, що «нарахування амортизації здійснюється протягом строку корисного використання (експлуатації) основних засобів», тобто цим основоположним твердженням встановлюється пряма кореляція між амортизацією та часом використання основних засобів безвідносно до обсягів продукції або послуг. При цьому не враховуються випадки, коли строк корисного використання точно визначити неможливо і немає доцільності, якщо це основні засоби виробничого призначення, як, наприклад, обладнання на вугледобувних підприємствах.

Вугледобувні підприємства мають унікальний наземний та підземний комплекс основних засобів для видобування корисних копалин, тому що кожне підприємство має свої гірничо-геологічні умови видобування, які і впливають на рівень використання та зносу основних засобів виробничого призначення незалежно від встановленого строку їх корисного використання, через це на підприємствах вугледобувної промисловості України та Західної Європи використовують виробничий метод для нарахування амортизації основних виробничих засобів.

Тут доцільно пригадати фундаментальний принцип «нарахування та відповідності доходів та витрат» у бухгалтерському обліку, який встановлює правило прямого співвіднесення отриманих доходів та понесених витрат. На нашу думку, методи амортизації, що ґрунтуються на показникові часу корисного використання основних засобів, вступають у протиріччя з цим принципом, адже передбачають, що амортизаційні витрати співвідносяться скоріше зі звітним періодом, а не отриманим доходом, тобто амортизаційні витрати відповідають доходам опосередковано через показник часу. Якщо фактично знос основного засобу залежить від обсягу виготовленої продукції та наданих послуг, тобто основний засіб має виробниче призначення та зв'язок його вартості з продукцією та послугами можна встановити, то використання «часових» методів амортизації на практиці може призвести до, на наш погляд, негативних наслідків [141].

У випадку, коли знос основного засобу відносно продукції або послуг (виробничий знос) відбувся раніше встановленого строку корисного

використання (часового зносу), то на момент виробничого зносу накопичений амортизаційний фонд не дозволить повністю відшкодувати зношений основний засіб, тобто, з точки зору виробничої амортизації, основний засіб є недооціненим. Навпаки, коли виробничий знос основного засобу відбудеться після встановленого строку корисного використання (часового зносу), то на момент часового зносу буде накопичений достатній амортизаційний фонд для відшкодування основного засобу, але з точки зору виробництва, це може виявитися недоцільним, оскільки він буде й надалі використовуватися, тобто, з точки зору виробничої амортизації, основний засіб є переоціненим на момент завершення «корисного» строку його використання.

Таким чином, на наш погляд, використання методів амортизації основних засобів виробничого призначення, які ґрунтуються на показнику очікуваного часу їх корисного використання та не встановлюють зв'язок з обсягами виробленої продукції або наданих послуг, не дозволяють брати до уваги ритмічність операційної діяльності вугледобувних підприємств і призводять до нарахування несправедливої амортизації, коли амортизаційні витрати є більшими або меншими за ті, що були б нараховані залежно від обсягів продукції або послуг [142].

Несправедлива амортизація, у свою чергу, спричиняє економічне явище недооцінених або переоцінених виробничих основних засобів, що негативно позначається на процесі їх оновлення та викривляє оцінку фінансового стану підприємства. Тому слід сконцентруватися на виробничому методі амортизації, який застосовується у тому числі і на вугледобувних підприємствах та дозволяє нараховувати справедливую амортизацію, щоб понесені від використання основних виробничих засобів витрати максимально відповідали отриманому доходу від виготовленої продукції або наданих послуг.

Процес обліку амортизації основних виробничих засобів для нарахування справедливої амортизації виробничим методом на вугледобувних підприємствах передбачає облік первинної інформації, на основі якої у подальшому будуть визначені вхідні параметри для розрахунку амортизаційних нарахувань, безпосередньо формула для розрахунку амортизації та облік визначених амортизаційних нарахувань. У цьому дослідженні пропонується удосконалення перших двох складових, які стосуються обліку первинної інформації та формули розрахунку амортизаційних нарахувань з урахуванням специфіки вугледобувних підприємств.

Як було зазначено раніше, проблема нарахування та обліку несправедливої амортизації для основних виробничих засобів на вугледобувних підприємствах полягає не стільки у використанні методів амортизації, що ґрунтуються на часових (не на виробничих) показниках, оскільки вугледобувні підприємства використовують виробничий метод для амортизації основних засобів виробничого призначення, за яким обсяг

готової продукції, отриманої безпосередньо завдяки використанню основних виробничих засобів, впливає на рівень амортизації.

Визначений обсяг готової продукції, а головне – її склад є первинною обліковою інформацією та водночас основним вхідним параметром у формулі розрахунку амортизаційних витрат, внаслідок чого від коректного обліку готової продукції залежатиме фінансовий результат від операційної діяльності підприємства, обсяг сплачуваних податків, а також рішення в управлінському обліку щодо розподілу накладних витрат та встановлення цін на різні види готової продукції, що, у свою чергу, прямо впливає на рівень отриманого доходу у звітному періоді.

Готова продукція – це продукція, обробка якої пройшла всі стадії технологічного процесу (або циклу), завершена та відповідає технічним умовам і стандартам якості, придатна до реалізації. Якщо розглядати шахту, де безпосередньо здійснюється видобуток корисних копалин, то, з організаційної точки зору, вона є структурною одиницею вугледобувного об'єднання, а з економічної точки зору – комплексом активів, які забезпечують виробництво продукції (видобуток), яка переходить до іншої структурної одиниці об'єднання, наприклад, збагачувальної фабрики.

Проблема полягає в тому, що готова продукція такого вугледобувного підприємства, як об'єднання, відрізняється від готової продукції шахти як структурної одиниці цього об'єднання. При цьому внаслідок трансфертного ціноутворення, коли шахта визначає ціну на свою готову продукцію для збагачувальної фабрики як наступної ланки виробничого циклу в об'єднанні, обсяг справедливо визначених амортизаційних нарахувань на основні виробничі засоби шахти має велике значення.

Розглянемо виробничі основні засоби шахти, тобто від чого залежить їх знос і що слід вважати готовою продукцією для шахти, щоб амортизація цих основних засобів була справедливою, а понесені витрати дійсно відповідали отриманому доходу, як того вимагає принцип обліку [143].

Фактично за допомогою основних виробничих засобів шахти видобувається гірнична маса, яка складається з корисних копалин (немаркованого вугілля) та порожніх порід. Корисні копалини (немарковане вугілля) – це сировина (запаси) для збагачувальної фабрики, з якої виходить готова продукція (збагачене вугілля) для вугледобувного об'єднання. Порожні породи – це відходи виробництва, які вивозять на терикон, але які можуть піддаватися рециклінгу з метою абсорбування корисних елементів та їх подальшого продажу.

Гірнична маса класифікується за вмістом корисних і шкідливих компонентів. Від якості гірничої маси залежить якість готової продукції. Під якістю розуміють зольність, вологість та вміст сірки. У вугледобувній галузі гірнична маса - це суміш немаркованого вугілля і породи, яка призначена до подальшого збагачення на збагачувальних фабриках. Таким чином, за фактичну готову продукцію для шахти в обліку приймають видобуте немарковане вугілля у той час, коли саме гірнична маса виступає кінцевим продуктом діяльності шахти, що пройшов всі стадії

технологічного процесу і для якого було зношено виробничі основні засоби вугледобувного підприємства. Внаслідок цього при нарахуванні амортизації виробничих основних засобів шахти береться до уваги тільки обсяг немаркованого вугілля як готової продукції, через що, на наш погляд, визначена у такий спосіб амортизація є несправедливою. Також при здійсненні розтину шахтного поля з метою забезпечення мінімальної собівартості видобування у розрахунки береться собівартість саме однієї тони гірничої маси, однак надалі в обліку для цілей амортизації виробничих основних засобів враховується тільки немарковане вугілля, що занижує амортизаційні витрати та призводить до того, що обладнання фактично зношується швидше, ніж накопичується амортизаційний фонд.

Для нарахування справедливої амортизації основних виробничих засобів шахти виробничим методом доцільно дещо змінити облік готової продукції. Сьогодні немарковане вугілля обліковують на рахунку 26 «готова продукція», а порожні породи – на позабалансовому рахунку 02 «активи на відповідальному зберіганні». Пропонуємо для обліку видобутої гірничої маси, що буде прийматися за загальний обсяг продукції, який підприємство очікує виробити за допомогою наявних основних виробничих засобів, на шахті використовувати рахунок 26 «готова продукція – гірнична маса». У свою чергу, цей рахунок буде мати два субрахунки: 26.1 «корисні копалини» та 26.2 «порожні породи». У частині організації обліку гірничої маси як готової продукції, необхідно буде вести облік по кожній лаві, по кожному крилу шахти та по шахті в цілому.

Аналогічна проблема нарахування несправедливих сум амортизації основних виробничих засобів через склад готової продукції виникає і на збагачувальних фабриках, де фактично переробляється немарковане вугілля, з якого отримують концентрат, шлам, породу та промпродукт. Кожне підприємство видобуває гірничу масу, яка потім перетворюється на готову продукцію вугледобувної промисловості. В Україні близько 91% видобутої гірничої маси збагачують, у результаті збагачення отримують концентрат (кам'яновугільний кокс) – вид продукції, у якій корисних компонентів більше, ніж було в початковій сировині. Шлам та порода – відходи виробництва, які не можна вже використовувати і які вивозять на терикон. Промпродукт – проміжний продукт збагачення, який потребує подальшої переробки у технологічній схемі. За готову продукцію приймається концентрат, що враховується під час розрахунку амортизації. У зв'язку з цим також потребує удосконалення організація обліку готової продукції у масштабах вугледобувного об'єднання, до якого входять як шахти, так і збагачувальні фабрики, що ведуть окрему фінансову звітність.

У звітності збагачувальної фабрики немарковане вугілля відображається у якості запасів, шлам та порода – на позабалансовому рахунку, концентрат – є готовою продукцією, а промпродукт не враховують. У звітності шахти за виробничі запаси приймають маркшейдерський замір, залишки гірничої маси у шахтному полі, що є основою для визначення балансозабезпеченості об'єднання при проведенні

розвідки та розтину шахтного поля. Пропозиції щодо обліку готової продукції шахти наведені вище [144]. Однак у масштабах об'єднання пропонується вести облік концентрату на субрахунку 26.1, шламу та породи – на субрахунку 26.2, а промпродукту – на субрахунку 26.3, що дозволить уніфікувати інформацію про готову продукцію по об'єднанню для нарахування справедливої амортизації на виробничі основні засоби об'єднання в цілому виробничим методом.

На сьогоднішній день в Україні одним з перспективних напрямів у сфері переробки породних відвалів (териконів) для металургії є використання порожніх порід як сировини для виготовлення вогнетривких матеріалів. До того ж останнім часом терикони підприємств, які видобувають вугілля антрацитової групи, піддаються переробці, завдяки чому витягують концентрат (кам'яновугільний кокс) з зольністю  $A^d$  до 15%, який потім також можна реалізувати.

Немарковане вугілля також можна реалізувати на теплову електростанцію, минаючи процес збагачення. Тому немарковане вугілля обліковують на рахунку «готова продукція». Порожні породи вивозять на терикон та обліковують на позабалансовому рахунку «активи на відповідальному зберіганні».

Функціонування інтегрованих вугледобувних об'єднань представлено в наступних схемах рис. 5.1 без включення та рис. 5.2 з включенням до об'єднання збагачувальної фабрики.

Якщо на балансі об'єднання немає збагачувальної фабрики, то немарковане вугілля обліковують, як готову продукцію. Гірничу масу доставляють на грохот, де відбудеться розділення.

Структурна схема з видобування гірничої маси на підприємстві представлена на рис. 5.3.

В подальшому гірничу масу транспортують до грохоту, та вже після грохоту бухгалтеру надається інформація, яку кількість немаркованого вугілля видобуло підприємство. Але буває, що населенню відвантажують гірничу масу, кількість якої більша, аніж немаркованого вугілля. Фізична особа самостійно просіює гірничу масу та отримує немарковане вугілля та порожні породи. Наприклад, якщо немаркованого вугілля населенню відвантажують 3 тони, то гірничої маси - 5 тон.

Після просіювання людина отримує штиб, який можна реалізувати, а порожні породи залишити на узбіччі біля дому або на дорозі перед двором (для житлового сектору).



Рисунок 5.1 – Структура функціонування інтегрованого вугледобувного об'єднання без збагачувальної фабрики

Виходячи з вище наведеного, можна зазначити, що інтегровані вугледобувні об'єднання обліковують тільки немарковане вугілля (структура об'єднання без збагачувальної фабрики) або немарковане вугілля та концентрат (структура об'єднання, у складі якого є збагачувальна фабрика). Під час розрахунку амортизації на основні засоби враховують кількість готової продукції, а саме кількість немаркованого вугілля, яка менша за кількість гірничої маси. Знос обладнання відбувається під час видобування гірничої маси, тому потрібно враховувати кількість гірничої маси для розрахунку амортизації. Після завершення кожної зміни гірничому диспетчеру надають інформацію про кількість гірничої маси, видобутої тим чи іншим підприємством.

Під час видобування гірничої маси вартість обладнання переноситься на видобуту продукцію, тобто розподіляється між немаркованим вугіллям та порожніми породами. У свою чергу, облік порожніх порід ведеться на позабалансовому рахунку 02 «Активи на відповідальному зберіганні» як на вугледобувному підприємстві, так і на збагачувальній фабриці.

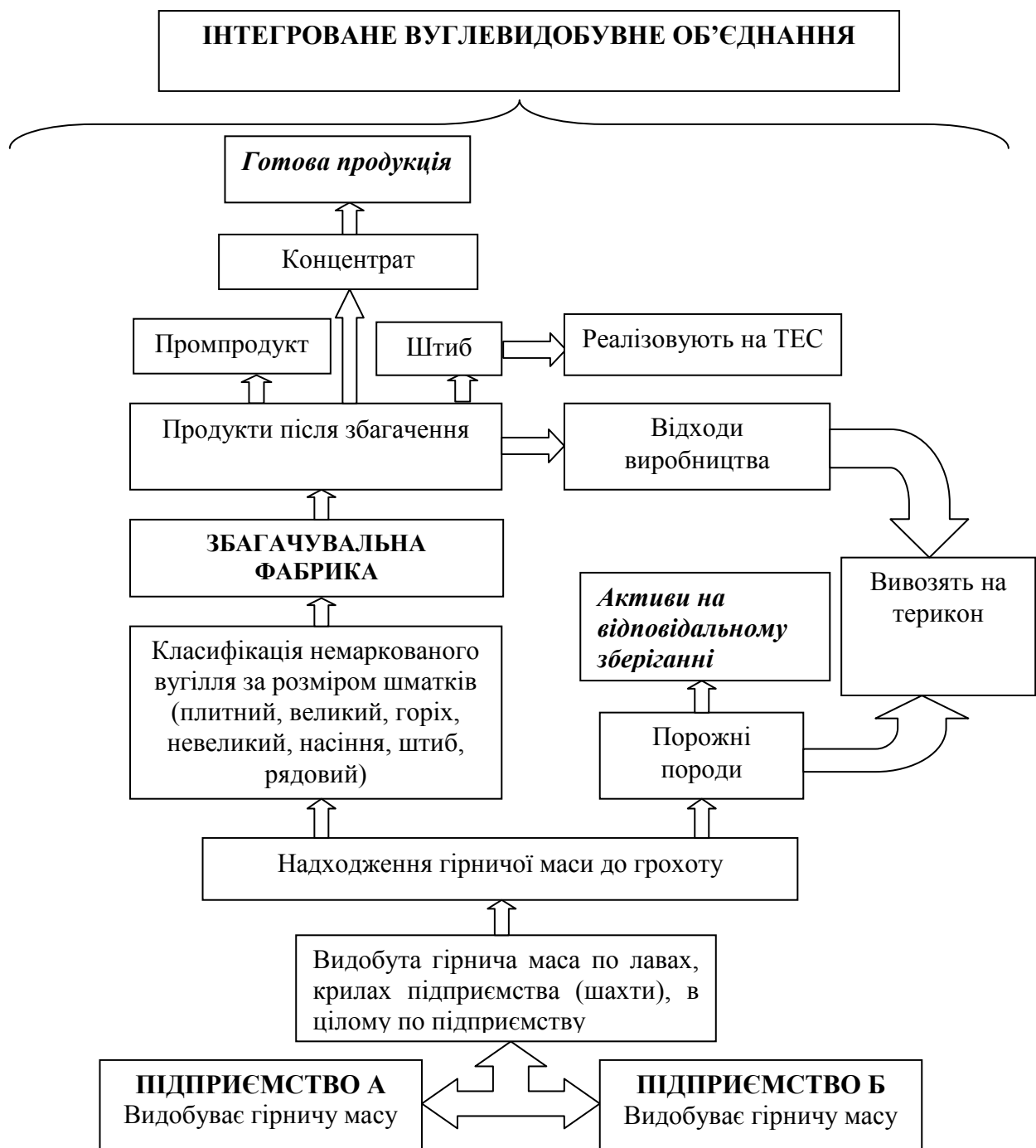


Рисунок 5.2 – Структура функціонування інтегрованого вугледобувного об'єднання, у складі якого є збагачувальна фабрика

Організація обліку готової продукції на підприємстві відрізняється від організації обліку готової продукції іншої галузі тим, що за фактичну кількість готової продукції приймають видобуте немарковане вугілля, а не кількість видобутої гірничої маси [145].



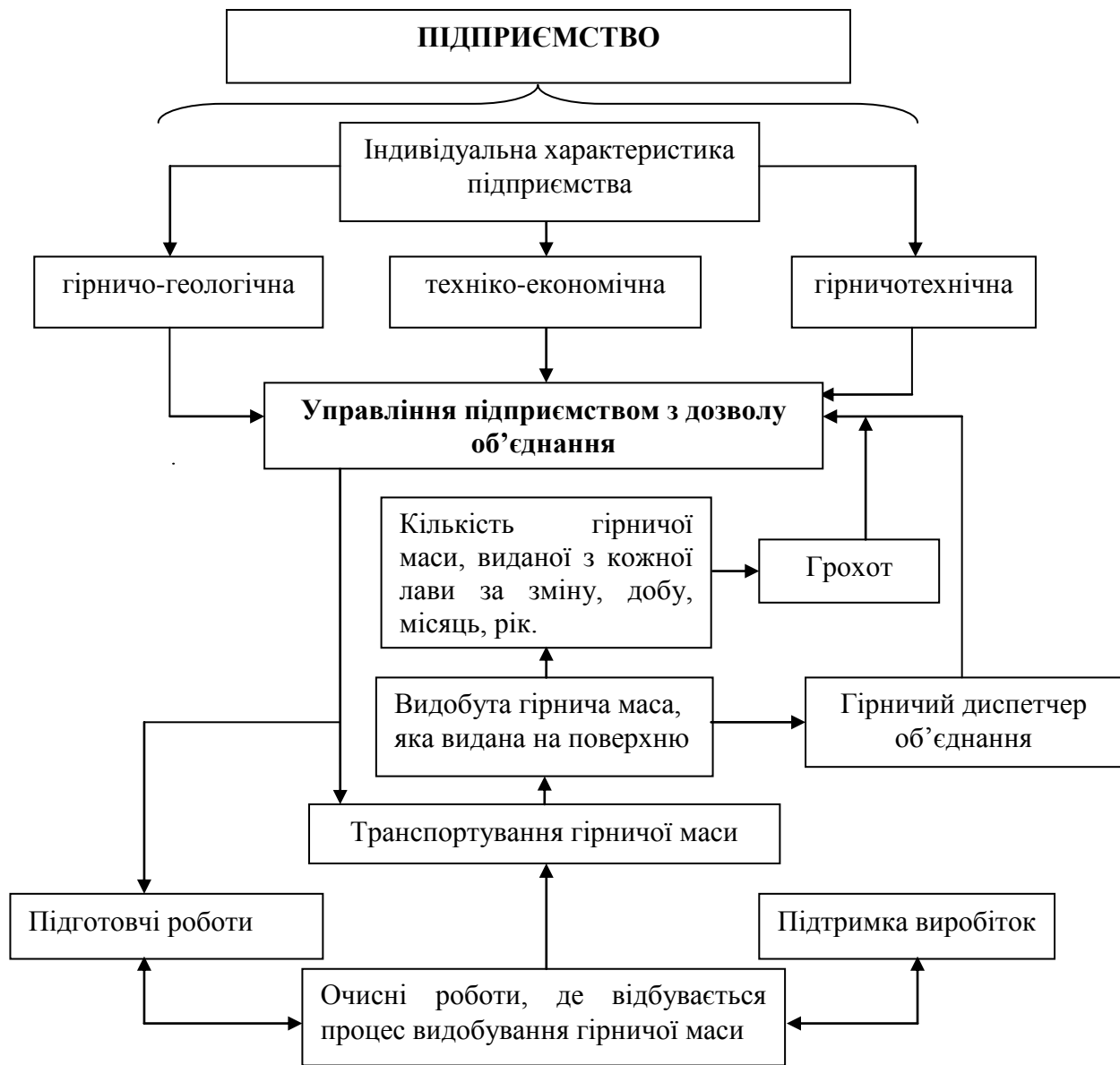


Рисунок 5.3 – Схема видобування гірничої маси та надання інформації бухгалтеру

Під час видобування та транспортуванні гірничої маси відбувається втрата її кількості, а саме: просіювання, прокидання, недовантаження, що зумовлено технологічними втратами. Наприклад, після руйнування гірничого масиву комбайном відбувається транспортування видобутої гірничої маси з лави на скребковий конвеєр, потім на стрічковий, а тоді подається у підземний бункер, далі з одного гірничого горизонту на інший. Зі стрічкового конвеєра гірнична маса потрапляє у вагонетки, а з вагонеток у наземний бункер.

Наприклад, лава комплекс видобув 52 тони гірничої маси – 40 шахтних вагонеток по 1,3 тони в кожній. Під час перевантаження з шахтних вагонеток у бункер підземний спеціальним вимірювальним пристроєм вимірюється недовантаження, наприклад, вісім шахтних вагонеток недовантажено на 100 кг, отримуємо 800 кг (0,8 т), потім у порожніх шахтних вагонетках вимірюють забрудненість, яка виникла через

прилипання гірничої маси до внутрішніх стінок і становить у 9 вагонах 150 кг, отримуємо забрудненість – 1350 кг. або 1,35 тони.

Оскільки видана на поверхню гірнична маса становить 49,8 тони (52 т – 0,8 т – 1,35 т), на нашу думку, за фактичну кількість видобутої гірничої маси треба брати ту кількість, яку видобув лава комплекс і використовувати її під час розрахунку амортизаційних відрахувань на лава комплекс.

Облікова інформація має важливе значення в управлінні підприємством. В умовах занепаду вуглевидобувної промисловості більше уваги приділяють використанню активів, у тому числі основних засобів. Через низьку інвестиційну привабливість вуглевидобувної промисловості постає завдання ефективної організації амортизаційної політики для конструктивного відтворення основних засобів. Амортизаційна політика залишається найслабкішою ланкою економічної політики вугледобувного підприємства. Сучасна амортизаційна політика не відтворює покладеної на неї функції – не створює зацікавленості підприємствам вуглевидобувної промисловості щодо оновлення необоротних активів, у тому числі основних засобів, проведення капітального ремонту основних засобів, впровадження на всіх підприємствах наукових розробок, наприклад, когенераційних станцій, теплових насосів та сучасних технологій у видобування корисних копалин [146].

Комплексне дослідження методики бухгалтерського обліку витрат на основні засоби при розрахунку амортизації дозволило встановити, що на підприємствах (шахтах) розрахунок амортизації відбувається так, як на будь-якому підприємстві іншої галузі промисловості. Надійність відповідних методів нарахування амортизації та визначення об'єму сум для збільшення амортизаційного фонду залежать від взаємозв'язку компонентів, які мають вплив на отриманий розрахунковий результат.

Обраний підприємством вуглевидобувної промисловості метод амортизації повинен сприяти швидкому конструктивному відтворенню основних засобів.

Методи амортизації основних засобів наведено у П(с)БО 7 «Основні засоби». При застосуванні прямолінійного методу, методу зменшення залишкової вартості, кумулятивного методу, виробничого методу, які передбачають розрахунки певних коефіцієнтів для прискорення амортизації, враховується кількість років корисного використання, ліквідаційна та первісна вартість основних засобів, кількість років, що залишається до кінця строку корисного використання основних засобів. Однак жоден з цих методів не враховує специфіки вугледобувного підприємства, а саме того, що фактично видобуваються не корисні копалини, а гірнична маса в цілому, не враховують віковий стан роботи та фактичний час роботи основних засобів.

До того ж перераховані методи амортизації мають свої недоліки. Наприклад, недоліком прямолінійного методу є те, що сума амортизаційних відрахувань не залежить від об'єму видобутої продукції. А оскільки у вуглевидобувній промисловості амортизаційні відрахування залежать від

визначення об'єму видобутої гірничої маси, цей метод не підходить для обладнання, яке використовується на підприємстві у лаві.

При застосуванні кумулятивного методу недоліком є те, що сума амортизаційних відрахувань не враховує обсягів видобутої продукції та не дозволяє реально розрахувати собівартість. Врахувати обсяги видобутої продукції на підприємстві необхідно, оскільки, наприклад, перша та друга зміни робили ремонт обладнання, третя зміна доробляла, четверта зміна почала роботу і видобула незначну кількість гірничої маси. Виходить, що обладнання майже не працювало цілу добу. А інколи трапляється таке, що видобуток гірничої маси, яка містить корисні копалини, не відбувається протягом цілого тижня.

Виробничий метод також має свої недоліки, які полягають в тому, що не завжди можливо визначити виробничу потужність об'єкта протягом усього терміну його експлуатації, оскільки виробнича потужність лави комплексу залежить від багатьох факторів, наприклад, людського потенціалу, геологічних умов шахтного поля, несправного обладнання, яке взаємодіє з лавою комплексом, фізичних властивостей порід, технологічних умов розробки родовища [147].

Міжнародні стандарти мають свої методи розрахунку амортизації основних засобів, які наведено у МСБО 16 «Основні засоби». Прямолінійний метод, зменшення залишку та метод суми одиниць продукції (виробничий) тощо. Для України МСБО рекомендують використовувати виробничий метод.

Перераховані методи також мають свої недоліки. Пропорційний метод нарахування амортизації (прямолінійний) не враховує морального зносу основних засобів та різну виробничу потужність. Складно визначити продуктивність об'єкта основних засобів.

Недоліком методу списання вартості за сумою чисел (кумулятивний) є те, що визначена за цим методом сума, визнана витратами, часто не узгоджується з фактичним використанням активу та з обсягом виробленої продукції.

Метод зменшення залишкової вартості має такий недолік: немає можливості достовірно встановити час експлуатації основного засобу, що впливає на об'єми продукції, тому що знос обладнання відбувається саме під час контактування з гірничим масивом та вміщуючими породами, які мають свої властивості, оскільки саме вміщуючі породи оточують гірничу масу.

Методи амортизації, які наведені у стандартах, не враховують специфіки вуглевидобувної промисловості, яка полягає в таких особливостях: по-перше, за місцем використання основних засобів, по-друге, в нарахуванні амортизації залежно від терміну видобування промислових запасів підприємства, оскільки знос основних засобів пов'язують не з фізичним строком використання, а з терміном видобування корисних копалин [148].

Тому для підприємств вугледобувної промисловості пропонується вдосконалений виробничий метод розрахунку амортизації, який сприяє швидкому конструктивному відтворюванню основних засобів. Саме через брак коштів у амортизаційному фонді вугледобувних підприємств неможливо вчасно виконати заміну обладнання або провести капітальний ремонт, який збільшить вартість обладнання на суму ремонту. На підприємствах вуглевидобувної промисловості значні суми виділяються на поточний ремонт, оскільки без нього теж неможливо продовжувати основну діяльність, видобувати гірничу масу.

Вдосконалений виробничий метод розрахунку амортизації застосовується тільки для основних засобів, які підприємство використовує для здійснення своєї основної діяльності, тобто для основних засобів, які задіяні під час видобування. На нашу думку, класифікація основних засобів на вуглевидобувному підприємстві відносно розташування та використання основних засобів буде мати вигляд, який наведено на рис. 5.4.



Рисунок 5.4 – Класифікація основних засобів відносно розташування

Основні засоби на вугледобувних підприємствах поділяють на три групи відносно гірничих-капітальних виробок. До першої групи відносять основні засоби, які обслуговують запаси всього шахтного поля та існують упродовж усього строку експлуатації підприємства (шахти). Наприклад, скіповий стовбур, клітьовий стовбур, вантажна гілка скіпового стовбура, камера перекидача і штовхача, головні насоси для відкачування води, вентиляційні прилади. Вартість цих основних засобів повинна бути відшкодована за термін видобування усіх запасів шахтного поля. До другої групи відносять основні засоби, які обслуговують запаси горизонту або крила шахти. Наприклад, гірничі машини (електровоз, навантажувальні машини), шахтні вагонетки, транспортуючі стрічки. До третьої групи відносять основні засоби, призначені для видобування запасів частини горизонту або крила, наприклад, нарізка очисного забою, додаткові основні засоби на відкачування частини води горизонту, основні засоби з вентиляції частини виробіток, комбайни, лава-комплекси.

Пропонується використовувати вдосконалений виробничий метод розрахунку амортизації для підземних основних засобів, наприклад, для таких, як лава-комплекс, тому що це обладнання працює в жорстких умовах, а саме: велика вологість повітря, температурні особливості, запиленість, абразивність гірської породи (здатність гірської породи

зношувати контактуюче з її поверхнею гірниче обладнання). Без лава-комплексу не можливо здійснити видобуток корисних копалин у промисловому масштабі. До лава-комплексу належить скребковий конвеєр, видобувний гірничий комбайн, механізовані кріплення [149].

У свою чергу, структура готової продукції на вуглевидобувному підприємстві впливає на визначення первинних даних, які потрібні під час нарахування амортизації на обладнання виробничим методом, оскільки готовою продукцією для підприємства (шахти) є гірнича маса, а для збагачувальної фабрики та інтегрованого вугледобувного об'єднання, у складі якого є збагачувальна фабрика, виступає вугільний концентрат.

Отже, на основі встановлення того, що саме фактично є готовою продукцією для шахти, збагачувальної фабрики та інтегрованого вугледобувного об'єднання в цілому з точки зору нарахування справедливих сум амортизації на основні виробничі засоби, доцільно запропонувати удосконалення формули розрахунку амортизаційних нарахувань виробничим методом на прикладі шахти.

Таким чином, ідея удосконалення виробничого методу нарахування амортизації на основні виробничі засоби з урахуванням складу готової продукції вугледобувного підприємства та з метою визначення справедливих амортизаційних сум полягає у тому, що вартість цих основних засобів можна умовно розділити на ту, що використовувалася для видобування корисних копалин (немаркованого вугілля) і ту, що використовувалася для видобування порожніх порід на основі встановлення коефіцієнту співвідношення видобутих корисних копалин до видобутої гірничої маси. У подальшому амортизаційні витрати на основні засоби, що використовувалися для видобування корисних копалин, доцільно віднести до виробничих витрат та включити у собівартість видобування. Натомість, амортизаційні витрати на основні засоби, що використовувалися для видобування порожніх порід, доцільно віднести до інших виробничих витрат та включити до інших операційних витрат. В цілому це дозволить привести амортизацію основних виробничих засобів у відповідність з тим результатом, для отримання якого вони були фактично використані.

На основі встановлення того, що саме фактично є готовою продукцією для шахти, збагачувальної фабрики та вугледобувного об'єднання в цілому з точки зору нарахування справедливих сум амортизації на основні виробничі засоби, доцільно запропонувати наступне удосконалення формули розрахунку амортизаційних нарахувань виробничим методом для вугледобувних підприємств.

$$TD = D_m + D_e \quad (5.1)$$

$$D_m = Q_{am} \cdot \frac{(IV - SV) \cdot K_f}{Q_{pm}} \quad (5.2)$$

$$K_f = \frac{M}{TM} \quad (5.3)$$

$$D_e = Q_{ae} \cdot \frac{(IV - SV) \cdot (1 - K_f)}{Q_{pe}} \quad (5.4),$$

де,  $TD$  – загальна амортизація основних виробничих засобів;

$D_m$  – амортизація вартості основних засобів, використаних для видобування корисних копалин;

$D_e$  – амортизація вартості основних засобів, використаних для видобування порожніх порід;

$Q_{am}$  – фактичний обсяг видобування корисних копалин;

$Q_{pm}$  – плановий обсяг видобування корисних копалин;

$IV$  – початкова вартість основних виробничих засобів;

$SV$  – ліквідаційна вартість основних виробничих засобів;

$K_f$  – коефіцієнт відношення видобутих корисних копалин до видобутої гірничої маси;

$M$  – обсяг видобутих корисних копалин;

$TM$  – обсяг видобутої гірничої маси;

$Q_{ae}$  – фактичний обсяг видобування порожніх порід;

$Q_{pe}$  – плановий обсяг видобування порожніх порід.

Від стану основних засобів залежить кількість видобутої гірничої маси та час, який можна витратити на проведення поточного та капітального ремонту. У свою чергу, на формування інформаційних потоків щодо оцінки стану основних засобів впливає інформація про ефективність використання цих основних засобів.

Визначення фактичного зносу основних засобів впливає на ефективність застосування цих основних засобів, за допомогою яких відбувається видобуток гірничої маси. У свою чергу, стан та ступінь зносу основних засобів у подальшому впливає на кількість видобутої гірничої маси, яка залежить від ефективності використання основних засобів, що будуть передаватися з одного підприємства на інше у межах єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання. Тому постає потреба у дослідженні процесу передачі основних засобів від одного підприємства до іншого у межах єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання, визначенні, які саме виникають витрати під час передачі основних засобів, встановленні впливу на загальний рівень зносу існуючих основних засобів на підприємстві [150].

## **5.2. Економічна доцільність передачі основних засобів з одного вугледобувного підприємства на інше**

Документування є одним з важливих способів відображення у бухгалтерському обліку інформації за господарськими операціями, які виникають на підприємстві. Під документуванням розуміють записи у відповідних формах бухгалтерського обліку. Документування посідає особливе місце та має велике значення для управління діяльністю підприємства. Серед функцій документування значна увага приділяється інформації, яка є причиною для заповнення документа. Трансформація вітчизняної системи бухгалтерського обліку вимагає перебудови методології організації документообігу та обліку основних засобів.

Від організації обліку залежить діяльність кожного підприємства. За допомогою інформації в документації приймаються управлінські рішення. Для забезпечення та відображення в обліку основних засобів передбачено використання певних типових форм документів. Основні засоби приймаються матеріально відповідальною особою за кількістю. На інтегрованих вугледобувних підприємствах відбувається передача основних засобів з одного підприємства до іншого, це вимагає належного документального підтвердження та відображення в обліку. Використання основних засобів у процесі виробництва впливає на фінансову звітність та на фінансовий результат підприємства в цілому [151].

В управлінні інтегрованим вугледобувним об'єднанням складається консолідована фінансова звітність. У деяких випадках фінансова звітність не надає інформації відносно фінансово-економічного стану окремого підприємства. Через брак інформації неможливо точно визначити обсяг витрат, які пов'язані з основними засобами по кожному окремому підприємству в об'єднанні. Прийняття ефективних управлінських рішень щодо оптимізації витрат, оцінки фінансового стану залежить від індивідуальної характеристики кожного інтегрованого об'єднання та умов, у яких воно функціонує.

Також не врегульовані питання щодо обліку активів, таких, як основні засоби, в операціях, що відбуваються між окремими підприємствами в об'єднанні. Це призводить до викривленої інформації щодо витрат, пов'язаних з цим на кожному підприємстві окремо. Внаслідок того, що права юридичної особи, а значить і майнові права на активи має об'єднання, окремі підприємства у цьому об'єднанні не мають цих майнових прав на активи, але облік і калькулювання витрат проводять.

На деяких структурних підрозділах, які включені до інтегрованих вугледобувних об'єднань ведеться тільки первинний облік витрат. У той же час ефективність роботи кожного підприємства об'єднання залежить від прийнятих управлінських рішень. Рішення повинні бути унікальними і розробленими саме для цього підприємства залежно від його гірничо-геологічних, техніко-економічних, гірничотехнічних характеристик та фінансового стану.

Однак прийняття таких рішень, особливо щодо основних засобів і витрат, пов'язаних з ними, не можливе через відсутність достовірної інформації про них по кожному підприємству об'єднання. Недосконалість системи обліку операцій між окремими підприємствами інтегрованого вугледобувного об'єднання можна пояснити відсутністю їх належного документального забезпечення, що призводить до низького рівня репрезентативності та релевантності облікової інформації для суб'єктів запиту. На основі цієї інформації неможливо проаналізувати стан основних засобів, виміряти рівень зносу, встановити приналежність основних засобів до конкретного підприємства [152].

У центральному органі управління інтегрованого вугледобувного об'єднання накопичується консолідована інформація, за допомогою якої важко порівняти й оцінити, наприклад, на основі обсягів витрат діяльність різних самостійних виробничих одиниць (підприємств), що складають частину об'єднання.

Прийняття рішень на інтегрованому вугледобувному об'єднанні стосовно передачі основних засобів з підприємства-донора на підприємство-реципієнт залежить від інформації з виробництва. Інформація з виробництва формується на кожному підприємстві, яке включено до об'єднання. Передача основних засобів з одного підприємства на інше відбувається під час спаду виробничої потужності конкретного підприємства. Виходячи з того, що підприємства входять до єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання, де складається консолідована фінансова звітність, усі права управління активами (основними засобами) належать об'єднанню. Консолідована фінансова звітність не відображає належності активів (основних засобів) до того, чи іншого підприємства.

Пропонуємо визначати балансові основні засоби як основні засоби з раніше набутим правом користування. Давність набуття права користування основними засобами для підприємств, які функціонують більше 5 років, проявляється у вигляді приналежності основних засобів підприємства від початку його функціонування або введення основних засобів в експлуатацію більше, ніж за 5 років з моменту отримання основного засобу [153], коментар Цивільний Кодекс України ст. 24 Набуття права власності 5 п. 8.

На рис. 5.5 наведено формування та рух інформації на інтегрованому вугледобувному об'єднанні для прийняття управлінських рішень стосовно передачі основних засобів.





Рисунок 5.5 – Формування та рух інформації на інтегрованому вугледобувному об'єднанні

- - інформація з підприємства до об'єднання
- ==== - інформація для підприємств з об'єднання

Пропонуємо визначати балансові основні засоби як основні засоби з раніше набутих прав користування. Давність набуття права користування основними засобами для підприємств, які функціонують більше 5 років, проявляється у вигляді приналежності основних засобів підприємству від початку його функціонування або введення основних засобів в експлуатацію більш.

Залежно від того, чи має підприємство право користуватися основними засобами і коли вони були набуті, а також залежно від того, чи веде підприємство бухгалтерський облік основних засобів, у тому числі переданих йому від іншого підприємства, пропонуємо розрізняти балансові, переміщені та перебрані основні засоби. Така інтегрована класифікація основних засобів для цілей бухгалтерського обліку та внутрішнього аудиту надає необхідну інформацію користувачам про приналежність, знос, функціонування тощо (рис. 5.6).

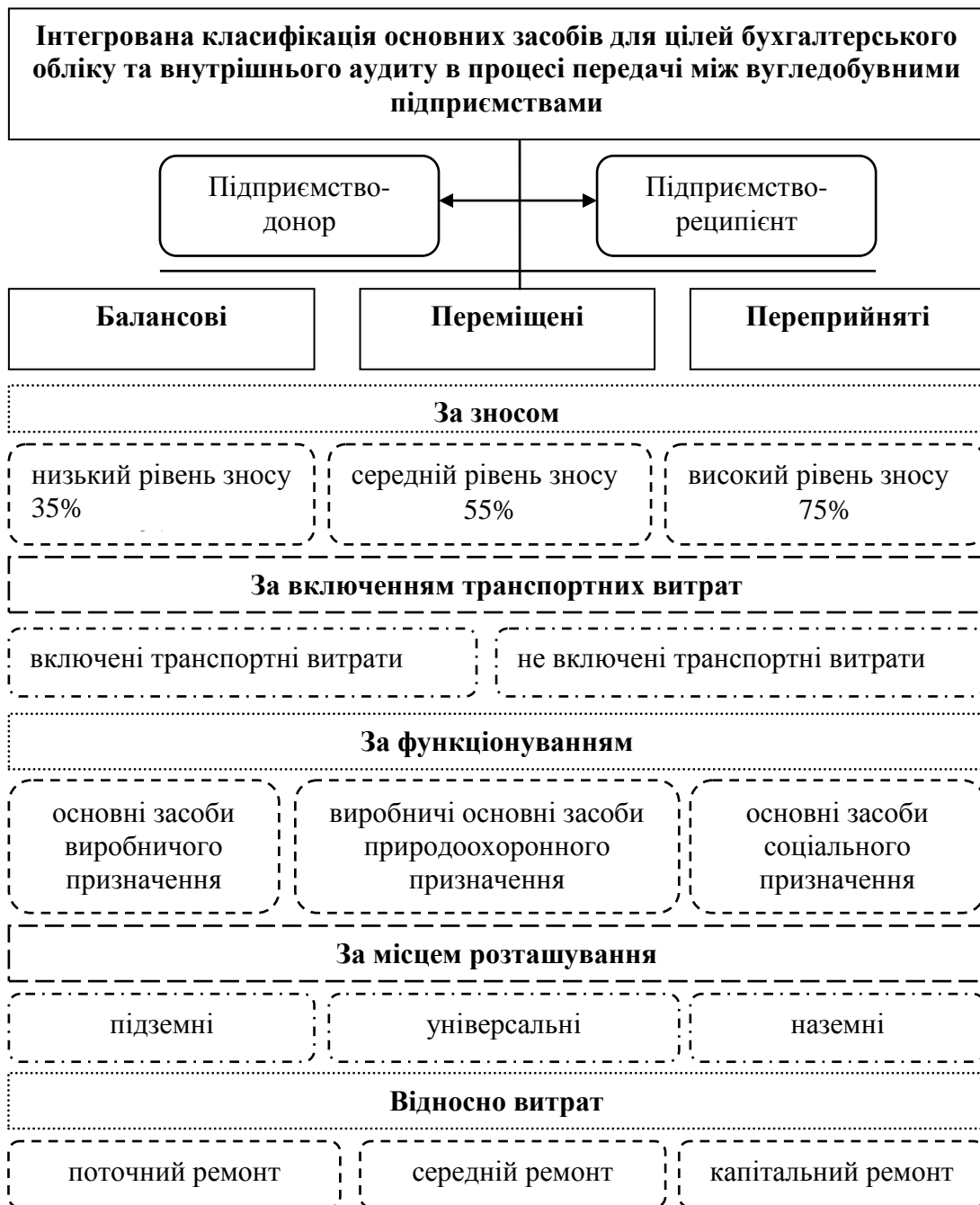


Рисунок 5.6 – Інтегрована класифікація основних засобів у процесі передачі між вугледобувними підприємствами

У зв'язку з вищенаведеним можна зазначити, що 5 років – це той термін, протягом якого керівництво підприємства своїми управлінськими рішеннями може суттєво вплинути на стан основних засобів у бік їх погіршення або покращення, на підставі чого оцінка ефективності використання основних засобів та діяльності підприємства в цілому може вважатися об'єктивною. На балансові основні засоби підприємство нараховує амортизацію за обраним методом та має змогу фактично управляти цими основними засобами. Підприємство самостійно розраховує коефіцієнт зносу, коефіцієнт придатності, коефіцієнт оновлення основних

засобів тощо. Розрахунок показників ефективності використання таких основних засобів, як фондоддача, фондомісткість спирається на достовірні дані бухгалтерського обліку. При цьому оцінка ефективності за фактичними даними щодо стану основних засобів не розбігається з відповідною оцінкою згідно з даними фінансової звітності [155].

Передача основних засобів між підприємствами у межах одного інтегрованого вугледобувного об'єднання може передбачати те, що підприємство-реципієнт фактично використовує основні засоби, але не приймає їх на баланс для обліку, а також те, що підприємство-реципієнт фактично використовує основні засоби та приймає їх на баланс для обліку. Тому важливим етапом при відображенні цієї операції у бухгалтерському обліку є використання типових форм обліку основних засобів. Серед переміщених та переприйнятих основних засобів слід розрізняти основні засоби з високим, середнім та низьким рівнем зносу, що впливатиме на середній рівень зносу основних засобів на підприємстві-реципієнті, а також на розрахунок амортизаційних та ремонтних витрат, пов'язаних з основними засобами.

Визначити переміщені основні засоби як такі, що знаходяться на балансі підприємства-донора, але фактично використовуються підприємством-реципієнтом без прийняття на баланс останнього. При використанні переміщених основних засобів виникає великий ризик збільшення похибки у розрахунку амортизації, оскільки різні гірничо-геологічні умови та режим використання основних засобів вимагатиме різних методів нарахування амортизації.

Поряд з переміщеними пропонується визначати переприйняті основні засоби, як такі, що фактично використовуються підприємством-реципієнтом та прийняті ним на баланс. Для того, щоб не сталося плутанини між балансовими та переприйнятими основними засобами, пропонуємо ввести часове обмеження на визнання основних засобів переприйнятими. Спираючись на проведені дослідження, основні засоби слід вважати переприйнятими протягом 5 років з моменту прийняття їх на баланс, оскільки їх стан більшою мірою залежатиме від управлінських рішень, прийнятих відносно цих основних засобів ще на підприємстві-донорі. Таким чином, фактично балансові основні засоби поділятимуться на балансові (з давнім правом використання) та переприйняті (з нещодавно набутим правом використання).

Після використаної інтегрованої класифікації основних засобів для цілей бухгалтерського обліку та внутрішнього аудиту треба визначитися з витратами на транспортування. Не зрозуміло, яке саме підприємство повинно нести транспортні витрати (підприємство-отримувач чи підприємство, яке передає основні засоби). Таким чином, залежно від включення транспортних витрат у вартість переданих основних засобів пропонується розрізняти переміщені та переприйняті основні засоби з включеними у їх вартість транспортними витратами і переміщені та

переприйняті основні засоби без включених у їх вартість транспортних витрат.

При транспортуванні основних засобів між підприємствами, які є у складі одного інтегрованого вугледобувного об'єднання, підприємство, яке передає основні засоби, повинно вирішити такі проблеми, які виникнуть під час передачі: по-перше, забезпечити оптимальний маршрут переміщення основних засобів з найменшими витратами (енергії або пального); по-друге, забезпечити інформацію щодо тарифів на перевезення, отже, тарифна плата повинна ґрунтуватися на показниках відстані перевезення, ваги вантажу, об'єму вантажу тощо; по-третє, визначити, яким саме способом здійснювати передачу, від чого залежить термін передачі основних засобів; по-четверте, визначити витрати на вантажно-розвантажувальні роботи, які виникають при передачі основних засобів.

Недосконалість документального забезпечення цих операцій призводить до виникнення незрозумілостей в обліку, що викривляє бухгалтерську звітність на підприємствах у межах єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання. У перспективі подальших досліджень після використаної інтегрованої класифікації основних засобів з метою обліку відносно операцій передачі основних засобів між підприємствами одного інтегрованого вугледобувного об'єднання для удосконалення документального забезпечення постає необхідність у розробці відповідних актів, які дозволять узагальнити та накопичити інформацію щодо процесу передачі основних засобів. Перед тим, як заповнити акт, потрібно визначити знос основного засобу, який передається, оскільки рівень зносу прийнятого обладнання вплине на загальний рівень зносу основних засобів на підприємстві. Серед переміщених та переприйнятих основних засобів слід розрізняти основні засоби з високим, середнім та низьким рівнем зносу, що впливатиме на середній рівень зносу основних засобів на підприємстві-реципієнті, а також на розрахунок амортизаційних відрахувань. Якщо рівень зносу становить 35% – то це низький рівень. Від правильної експлуатації обладнання та постійного огляду обладнання з таким рівнем зносу залежить проведення поточного ремонту. Рівень зносу 75% – високий рівень, обладнання потребує вже капітального ремонту, який супроводжується великими витратами, оскільки перед здійсненням такого виду ремонту треба провести демонтажування, транспортування на поверхню. Якщо знос становить 55% – це середній рівень зносу, гранична межа між отриманням прибутку від використання обладнання та збільшення витрат на підтримку обладнання в робочому стані. Акт зносу основних засобів, які підлягають передачі представлено на рис 5.7.

<i>Інтегроване вуглевидобувне об'єднання</i>	
<i>підприємство-донор</i>	

**Акт**  
зносу основних засобів, які підлягають передачі  
за \_\_\_\_\_ 20\_\_ р.

№ п/п	Інвентарний номер	Номер субрахунка	Найменування основного засобу	Віднесення до гірничо- капітальних виробіток (I, II, III)	Первісна вартість (сума, грн)	Термін експлуатації ОЗ (кількість років)	Метод розрахунку амортизації	Рівень зносу (%).
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Нараховано знос за термін експлуатації								
Головний бухгалтер об'єднання								
Бухгалтер підприємства-донора								
Начальник виробництва підп.-д.								
Завідувач складу підп.- д								

Рисунок 5.7 – Акт зносу основних засобів

Акт зносу основних засобів, які підлягають передачі, заповнюється по кожному окремому об'єкту або по групі однотипних об'єктів. У відомості заповнюється порядковий номер та інвентарний номер. Відділ бухгалтерії підприємства-донора заповнює найменування основного засобу, проставляє номер субрахунку, первісну вартість, термін експлуатації, метод розрахунку амортизації та рівень зносу. Начальник виробництва передає у бухгалтерію усю технічну документацію на основний засіб та інформацію щодо віднесення до гірничо-капітальної виробітки.

Для прийняття об'єкта основних засобів на підприємстві-реципієнті за наказом директора підприємства повинна сформуватися комісія, склад якої визначається залежно від характеристик об'єкта [156].

Застосування розроблених актів дозволить контролювати правильність відображення процесу передачі між підприємствами у межах єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання та рівень зносу переданих (отриманих) основних засобів. Удосконаленням організації обліку операцій з передачі основних засобів є правильне документальне

оформлення та своєчасне відображення в облікових аналітичних регістрах. Це дозволило забезпечити оперативною інформацією бухгалтерський облік та усіх користувачів і суб'єктів управління з приводу прийняття рішень щодо передачі основних засобів на підприємствах у межах одного інтегрованого вугледобувного об'єднання.

В акті бухгалтерського обліку з передачі-прийому основних засобів головною графою виступає графа «Вартість переданого основного засобу», оскільки вартість переданого основного засобу визначає бухгалтерія підприємства-донора. На основі цієї вартості і будуть розраховуватися показники використання основних засобів та амортизаційні відрахування. Бухгалтер фіксує в акті вид основних засобів (субрахунок), інвентарний номер, вартість переданого основного засобу, визначає, чи включені у вартість основних засобів транспортні витрати, віднесення до гірничо-капітальних виробіток та рівень зносу, заповнює на основі цього відомості зносу.

Акт для бухгалтерського обліку відіграє важливу роль, а саме дозволяє виконати головну функцію бухгалтерського обліку, яка полягає у виявленні, вимірюванні, реєстрації, накопиченні, узагальненні, зберіганні та передачі інформації про стан та рух основних засобів.

Від правильності документального оформлення надходження основних засобів залежить подальший процес обліку та використання основних засобів на підприємстві. Основні засоби визначають сучасний рівень виробництва та його ефективність. Залежно від того, які витрати виникли під час передачі основних засобів (чи були включені транспортні витрати, чи ні) й буде формуватися вартість переданих основних засобів.

Загалом на підприємствах (шахтах) строки служби обладнання перевищують нормативні, багато основних засобів, що зараз функціонують на підприємствах вуглевидобувної промисловості, мають суттєвий моральний та фізичний знос. Частіше знос основних засобів перевищує балансову вартість. Це зумовлено значними витратами на проведення капітального ремонту основних засобів у процесі видобування гірничої маси. Частіше замість проведення капітального ремонту передають основні засоби з одного підприємства на інше з метою поновлення основної діяльності та збільшення обсягів видобування.

У свою чергу, на основі отриманої інформації з бухгалтерського обліку більш обґрунтовані та коректні рішення будуть прийняті в управлінні. Управлінський апарат інтегрованого вугледобувного об'єднання представляє систему обробки та підготовки інформації про процеси управління підприємством для внутрішніх користувачів. Саме управлінці беруть участь у затвердженні тих чи інших основних засобів для передачі з одного підприємства на інше у межах єдиного інтегрованого вугледобувного об'єднання.

Для інтегрованого вугледобувного об'єднання акт бухгалтерського обліку дозволяє контролювати основні засоби, передані з одного підприємства на інше, оскільки відділи бухгалтерії на підприємствах

підпорядковуюються головному відділу бухгалтерії, який розташовується в об'єднанні. Використання акту з переданих основних засобів для інтегрованого вугледобувного об'єднання в розрізі підприємств дозволяє значно деталізувати документообіг на підприємстві та по об'єднанню в цілому. Розроблені акти відображають реальну інформацію стосовно використання основних засобів та зносу по кожному підприємству, документально регулюють питання щодо передачі основних засобів, оскільки підставою для відображення операції в бухгалтерському обліку є документ. В цілому для інтегрованого вугледобувного об'єднання також має бути розроблений акт для контролю переданих та отриманих тими чи іншими підприємствами основних засобів.

До першої групи відносять основні засоби, які використовуються для обслуговування всього підприємства, а саме для обслуговування капітальних виробіток. До другої групи відносяться основні засоби, які використовують для обслуговування крила шахти. Третя група - це основні засоби, які використовуються на конкретній дільниці, розташованій у крилі шахти. На рис. 5.8 наведено основний зміст Акту бухгалтерського обліку переданих (прийнятих) основних засобів для інтегрованого вугледобувного об'єднання.

У процесі передачі основних засобів транспортні витрати, які сплачує підприємство-реципієнт, потрібно віднести на загальновиробничі витрати. Але якщо суму транспортних витрат сплачує підприємство-донор, то цю суму потрібно віднести до первісної вартості основного засобу, яке передається.

Під час своєї діяльності підприємства вуглевидобувної промисловості використовують основні засоби, які класифікуються за функціональним призначенням, поділяються на виробничі та невиробничі. У сучасних умовах господарювання все гостріше постає питання використання основних засобів невиробничого призначення при проведенні природоохоронної діяльності та здійсненні соціальної діяльності.

Тому потрібно дослідити використання таких основних засобів на підприємствах вуглевидобувної промисловості, визначити механізм калькулювання витрат на ремонт основних засобів природоохоронного призначення, визначити головні проблеми, пов'язані з організацією бухгалтерського обліку основних засобів соціального та природоохоронного призначення.

Номер документа № \_\_\_\_\_

Дата складання \_\_\_\_\_

Акт бухгалтерського обліку переданих основних засобів для інтегрованого вугледобувного об'єднання у розрізі підприємств

Класифікація основних засобів	Підприємство Донор	Підприємство Реципієнт	Інвентарний номер	Транспортні витрати		Вартість переданих основних засобів (сума, грн).
				Вкл (сума)	Нвкл (сума)	
1	2	3	4	5		6
Передані (I) групи						
Передані (II) групи						
Передані (III) групи						
Переприйняті (I) групи						
Переприйняті (II) групи						
Переприйняті (III) групи						
Балансові (I) групи						
Балансові (II) групи						
Балансові (III) групи						
<b>УСЬОГО</b>						
Дата:						
Головний бухгалтер інтегрованого вугледобувного об'єднання						

Рисунок 5.8 – Акт бухгалтерського обліку для переданих основних засобів у розрізі підприємств

### 5.3. Обґрунтування техніко-економічних показників технології повноцінного вилучення малопотужних вугільних пластів

Економіко-математична модель складається з двох загальних блоків: визначення економічно доцільної області застосування технології селективного відпрацювання пластів і розрахунку раціональних обсягів використання нової технології у межах шахти. У першому блоці поряд з виконанням основного завдання проводиться вибір лав, параметри яких задовольняють вимогам переходу на селективне відпрацювання пластів і відсів лав які не задовольняють цим вимогам. Вибір і моделювання невеликої кількості варіантів при визначенні доцільних обсягів застосування нової технології дозволяє істотно спростити модель, зробити її більш керованою, значно



зменшити витрати часу на обрахування і подальший аналіз результатів розрахунків. Разом з тим, прийнятий метод відбору виключає небезпеку того, що оптимальний варіант не буде включений до схеми розрахункових варіантів. Критерієм оптимізації вибрано прибуток, який повною мірою враховує зміни кількості й якості продукції, а також дозволяє оцінити кінцеві результати діяльності підприємства [157].

Розгорнутий вираз цільової функції економіко-математичної моделі має вигляд:

$$Pr = \left( \sum_{i=n}^0 A_{B_i} n_i + \sum_{j=0}^n A_{C_j} n_j \right) (Pk_{ck} - S - S_n) + \sum_{j=0}^n Q_{nj} n_j S_{ymj} \rightarrow \max, \quad (5.5)$$

де,

$i$  – індекс лав, які відпрацьовують пласти валовим способом;

$j$  – індекс лав, які відпрацьовують пласти селективним способом із залишенням присічних порід у виробленому просторі

$A_{B_i}$  – навантаження на  $i$ -ту лаву, т/добу;

$A_{C_j}$  – навантаження на  $j$ -ту лаву, т/добу;

$n_i, n_j$  – кількість робочих днів на рік відповідно для  $i$  – ї та  $j$  – ї лави;

$k_{ck}$  – коефіцієнт знижок, який враховує якість вугілля, що постачається;

$P$  – базова ціна 1 т вугілля, грн/т;  $Q_{nj}$  – обсяг породи, що виймається у  $j$  – ї лаві, т/рік;

$S$  – витрати на видобуток, транспортування і збагачення 1 т вугілля (гірничої маси), грн/т;

$S_n$  – витрати на підтримання виробок, грн/рік;

$S_{ym}$  – витрати на транспортні витрати від місця складування до відвалу, рекультивацію порушених земель, експлуатацію відвалу, деякі заходи щодо збереження природного середовища району, грн/т.

Розрахунок основних технологічних параметрів технологічних схем відпрацювання вугільних пластів виконано у розділі 2.

Ціну 1 т кінцевого продукту визначають з урахуванням поставленої в економіко-математичній моделі мети. З шахти видобуте вугілля, залежно від зольності, може відвантажуватись на ЦЗФ, або безпосередньо споживачу. Загальний вираз для визначення прийнятої ціни товару, що відвантажуються споживачу кінцевого продукту праці  $P$ , має наступний вигляд:

$$P = k_{on} P_s + k_{of} P_k, \text{ грн/т,}$$

де,  $k_{on}$  – коефіцієнт, що враховує обсяг відвантаження вугілля безпосередньо споживачу

$$k_{on} = 1 - k_{of}, \quad (5.6)$$

де,  $k_{of}$  – коефіцієнт, що враховує обсяг відвантаження на ЦЗФ;  $P_{\bar{e}}$  – розрахункова ціна 1 т вугілля, що відвантажується безпосередньо споживачу, грн/т

$$P_{\bar{e}} = P_{\bar{o}} [1 + k_{ck} (A_{\bar{o}} - A_{u})], \text{ грн}, \quad (5.7)$$

де,  $A_{\bar{o}}$  – базова зольність вугілля, %;

$A_{u}$  – зольність вугілля, що відвантажується шахтою, %;

$P_{\bar{o}}$  – базова ціна 1 т вугілля (концентрату), грн/т;

$P_{\kappa}$  – розрахункова ціна 1 т збагаченого вугілля (концентрату), що відвантажується ЦЗФ споживачу

$$P_{\kappa} = P_{\bar{o}} [1 + k_{ck} (A_{\bar{o}} - A_{ob})], \text{ грн}, \quad (5.8)$$

де,  $A_{ob}$  – зольність збагаченого вугілля (концентрату), %.

Витрати на видобуток, транспортування та збагачення 1 т вугілля (гірничої маси). Як і розрахункову ціну, питомі витрати (собівартість) на видобуток, транспортування і збагачення 1 т вугілля (гірничої маси) визначають залежно від розрахункового варіанту відвантаження продукції за формулою

$$S = k_{on} S_{\bar{e}} + k_{of} S_{\kappa} \quad (5.9)$$

де,  $S_{\bar{e}}, S_{\kappa}$  – собівартість відповідно 1 т вугілля, що відвантажується шахтою безпосередньо споживачу, і 1 т концентрату, відвантаженого після збагачення на збагачувальній фабриці, грн/т.

Собівартість вугільного концентрату із зольністю 23%, з урахуванням виходу концентрату після збагачення дорівнює

$$S_{\kappa} = S_{\bar{e},z\bar{o}} / k_{\kappa}, \text{ грн, т}, \quad (5.10)$$

де,  $S_{\bar{e},z\bar{o}}$  – собівартість 1 т вугілля, що відвантажується шахтою на збагачення, грн/т;

$k_{\kappa}$  – коефіцієнт виходу концентрату після збагачення рядового вугілля,  $k_{\kappa} = 0,62$ .

При валовому відпрацюванні вугілля вартість підйому гірничої маси на поверхню у повній собівартості становить 14,73 грн/т. При цьому слід врахувати, той факт, що при селективному відпрацюванні обсяг перевезеної породи знизиться [158].

Прибуток по шахті розраховується за наступною формулою

$$Pr_{u} = (A_{u}^{pik} \cdot k_{\kappa}) (A_{\bar{o}} k_{ck} - S_{\kappa}) + A_{u}^{pik} (1 - k_{\kappa}) \cdot S_{ym}, \text{ тис. грн} \quad (5.11)$$

де,  $A_{u}^{pik}$  – річний видобуток шахти, т/рік.

Для розрахунку економічної ефективності застосування технологічних схем селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі прийняті вихідні дані, які наведено в табл. 5.3.

Інші необхідні при моделюванні гірничо-геологічні, гірничотехнічні та економічні показники прийняті характерними для умов шахт Західного Донбасу, деякі з них були наведено раніше. Розрахунки виконано для вугільних пластів потужністю 0,6 м, 0,7 м, 0,8 м, 0,9 м та 1,0 м. Прийнята величина порід присічення при відпрацюванні пластів зазначеної потужності механізованими комплексами склала відповідно 0,45 м, 0,35 м, 0,25 м, 0,15 м та 0,05 м – при валовому відпрацюванні пластів і 0,60 м, 0,50 м, 0,40 м, 0,30 м та 0,20 м – при селективному відпрацюванні пластів (за один і два проходи комбайна). Тобто мінімальна виїмкова потужність пластів у досліджуваних умовах дорівнює 1,05 м – при валовому відпрацюванні та 1,20 м – при селективному із залишенням породи у виробленому просторі [159].

Таблиця 5.3 - Вихідні дані для розрахунку економічної ефективності

Показник	Позначення	Один. вим.	Величина
Щільність вугілля	$\gamma_y$	т/м <sup>3</sup>	1,35
Щільність породи	$\gamma_n = \gamma_{zn}$	т/м <sup>3</sup>	2,5
Ширина захвату	$r$	м	0,8
Стойка потужність двигуна комбайна	$P_{ст}$ $P_{ст}^{вал}$	кВт	300 200
Багатометановість пласта	$q$	м <sup>3</sup> /тсд	10
Шаг встановлення секцій кріплення	$b_{кр}$	м	1,5
Довжина лави	$l_l$	м	300
Сила опору різанню: – вугілля – породи	$A_p^в$ $A_p^n$	кН/м	350 200
Зольність вугілля пластова	$A_y$	%	12
Зольність порід: – що присікаються – засмічення	$A_n^{np}$ $A_n^з$	%	90 88
Кількість робочих днів на місяць	$n_{сут}^{мес}$	днів	25
Кількість робочих днів на рік	$n_{сут}^{год}$	днів	300
Коеф. виходу концентрату	$k_k$		0,62
Ціна вугілля на ТЕС – базова	$Ц_б$	грн/т	1250
Зольність вугілля на ТЕС базова	$A_б$	%	23
Зольність збагаченого вугілля на ЦЗФ	$A_к$	%	24
Коеф. знижок за перевищення базової зольності	$k_{ск}$		2,5
Витрати на утилізацію породи	$S_{ум}$	грн/т	20

Загальна структурна схема економіко-математичної моделі обґрунтування раціональних областей та об'єгів використання технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі. Структурна схема складається з послідовних блоків, кожен з яких виконує свої функції. Дослідженнями передбачається виконання розрахунків за формулами, наведеними у даному розділі, визначення необхідних допоміжних величин і параметрів. Нижче наводиться опис роботи блоків економіко-математичної моделі та їх взаємодія.

На першому етапі досліджень виконується підготовка та введення вихідних даних, які характеризують гірничо-геологічні, гірничотехнічні, якісні та вартісні показники роботи об'єднання, шахти, очисних вибоїв і збагачувальної фабрики. Деякі дані вводяться до моделі у вигляді постійних величин, інші – у вигляді змінних, які змінюються залежно від конкретних умов і технологічної схеми відпрацювання пласта [160].

Перший блок визначення економічно доцільної області застосування технологічної схеми селективного відпрацювання пластів. Цей блок є першим активним блоком економіко-математичної моделі. Крім вирішення основного завдання, на підставі отриманих в блоці результатів, проводиться відбір лав, які доцільно перевести на селективну технологію. Як зазначалося вище, в економіко-математичній моделі та конкретно в цьому блоці варійованим параметром є потужність порід присічення [161]. Розрахунки виконуються послідовно для кожної лави, в яких потужність порід присічення перевищує 0,05 м, у такому порядку:

1. Спочатку визначаються межі та крок варіювання потужністю порід присічення при валовому відпрацюванні пласта.

2. Після цього з урахуванням варійованої потужності присічення знаходяться розрахункові значення швидкості подачі комбайна при валовому відпрацюванні пласта.

3. Обчислюється розрахункове, з урахуванням присічення порід та швидкості подачі, навантаження на очисний вибій.

4. Визначається величина зольності гірничої маси, що видобувається у лаві.

5. Визначається навантаження на шахту з урахуванням навантаження на кожну лаву.

6. Розраховується зольність вугілля по шахті з урахуванням зольності у кожній лаві.

7. Визначається розрахункова ціна 1 т кінцевого продукту з урахуванням розрахункового варіанта відвантаження.

8. Визначається величина питомих витрат на видобуток, транспортування і збагачення 1 т вугілля (гірничої маси).

9. Виконується розрахунок питомих витрат на підтримання виїмкових виробок.

10 Для кожного варійованого значення потужності присічення бічних порід у лавах визначається величина прибутку (розрахункова) від реалізації кінцевого продукту.

Після закінчення розрахунку варіантів з валовим відпрацюванням пластів проводиться розрахунок прибутку при селективному відпрацюванні пластів. Розрахунки виконуються для двох варіантів технології: за один та за два проходи комбайна із залишенням породи у виробленому просторі [162].

11. Визначається величина присічення бічних порід при селективному відпрацюванні пластів.

12. Розраховуються значення швидкості подачі комбайна під час виймання вугільного пласта та присічення бічних порід.

13. Визначається навантаження на лаву.

14. Знаходиться величина зольності видобутого у кожній лаві вугілля.

15. Визначається навантаження на шахту.

16. Розраховується зольність вугілля по шахті.

17. Визначається оптова ціна 1 т кінцевого продукту.

18. Знаходиться величина питомих витрат на видобуток, транспортування і збагачення 1 т вугілля.

19. Виконується розрахунок питомих витрат на підтримання виїмкових виробок.

20. Визначаються витрати на утилізацію породи.

21. Знаходиться величина прибутку по шахті.

22. На підставі отриманих величин прибутку визначаються економічно доцільні області застосування технологічної схеми селективного відпрацювання пластів залежно від потужності порід присічення у лавах.

23. Описаний цикл розрахунків виконується для кожної лави, в якій присічення порід перевищує 0,05 м.

24. Проводиться відбір лав, які доцільно перевести на технологічну схему селективного відпрацювання.

Другий блок розрахунку раціональних обсягів використання технологічної схеми селективного відпрацювання пластів проводиться методом перебору варіантів [163]. Кількість розглянутих варіантів залежить від кількості відібраних лав. Методом порівняння варіантів проводиться вибір такого співвідношення лав з валовим та селективним видобутком, які забезпечують максимальний прибуток. Розрахунки проводяться у такій послідовності [164].

1. Визначається обсяг видобування по шахті.

2. Розраховується зольність відвантаженого шахтою вугілля.

3. Знаходиться оптова ціна 1 т кінцевого продукту (вугілля, концентрату).

4. Розраховуються витрати на видобуток, транспортування і збагачення.

5. Знаходяться витрати на утилізацію породи.

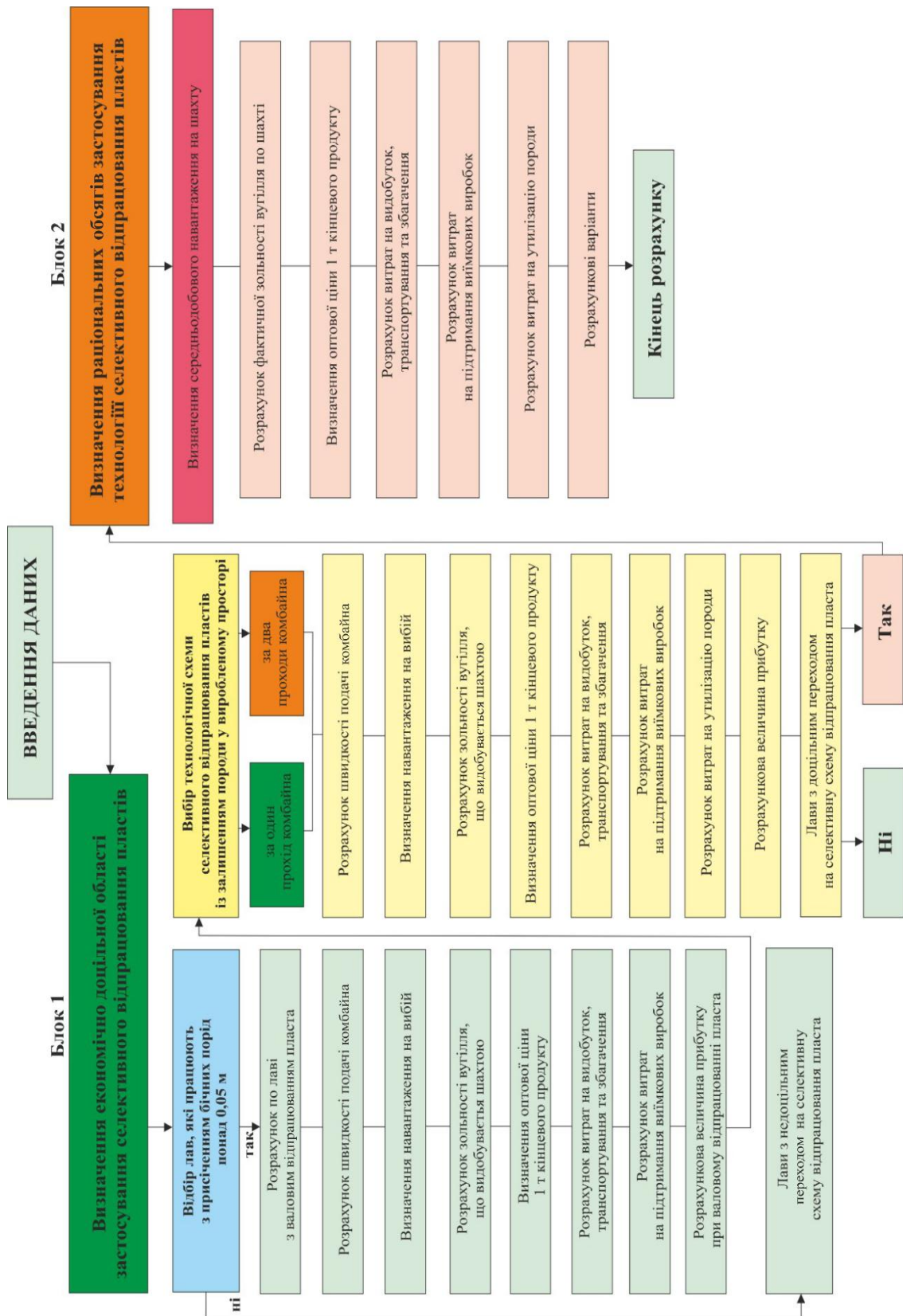


Рисунок 5.9 – Структурна схема економіко-математичної моделі обґрунтування раціональних областей та обсягів використання технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі

Результати реалізації першого блока економіко-математичної моделі за визначенням раціональної області застосування технології селективного відпрацювання вугільних пластів залежно від їх потужності та величини присічення бічних порід, для різних варіантів технологічних схем, з урахуванням і без урахування збагачення, наведено в табл. 5.4 і на рис. 5.10.

Дані свідчать проте, що при валовому відпрацюванні пластів, в межах розглянутої потужності, досягаються досить високі навантаження на лаву від 2000 т/добу до 2800 т/добу, що забезпечує середньодобове навантаження на шахту понад 12 тис т і річний видобуток шахти у 4,4 млн. т із зольністю 44,1%.

При переході на селективне відпрацювання пластів із залишенням порід присічення у виробленому просторі обсяг видобування в очисних вибоях різко падає до 1200 т/доб. При цьому середньодобовий видобуток шахти становить близько 8 тис. т, а річний складає 2,8 – 2,9 млн. т. Обсяг видобування становить 64% – 66% від валового, однак зольність вугілля, що видобувається, знижується до 22,5% – 23,7%.

Витрати на транспортування гірничої маси на збагачувальну фабрику та збагачення, з урахуванням виходу продукту (62%), підвищує собівартість відвантаженого на ТЕС концентрату. Величина прибутку в цілому по варіанту валового відпрацювання пластів склала близько 1,8 млрд. грн, тоді як при варіантах селективного відпрацювання пластів – 2,7 млрд. грн, тобто на 50% більше.

Результати реалізації другого блока економіко-математичної моделі за визначенням раціональних обсягів використання технологій валового та селективного відпрацювання вугільних пластів наведено в табл. 5.5 та і рис. 5.11. Аналіз даних показує, що при переході трьох з п'яти лав на селективне виймання вугілля із залишенням породи у виробленому просторі ефективність від реалізації технології складе 143,8 млн. грн/рік (+ 46%) у порівнянні з валовою технологією.

Таблиця 5.4 – Результати першого блока розрахунків з визначення економічної доцільності технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі

Основні показники роботи шахти при валовій та селективній технології відпрацювання вугільних пластів																			
Параметр	Один. вим.	Валове виймання вугільного пласта та порід присічення						Селективне виймання вугільного пласта та порід присічення за один прохід комбайна із залишенням породи у виробленому просторі						Селективне виймання вугільного пласта та порід присічення за два проходи комбайна із залишенням породи у виробленому просторі					
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15					
1	2																		
Потужність вугільного пласта	м	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	0,6	0,7	0,8	0,9	0,6	0,7	0,8	0,9					
Потужність присічних порід	м	0,45	0,35	0,25	0,15	0,05	0,6	0,5	0,4	0,3	0,6	0,5	0,4	0,3					
Навантаження на лаву	т/доб	2825,8	2631,5	2437,2	2243,0	2049,2	1242,9	1437,6	1627,1	1810,6	1237,2	1392,4	1522,9	1642,6					
Зольність вугілля, що видобувається	%	59,2	52,0	43,8	34,6	24,0	27,2	24,7	22,7	21,0	21,5	21,6	22,1	22,8					
Видобуток по шахті	т/доб млн. т/рік			12 187 4,40				8 167 2,90				7 844 2,80							
Зольність по шахті	%								44,1/ після збагачення 24,0					22,56					
Собівартість вугілля (концентрага)	грн/т			566,61					315,70				315,70						
Ціна 1 т вугілля, що відвантажується на ТЕС	грн/т			1218,75					1228,35				1263,64						
<b>Прибуток по варіантам</b>	<b>млн. грн</b>			<b>1773,86</b>				<b>2709,6</b>					<b>2702,05</b>						



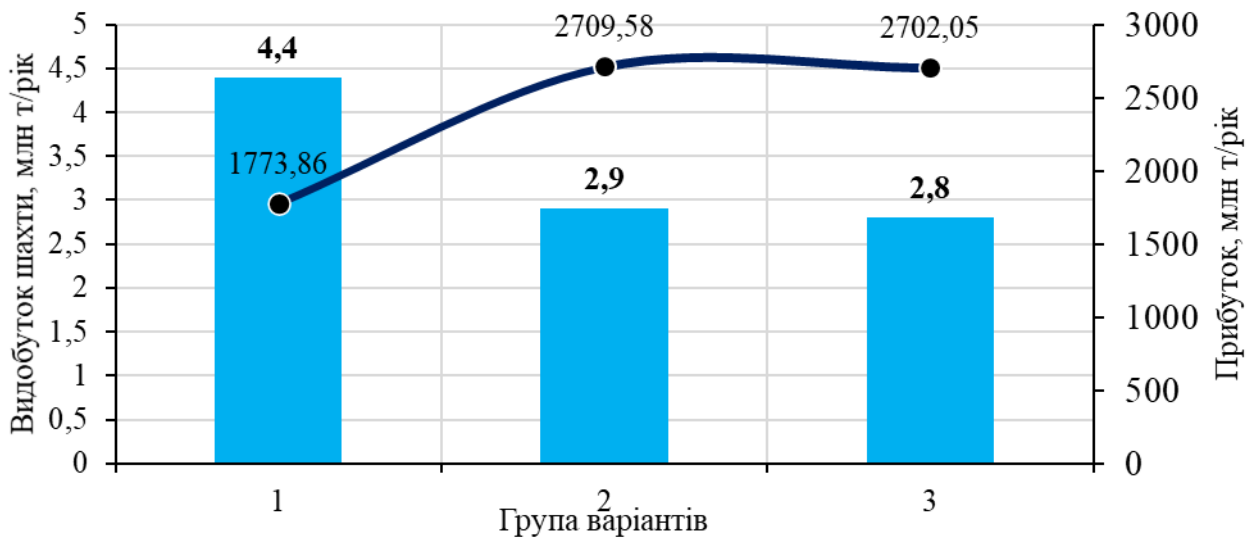
Таблиця 5.5 – Результати другого блока розрахунків з визначення раціональних обсягів застосування технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі

Показник	Розрахункові варіанти								
	Група								
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
Один. вим.	1 вал.*	1 сел.човн.*	1 сел. одн.*	1 сел. одн.*	1 сел. одн.*	1 сел. одн.*	1 сел. човн.*	1 сел.човн.*	1 сел.човн.*
	2 вал.	2 сел. човн.	2 сел. одн.	2 вал.	2 сел. одн.	2 сел. одн.	2 вал.	2 сел. човн.	2 сел. човн.
	3 вал.	3 сел. човн.	3 сел. одн.	3 вал.	3 вал.	3 сел. одн.	3 вал.	3 вал.	3 сел. човн.
	4 вал.	4 сел. човн.	4 сел. одн.	4 вал.	4 вал.	4 вал.	4 вал.	4 вал.	4 вал.
	5 вал.	5 сел. човн.	5 сел. одн.	5 вал.	5 вал.	5 вал.	5 вал.	5 вал.	5 вал.
Видобуток шахти	12186,7	8167,37	7844,24	10598,14	9358,99	8444,65	10603,83	9409,89	8599,77
	4,4	2,9	2,8	3,8	3,4	3,0	3,8	3,4	3,1
Зольність видобутого вугілля шахти	44,13	23,69	22,56	37,46	31,02	25,72	38,12	32,20	26,99
Собівартість 1 т вугілля, що відвантажується	566,61	351,7	306,8	558,23	546,45	329,42	558,20	546,17	329,01
Ціна 1 т вугілля, що відвантажується на ТЕС	1218,75	1228,35	1263,64	1218,75	1218,75	1165,12	1218,75	1218,75	1125,18
Прибуток за варіантами	1773,86	2709,58	2702,05	1543,46	1369,68	3154,45	1542,63	1362,27	3212,63

\* вал. – валове виймання вугілля та порід присічення

сел. човн. – селективне виймання вугілля та порід присічення за один прохід комбайна

сел. одн. – селективне виймання вугілля та порід присічення за два проходи комбайна



- 1 – валове виймання вугілля та порід присічення
- 2 – селективне виймання вугілля та порід присічення за один прохід комбайна
- 3 – селективне виймання вугілля та порід присічення за два проходи комбайна

Рисунок 5.10 – Графік залежності прибутку шахти від прийнятої технології відпрацювання вугільних пластів

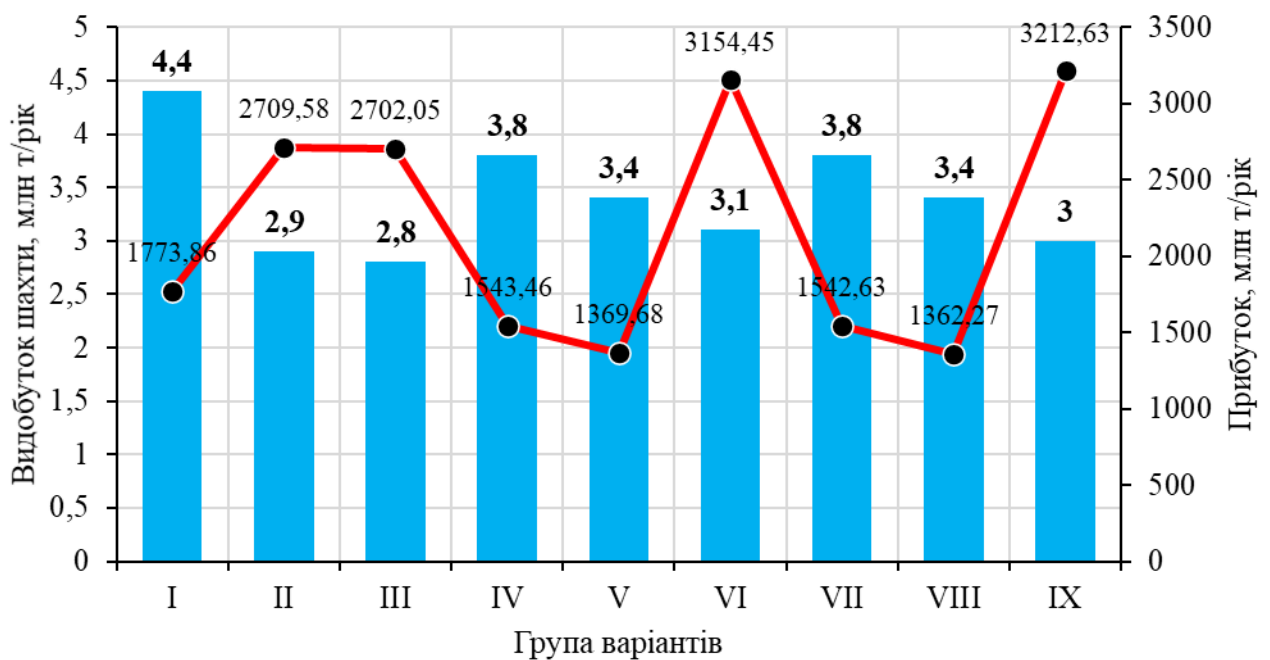


Рисунок 5.11 – Графік залежності прибутку шахти від прийнятих обсягів застосування селективної технології відпрацювання вугільних пластів

#### 5.4 Висновки до розділу

У ході дослідження методики бухгалтерського обліку витрат на основні засоби на підприємствах вуглевидобувної промисловості отримано результати, які можуть бути використані на підприємствах вуглевидобувної промисловості через удосконалення обліку витрат на основні засоби.

Проведене дослідження з функціонування підприємств вуглевидобувної промисловості дозволило виявити проблеми з нарахування амортизації на основні засоби. Уточнення функціонування структурних підрозділів вугледобувного підприємства дозволило ідентифікувати склад готової продукції на вугледобувних підприємствах (об'єднаннях), що поділяється на концентрат, штиб, промпродукт. Дослідження процесу видобування дозволило встановити, що гірнича маса поділяється на «корисні копалини» та «порожні породи». Тому необхідно врахувати її кількість під час розрахунку амортизаційних відрахувань. Для цього запропоновано використовувати рахунок 26 «Гірничі маси» з відповідним відкриттям двох аналітичних рахунків 26.1 «Корисні копалини» та 26.2 «Порожні породи». Надалі в роботі обґрунтовано застосування удосконаленого виробничого методу нарахування амортизації на основні засоби гірничо-шахтного призначення через застосування коефіцієнту відношення корисних копалин до видобутої гірничої маси, який розраховується для кожного підприємства на основі його геологічно-технічних характеристик.

Відсутність системного підходу до розуміння операцій з передачі-прийому основних засобів та витрат, що виникають при їх здійсненні, унеможлиблює відображення у бухгалтерському обліку цього процесу, у зв'язку з чим при проведенні внутрішнього аудиту основних засобів неможливо перевірити обсяг зазначених сум витрат та склад витрат на утримання та поліпшення основних засобів. Це вимагає обґрунтування нового підходу до розуміння процесу передачі основних засобів між вуглевидобувними підприємствами через запропоновану інтегровану класифікацію основних засобів для цілей бухгалтерського обліку та внутрішнього аудиту. Виходячи з видів основних засобів, які можуть бути передані, запропоновано наступні уточнення стосовно «балансових» – основні засоби з раніше набутим правом користування. Давність набуття права користування основними засобами для підприємств, які функціонують більше 5 років, проявляється у вигляді приналежності основних засобів підприємству від початку його функціонування або введення основних засобів в експлуатацію у строк більше ніж 5 років з моменту отримання основного засобу. У свою чергу, визначити «переміщені» як такі, що знаходяться на балансі підприємства-донора, але фактично використовуються підприємством-реципієнтом без прийняття на баланс останнього, а «переприйняті» – як такі, що фактично використовуються підприємством-реципієнтом та прийняті ним на баланс. Розроблено такі форми внутрішньої документації для процесу передачі: акт зносу основних засобів, які підлягають передачі, акт з передачі-прийому основного засобу, акт переданих основних засобів для інтегрованого вугледобувного об'єднання у розрізі підприємств. Сформована інформація на основі запропонованих форм документації забезпечує управлінський персонал необхідною інформацією для ухвалення обґрунтованих рішень стосовно основних засобів.

Економіко-математичний аналіз варіантів схем відпрацювання тонких та вельми тонких пластів показав, що з економічної точки зору для умов шахт Західного Донбасу найбільш доцільно розглядати перехід очисних вибоїв на селективну технологію відпрацювання тонких та вельми тонких вугільних пластів при величинах присічення бічних порід понад 0,25 м.

Результати аналізу досліджень економічної доцільності показали, що прибуток шахти при переході очисних вибоїв з валової на селективну технологію складе 2,7 млрд грн, що на 46% більше ніж при традиційній (валовій) технології.

Проведені економічні розрахунки дозволили визначити потенційну область застосування технології селективного відпрацювання вугільних пластів із залишенням порід присічення у виробленому просторі. Для умов шахт Західного Донбасу область застосування технології розповсюджується на пласти геологічною потужністю від 0,63 м до 0,8 м при селективній схемі відпрацювання вугільного пласта за один прохід комбайна та від 0,71 м до 0,8 м відповідно за два проходи комбайна.

Аналіз показників раціональних обсягів використання технологічних схем в очисних вибоях показав, що найбільший економічний ефект досягається при роботі одночасно трьох очисних вибоїв з селективним вийманням вугілля потужністю  $m_{\text{вуг}} = 0,6 \text{ м}$ ,  $0,7 \text{ м}$  і  $0,8 \text{ м}$  та двох інших вибоїв з валовим видобутком вугілля і порід присічення при  $m_{\text{пр}} = 0,05 \text{ м}$  та  $0,15 \text{ м}$ . Очікуваний економічний ефект від застосування рекомендованих раціональних обсягів використання технологічних схем виймання для умов шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» складе 143,8 млн. грн/рік або 47,9 грн/т.

Встановлено, що у Західному Донбасі в межах області застосування селективної технології зосереджено до 420 млн. т запасів вугілля, що додатково можуть бути вилучені.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

На підставі міждисциплінарних досліджень, аналізу та узагальнення літературних та виробничих даних авторами монографії представлено розроблену концепцію функціонування шахтного комплексу як рентабельного багатопродуктового виробництва, шляхом використання супутніх ресурсів при виробництві вугілля, вивченні наявних умов виробництва, елементного складу вугілля та вміщуючих порід з техніко-економічним обґрунтуванням доцільності переходу на використання супутніх ресурсів виробництва.

Ключову роль в розвитку вугледобувної галузі України займають шахти Західного Донбасу, забезпечуючи енергонезалежність нашої держави. Однак, у результаті аналізу сучасного стану експлуатації вугледобувних підприємств Західного Донбасу виявлені тенденції погіршення гірничо-геологічних умов розробки вугільного родовища, зниження корисної потужності пластів, якості видобувного енергетичного вугілля, що в свою чергу призводить до скорочення проектних термінів служби діючих шахт, збільшення накопичення пустих порід на цінних земельних площах.

1. Встановлено, що технології ведення очисних робіт на шахтах Західного Донбасу не в змозі розробляти пласти потужністю менше 1,05 м без присічення бічних порід. Середня геологічна потужність пластів, які відпрацьовуються – 0,81 м, що призводить до неминучого збільшення зольності гірничої маси, що підіймається на поверхню, зниження економічного ефекту від видобування вугілля, займання все більшої площі відвалами пустих порід після збагачення вугілля, зростанням техногенного впливу на поверхневу екосистему. Подальший розвиток шахтного виробництва в Україні пов'язаний з переходом на ще більш тонкі пласти. У той же час закриття шахт не є альтернативою, оскільки створює одночасно загрозу енергетичній безпеці держави, а також стає джерелом соціальної напруженості через значне вивільнення трудових ресурсів. Тому необхідний докорінно інший підхід до використання шахтного комплексу.

2. Обґрунтовані технологічні рішення відпрацювання тонких та вельми тонких пластів, які складають понад 80% розвіданих геологічних запасів у державі. Розроблена авторами роботи прогресивна технологія селективного видобування дозволить ефективно відпрацьовувати вугільні пласти потужністю 0,63-0,8 м, що додатково дозволить вилучити до 420 млн т балансових запасів вугілля та збільшити проектний термін служби шахт регіону від 15 до 60 років. У свою чергу це створює підстави для розвитку галузі на десятиліття.

3. Розроблено методіку розрахунку параметрів конструктивно-технологічної схеми відпрацювання тонких та вельми тонких вугільних пластів із залишенням породи у виробленому просторі, яка дозволяє сформувати технічні рішення, спрямовані на підвищення ефективності виробництва очисних робіт за рахунок забезпечення раціональної кількості та якості вугілля.

4. Встановлені закономірності розподілу токсичних та потенційно токсичних елементів між органічною та мінеральною складовою, а також між основними фракціями мінеральної частини вугільних пластів Західного

Донбасу і визначені «ряди спорідненості» цих елементів відносно органічної частини вугільних пластів, а також щодо сульфідної, силікатної та карбонатної фракцій мінеральної частини вугільних пластів, що дозволило встановити вміст ТiПТЕ у продуктах і відходах вуглезбагачення та розробляти технології збагачення вугілля з урахуванням вмісту цих елементів.

5. За результатами досліджень встановлено ряди спорідненості між групами елементів, які дали змогу обґрунтувати доцільність їх вилучення в залежності від мінерального складу неорганічної частини вугілля.

6. Розроблено класифікацію основних вугільних пластів Західного Донбасу за вмістом ТiПТЕ, що дозволяє виконати довготерміновий прогноз вмісту цих елементів у гірничій масі і планувати заходи, спрямовані на зменшення їх вмісту у продуктах і відходах вуглевидобування.

7. Адаптовані інноваційні способи утилізації низькопотенційного тепла шахтних вод, відпрацьованого вентиляційного повітря, компресорних установок та шахтних териконів до виробничих умов шахт Західного Донбасу.

8. Оцінено енергетичний потенціал тепла, утилізованого з шахтних вод за допомогою теплонасосних технологій дозволяє отримати від 20 до 25% енергії, що видобувається з вугіллям.

9. Розрахунками доведено, що впровадження технологій генерації теплової енергії при використанні теплонасосних утилізаційних установок знижує викиди вуглекислого газу більше, ніж у 2 рази, порівняно з традиційною генерацією енергії твердопаливними котельнями.

10. Обґрунтована авторами роботи концепція розвитку шахтного комплексу, як багатопродуктового виробництва, дозволяє окрім вугілля отримувати сировину для будівельної, хімічної галузей та кольорової металургії. Проведені економічні розрахунки дозволили оцінити перспективність вилучення із золи виносу Придніпровської ТЕС цінні і вельми дефіцитні на ринку хімічні елементи, метали та сировинні ресурси.

11. Ефективність запропонованих нових технологічних рішень оцінено отриманими техніко-економічними показниками системи «шахта – збагачувальна фабрика – теплоелектростанція – відходи виробництва». Очікуваний економічний ефект від застосування рекомендованих раціональних обсягів використання прогресивної технології повноцінного вилучення тонких і вельми тонких вугільних пластів складе 143,8 млн грн/рік або 47,9 грн/т. Вилучення найбільш перспективних елементів, а саме титану, літію та ванадію дозволить отримати економічний ефект у розмірі 18,5 млн грн/рік (оцінені запаси цих елементів у накопичених відходах складають на суму понад 22 400 млн грн.). Завдяки застосуванню технології утилізації низькопотенційної енергії шахтних вод, з урахуванням їх фактичної кількості по 10 шахтам Західного Донбасу може бути отримано 1,29 млн Гкал/рік. Обсяг очікуваної економії від утилізації теплової енергії шахтних вод, з урахуванням додаткових витрат на роботу електроприймачів теплонасосних установок, становить 2 021,44 млн грн/рік. Додаткова економія за рахунок зниження вартості викидів CO<sub>2</sub> при переході на більш чисті технології генерації теплової енергії складе

3,37 млн грн/рік. Сумарний економічний ефект від запропонованих нових технологічних рішень оцінено в 2,1 млрд грн/рік.

Результати виконаних авторами монографії досліджень дозволяють визначити концептуальні підходи розвитку інфраструктури вугледобувних комплексів, як системоутворюючих для гарантій енергетичної безпеки України і поєднання інтересів держави, суспільства та бізнесу.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Робота ринку електроенергії за грудень 2020 року. Звіт Укренерго. URL <https://ua.energy/electricity-market/roboata-rynku-elektroenergiyi-za-gruden-2020-roku/>
2. International Energy Agency. Coal information 2017. OECD: Paris, 2017. 500 p. <https://doi.org/10.1787/coal-2017-en>
3. Ukraine coal. Industry report. Kyiv: Baker Tilly, 2013. 12 p. URL [http://www.bakertilly.ua/media/Baker%20Tilly%20-%20Report\\_coal\\_industry\\_eng.pdf](http://www.bakertilly.ua/media/Baker%20Tilly%20-%20Report_coal_industry_eng.pdf) (дата звернення 20.01.2018).
4. Снижение добычи угля в Украине ускорилось // Kosatka.Media URL: <https://kosatka.media/category/ugol/analytics/ukrainskie-shahty-uskorili-snizhenie-temprov-dobychi-uglya> (дата обращения: 01.02.2021).
5. К вопросу оставления породы в выработанном пространстве угольных шахт / В.И. Бондаренко, В.В. Русских, А.И. Яркович, Д.С. Малашкевич. Розробка родовищ. 2014. С. 19 – 24.
6. Бондаренко В., Чередниченко Ю., Малашкевич Д. Альтернативное использование угля. Школа підземної розробки 2017: тези доп. XI Міжнар. наук.-практ. конф., 4 – 8 вер. 2017 р. Бердянськ: НГУ, 2017. С. 3 – 4.
7. Бондаренко В., Чередниченко Ю., Малашкевич Д. Нові тренди альтернативного використання вугілля. Форум гірників 2017: Міжнар. наук.-техн. конф., 4 – 7 жовт. 2017 р. Дніпро: НГУ, 2017. С. 20 – 24.
8. Бондаренко В., Чередниченко Ю., Малашкевич Д. Нові тренди альтернативного використання вугілля. Форум гірників 2017: Міжнар. наук.-техн. конф., 4 – 7 жовт. 2017 р. Дніпро: НГУ, 2017. С. 20 – 24.
9. Бондаренко В., Чередниченко Ю., Малашкевич Д. Нові тренди альтернативного використання вугілля. Форум гірників 2017: Міжнар. наук.-техн. конф., 4 – 7 жовт. 2017 р. Дніпро: НГУ, 2017. С. 20 – 24.
10. Смирнов А. В., Пилюгин В. И. Эволюция современных систем разработки тонких пологих угольных пластов длинными очистными забоями //Розробка родовищ. – 2015
11. Malashkevych D. et al. Comprehensive assessment of the mined coal quality and mining conditions in the Western Donbas mines //E3S Web of Conferences. – EDP Sciences, 2020. – Т. 201.
12. Кошка А. Г. и др. Отработка тонких и весьма тонких пластов с оставлением пустых пород в шахте //Геотехнічна механіка. – 2013.
13. Петлеванный М.В., Гайдай А.А. Анализ накопления и систематизация породных отвалов угольных шахт, перспективы их разработки. Геотехнічна механіка. 2017. Вип. 136. С. 147 – 158.
14. Дмитриенко С.А., Кузуб Л.М., Руденко В.Н. О складировании шахтной породы. Уголь Украины. 2014. №7. С. 35 – 36.
15. Перспективы использования шахтной породы в твердеющих смесях для обеспечения устойчивости капитальных выработок / С.В. Мкртчян и др. Уголь Украины. 2016. №1. С. 28 – 32.
16. Кодекс України Про надра / Відомості Верховної Ради України, 1994. –340 с.



17. Інструкція про зміст, оформлення і порядок подання у ДКЗ України матеріалів з геолого-економічної оцінки запасів вугілля і горючих сланців / Офіційний вісник України, 1997. – №44. – 235 с.
18. Системи енергоменеджменту та їх математичне забезпечення: навч. посібник / Г.Г. Півняк, С.І. Випанасенко, О.І. Хованська та ін. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 214 с.
19. Zhou N., Jiang H.Q., Zhang, J.X. Application of solid backfill mining techniques for coal mine under embankment dam. Mining Technology. 2013. № 122(4), P. 228 – 234. <https://doi.org/10.1179/1743286313Y.0000000042>
20. Zhang J.X., Miao X.X., Guo G.L. Waste-filling in fully-mechanized coal mining and its application. Journal of Mining and Safety Engineering. 2008. № 18(4). P.479 – 482. [https://doi.org/10.1016/S1006-1266\(08\)60279-5](https://doi.org/10.1016/S1006-1266(08)60279-5)
21. Dayang X. Backfill practice in China coal mines. Journal of mines, metals and fuels. 2013. Vol 61. P. 225 – 234.
22. Backfilling technology of substituting waste and fly ash for coal underground in china coal mining area / Y.L. Huang et al. Environment Engineering Management Journal. 2011. Vol. 10(6). P.769 – 775.
23. Взаимодействие механизированных крепей с кровлей / А.А. Орлов и др. М., Недра, 1976. 336 с.
24. Сулаев В.И. Обоснование параметров технологии отработки тонких пластов с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство (на примере шахт Западного Донбасса): дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / ДГА Украины, Днепропетровск, 1995. 201 с.
25. Рябцев О.В. Обоснование технологических параметров околоштрековых бутовых полос: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.11 / НАН Украины, Ин-т геотехн. механики. Днепропетровск, 2005. 224 с.
26. Кузык И.Н., Артамонов В. Н., Камуз А. М. Выбор и обоснование экологических технологий комплексного использования породы в шахтах. Проблеми екології. 2010. № 1/2. С. 123 – 127.
27. Технология отработки тонких пластов с закладкой выработанного пространства: монография / Бузило В.И. и др. Днепропетровск: НГУ, 2013. 124 с.
28. Механика вибрационно-пневматических машин эжекторного типа: монография / Булат А.Ф. и др. Киев: Наук. думка, 2001. 176 с.
29. Хайрутдинов М.М., Шаймярдянов И.К. Подземная геотехнология с закладкой выработанного пространства: недостатки, возможности совершенствования. Горный информационно-аналитический бюллетень: научно-технический журнал. 2009. №1. С. 240 – 250.
30. Кияшко Ю.И., Усаченко Б.М., Шмиголь В.В. Стендовые испытания метательной дробильно-закладочной машины. Уголь Украины. 1990. №6. С. 37 – 38.
31. Захаров Ю.Н., Кантович Л.И. Взаимодействие механизированных крепей с кровлей при разработке Старобинского месторождения калийных солей. Москва: МГГУ, 2003. 152 с.

32. Колоколов О. В., Медяник В. Ю., Бескровный В. И. Оставление породы в шахте как фактор повышения эффективности разработки угольных пластов на больших глубинах. Науковий вісник Національного гірничого університету. 2006. №9. С. 26 – 30.
33. Спосіб селективної розробки вугільних родовищ із закладкою виробленого простору: пат. 105458 Україна: МПК E21F 15/06, E21C 41/18. № а 2013 07611; заявл. 17.06.2013; опубл. 12.05.2014, Бюл. №9.
34. Утилизация отходов добычи и переработки угля: учебн. пособие. / Фрянов Ф.Н. и др. Новокузнецк, 2000. 55 с.
35. Малоотходная технология добычи угля / Жуков В.Е., Выстороп В.В., Колчин А.М., Григорюк Е.В. Киев: Техника, 1984. 144 с.
36. Яркович А.И., Малыхин А.В. Опыт и перспективы оставления пород в шахтах Западного Донбасса. Розробка родовищ. 2013. С. 201 – 205.
37. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанных пространств / С.С. Гребенкин, В.В. Мельник, В.И. Бондаренко и др. Донецк: «ВИК», 2013. 752 с.
38. Пневмозакладочные комплексы: справочное пособие / Макаревич Ю.С., Бужин Н.К., Ключко В.П. и др. Киев: Техника, 1992. 139 с.
39. Утилизация отходов добычи и переработки угля: учебн. пособие. / Фрянов Ф.Н. и др. Новокузнецк, 2000. 55 с.
40. Волошин А.И. Теория и практика создания закладочных вибрационно-пневматических машин. Уголь Украины. 2013. №3. С. 8 – 12.
41. Хайрутдинов М.М., Шаймярдянов И.К. Подземная геотехнология с закладкой выработанного пространства: недостатки, возможности совершенствования. Горный информационно-аналитический бюллетень: научно-технический журнал. 2009. №1. С. 240 – 250.
42. Prediction of the Height of the Water-Conducting Zone Above the Mined Panel in Solid Backfill Mining / J.Zhang, H. Jiang, X. Deng, F. Ju. // Mine Water Environ. – 2014. – №33. – С. 317 – 326.
43. Патент №133713 на корисну модель, Україна, МПК E21F 15/00, E21C 41/16. Спосіб селективної виїмки корисних копалин із закладкою виробленого простору. (2019). Бондаренко, В.І., Кошка, О.Г., & Малашкевич, Д.С.; заявник і власник патенту ДВНЗ «НГУ». – №u201809105; заяв. 03.09.2018; опубл. 25.04.2019; Бюл. №8. – 4 с.
44. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев. М.: Недра, 1990. 413 с.
45. Правила безпеки у вугільних шахтах: затв. наказом 22 бер. 2010 р. №62. Інформаційно-аналітичний центр «ЛІГА», 2010. 185 с.
46. Давидянц В.Т. Управление кровлей полным обрушением. М.: Углетехиздат, 1957. 183 с.
47. Жуков В.Е., Мищенко Н.В. Об оптимальных параметрах закладочного массива под охраняемыми поверхностными объектами. Уголь Украины. 1990. №3. С. 12 – 13.

48. Кошка А.Г. Обоснование основных параметров и области применения технологии селективной отработки тонких угольных пластов: ... дис. канд. техн. наук: 05.15.02 / ДГИ Днепропетровск, 1988. 197 с.
49. Koshka O., Yavors'kyu A., Malashkevych D. Surface subsidence during mining thin seams with waste rock storage. *Progressive Technologies of coal, coalbed methane and ores mining*. 2014. P. 229 – 234.
50. Рыжков Ю.А., Волков А.Н., Гоголин В.А. Механика и технология формирования закладочных массивов. Москва: Недра, 1985. 191 с.
51. Кошка А.Г., Малашкевич Д.С., Щелканов Р.Р. Исследование углов самотечного движения и коэффициентов трения скольжения шахтной породы. *Геотехнічна механіка*. 2014. Вип. 118. С. 157 – 167.
52. Koshka O., Malashkevych D. Experimental research of mine rock gravity motion regularities. *Szkola Eksplotacji Podziemnej: XXV International scientific – practical conf.*, Feb. 18 – 24. 2015. Krakow: KGHGM, 2015. P 68 – 73.
53. Черватюк В., Малашкевич Д., Русских В. Обоснование конструктивных особенностей выемочно-закладочного комплекса машин для технологии селективной выемки угольных пластов. *Школа підземної розробки 2016: тези доп. X Міжнар. наук.-практ. конф.*, 15 – 18 серп. 2016 р. Бердянськ: НГУ, 2016. С. 29 – 30.
54. Геомеханика нагружения крепи очистных и подготовительных выработок в слоистом массиве слабых пород: монография / Бондаренко В.И. и др. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2012. 236 с.
55. Экспериментальные исследования устойчивости повторно используемых выемочных выработок на пологих пластах Донбасса / Бондаренко В.И. и др. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2012. 426 с.
56. Фомичев В.В. Особенности применения метода конечных элементов в геомеханике. *Науковий вісник Національного гірничого університету*. 2007. № 10. С. 56 – 61.
57. Ковалевская И.А., Бондаренко В.И., Фомичев В.В. Особливості проведення обчислювального експерименту методом скінченних елементів з розрахунку багатопараметричної системи «гірський масив – комбіноване кріплення». *Вісті Академії інженерних наук України*. 2016. № 43(1). С.39 – 47.
58. Соцков В.А. Расположение и крепление надрабатываемых выработок при ведении очистных работ: монография. Днепро.: НГУ, 2017. 124 с.
59. Cao C., Nemcik J., Aziz N. Advanced numerical modeling methods of rock bolt performance in underground mines. *10th Underground Coal Operators' Conference*. University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2010. P. 326 – 329.
60. Aziz N., Jalafar H. Experimental and numerical methodology assessment of load transfer capacity of bolts. *Proc. 24th International Conference on Ground Control in Mining*. August 2 – 4. Morgantown USA, 2005. P. 285 – 293.
61. Substantiating the criteria for applying selective excavation of coal deposits in the Western Donbass / V. Sotskov, O. Podvyhina, N. Dereviahina, D. Malashkevych. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*. 2018. Vol. 26(1). P. 158-164. <https://doi.org/https://doi.org/10.15421/111817>

62. Snihur V., Malashkevych D., Vvedenska T. Tendencies of coal industry development in Ukraine. Mining of mineral deposits. 2016. Vol. 10 (2). P. 1 – 8.

63. Геомеханика нагружения крепи очистных и подготовительных выработок в слоистом массиве слабых пород: монография / Бондаренко В.И. и др. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2012. 236 с.

64. Усаченко Б.М., Чередниченко В.Н., Головчанский И.Е. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизированных породах. Киев: Наукова думка, 1990. 144 с.

65. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография. Днепропетровск: НГУ, 2008. 224 с.

66. Симанович Г.А. Управление режимами взаимодействия породного массива с крепью горных выработок на основе регулирования ее деформационно-силовой характеристикой: дис. ... доктора техн. наук: 05.15.02; 05.15.11/ Днепропетровск, 1993. 408 с.

67. Ламонина Е.В. Численное моделирование трещиноватых скальных массивов: дис... канд. техн. наук: 25.00.20 / МГМУ, Москва, 2006. 182 с.

68. Vlasov S., Sidelnikov A. Results of the 3-D simulation of the transversely isotropic rock mass stress state around a longwall. New techniques and technologies in mining. 2010. P. 145 – 150.

69. Симанович Г., Малашкевич Д., Демченко Ю. Анализ напряженно-деформированного состояния элементов схемы поддержания штрека при селективной выемке пласта с частичной закладкой выработанного пространства. Школа підземної розробки 2016: тези доп. X Міжнар. наук.-практ. конф., 15 – 18 серп. 2016 р. Бердянськ: НГУ, 2016. С. 31 – 32.

70. Четверик М.С. Теория сдвижения массива горных пород и управления деформационными процессами при подземной выемке угля: монография / М.С. Четверик, Е.В. Андрощук – Д.: РИА «Днепр – VAL», 2004. – 148 с.

71. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. Киев: Наукова думка, 1989. 192 с.

72. Савостьянов А.В., Ключков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. Киев: УМК ВО, 1992. 276 с.

73. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса. Москва: ЦНИИЭуголь, 1992. 168 с.

74. Скипочка С.И., Усаченко Б.М., Куклин В.Ю. Элементы геомеханики углепородного массива при высоких скоростях подвигания лав. Днепропетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2006. 248 с.

75. Геомеханика взаимодействия анкерной и рамной крепей горных выработок в единой грузонесущей системе: монография / В.И. Бондаренко и др. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2010. 174 с.

76. Kurlenya, M.V., Oparin, V.N. (1999). Problems of nonlinear geomechanics. Part 1. Journal of Mining Science. 1999. Vol. 35(3). P 216 – 230. <http://dx.doi.org/10.1007/bf02550237>

77. Nonlinear Deformation Processes in the Vicinity of Mine Workings / Oparin V.N. et al. Part I. Journal of Mining Science. 2003. Vol. 39(4). P. 315 – 322. <http://dx.doi.org/10.1023/b:jomi.0000023182.34424.9e>
78. Симанович Г.А. Взаимодействие породного массива с трубчатými штангами и разработка метода расчета их параметров: дисс. ... кандидата техн. наук: 05.15.11; 05.15.04 / Днепропетровск, 1982. 197 с.
79. Круковский А.П. Изменение поля напряжений вокруг выработки с различными видами крепи при ее сохранении после прохода лавы. Геотехническая механика. 2015. № 121. С. 39 – 47.
80. Солодянкин А.В. Оценка напряженно-деформированного состояния разупрочняющегося породного массива комплексом численных методов. Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. 2003. №4(21). С. 145 – 149.
81. СОУ 10.1.00185790.011:2007. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. [Введ. 2008-04-01]. Донецьк: ДонВУГІ, 2008. 114 с. (Стандарт Мінвуглепрому України).
82. КД 12.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. Киев: УкрНИМИ, 1998. 149 с. (Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности Украины)
83. Взаимодействие грузонесущих элементов крепижной системы выемочных выработок «массив – рама – анкер»: монография / В.И. Бондаренко и др. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2015. 214 с.
84. Развитие научных основ повышения устойчивости горных выработок шахт Западного Донбасса: монография / Бондаренко В.И., Мартовицкий А.В., Ковалевская И.А., Черватюк В.Г. Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2010. 340 с.
85. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. Ммосква: Недра, 1982. 479 с.
86. Любошиц М.И., Ицкович Г.М. Справочник по сопротивлению материалов. Минск: Высшая школа, 1969. 354 с.
87. Совершенствование способов охраны подготовительных выработок /А.М. Симанович и др. Донецк: «Донбасс», 1973. 121 с.
88. Назимко В.В. Коэффициент бокового распора обрушенных и уплотненных пород. Известия Вузов. Горный журнал. 1981. №10. С. 25 – 27.
89. Integrated evaluation of the worked-out area partial backfill effect of stress-strain state of coal-bearing rock mass / D. Malashkevych, V. Sotskov, V. Medyanyk, D. Prykhodchenko. Solid State Phenomena. 2018. Vol. 277. P. 213 – 220. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/SSP.277.213>
90. Соцков В.А., Малашкевич Д.С., Русских В.В. Анализ влияния частичной закладки выработанного пространства на НДС углевмещающего массива при селективной отработке тонких угольных пластов. Геотехнічна механіка. 2016. Вип. 129. С. 54 – 64.

91. Барабаш М.В. Інтенсифікація гірничих робіт при сумісному відпрацюванні вугільних пластів з урахування зон знеміцнення міжпластя: дис. канд. техн. наук. 05.15.11 / Дніпро, НТУ Дніпровська політехніка, 2017. 208 с.
92. Бондаренко В., Воронин С., Малашкевич Д. Разработка технологической модели селективной выемки весьма тонких угольных пластов Западного Донбасса. Школа підземної розробки 2016: тези доп. X Міжнар. наук.-практ. конф., 15 – 18 серп. 2016 р. Бердянськ: НГУ, 2016. С. 25 – 26.
93. Козій Є.С., Ішков В.В. Розподіл токсичних і потенційно токсичних елементів в мінеральній частині вугілля Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району. Збірник матеріалів наукової конференції «Сучасні проблеми літології осадових басейнів України і суміжних територій» до 100-річчя Національної академії наук України. – Київ: ІГН НАН України, 2018. – С. 35
94. Перельман А.И. Геохимия. - М.: Высшая школа, 1989. - 528 с.
95. Finkelman R.B., Brown R.D. Mineral resource and geochemical exploration potential of coal that has anomalous metal concentration// US Geol. Surv. Circ. -Washington, 1988. №1035. - P. 18 - 19.
96. Reynolds R.E. et al. (1979) Process for Recovering aluminium and other metal values from fly ash. US Patent No. 4159310.
97. Matjie R.H., Bunt J.R., Heerden J.H.P. (2005) Extraction of alumina from coal fly ash generated from a selected low rank bituminous South. African coal. Miner Eng 18:299 –310 .
98. Hill RO et al. (1981) Process of extraction of aluminium values from coal ash. US Patent No. 424364.
99. Lisowyj B. (1986) Method for extracting of iron, aluminium and titanium from coal ash. US Patent No. 4567026.
100. Fontana D., Kulkarni P., Pietrelli L. (2005) Extraction of titanium (IV) from acidic media by 2-ethylhexyphosphonic acid mono-2-ethylhexyl ester. Hydrometallurgy 77:219–225.
101. Huo .P, Yan Y., Li S., Li H., Huang W. (2009) Preparation and characterization of cobalt sulfophthalocyanine/TiO<sub>2</sub>/fly-ash cenospheres photocatalyst and study on degradation activity under visible light. Appl Surf Sci 255:6914–6917.
102. McDowell W.J. et al. (1981) Salt-soda sintering process for recovering aluminum from fly ash. US Patent No. 4254088.
103. Meawad A.S., Bojinova D.Y., Pelovski Y.G. (2010) An overview of metals recovery from thermal power plant solid wastes. Waste Manag 30:2548–2559.
104. Russ J.J. et al. (1985) Method for separating and recovering silica, alumina and iron from fly ash, minerals ores and mine tailings.US Patent No. 453918.
105. Fass R. et al. (1994). Bioleaching method for the extraction of metals from coal fly ash using thiobacillus. US Patent No. 5278069.
106. Ivasyshyn O.M., Aleksandrov A.V.. Status of the titanium production, research, and applications in the CIS. Mater Sci 2008;44(3):311–27.

107. Liu B., Liu Y.B., Yang X., Liu Y. TITANIUM 2008: development of international titanium industry, preparation technology and applications. *Mater Sci Eng Pow Metall* 2008;14(2):67–73.
108. Corigliano F. et al. (1989) Process for the high-yield recovery of vanadium from petroleum combustion residues. US Patent No.4814150.
109. Lakshman et al. (1990) Process for treatment of fly ash. US Patent No.4966761.
110. Scharifker B. et al. (2009) Process to recovery vanadium contained in acid solutions. US Patent No. 7498007B2.
111. Vitolo S., Seggiani M., Filippi S., Brocchini C. (2000) Recovery of vanadium from heavy oil and orimulsion fly ashes. *Hydrometallurgy* 57:141–149.
112. Shiroto Y. et al. (2003) Production of high purity vanadium compound from vanadium-containing carbonaceous residues. US Patent No. 6652819B2.
113. Grantham L. et al (1974) Recovery of lithium carbonate. US Patent No. 3857920.
114. Gurupira T., Jones C.L., Howard A., Lockert C., Wandell T., Stencil J.M. (2001) New products from coal combustion ash: selective extraction of particles with density less than 2. In: International ash utilization symposium, Lexington, Kentucky.
115. Hurst S.L. et al. (1978) Fly ash beneficiation process. US Patent No.4121945.
116. Ashworth R.A. et al. (1987) Method for the recovery of minerals and production of by-products from coal ash. US Patent No. 4652433.
117. Ramme B.W. et al. (2008) Separation of cenospheres from fly ash. US Patent No. 0190327A1.
118. Ramme B.W. et al. (2011) Separation of cenospheres from fly ash. US Patent No. 8074804B2.
119. Ramme B.W. et al. (2012) Separation of cenospheres from fly ash. US Patent No. 0050519A1.
120. Оголошення про проведення відкритих електронних торгів ТОВ "Запорізький титано-магнієвий комбінат" <https://prozorro.gov.ua/tender/UA-2016-11-17-001306-a>
121. Titanium Price. Electronic resource. access mode: <http://www.metalary.com/titanium-price/>
122. Салихов, В. А. (2009). Перспективы извлечения ценных цветных и редких металлов из золо-шлаковых отвалов энергетических предприятий Кемеровской области. *Вестник Томского государственного университета*, (327), 163-168. (дата обращения: 26.03.2020).
123. Xiang-yang C., Xin-zhe L., Qui-li Z., Hong-zhou M.A., Hin Z. (2010) Leaching vanadium by high concentration sulfuric acid from stone coal. *Trans Nonferr Met Soc China* 20:123–126
124. Козій Є.С., Ішков В.В. Класифікація вугілля основних робочих пластів Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району по вмісту токсичних і потенційно токсичних елементів. *Збірник наукових праць «Геотехнічна механіка»*. – 2018. – № 136. – С. 74 – 86.

125. Л.А. Сербінова. Еколого-економічне обґрунтування використання шахтних вод в якості вторинних ресурсів. Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 4/2017 (105) с 82-86. URL: [http://www.kdu.edu.ua/PUBL/statti/2017\\_4\\_82-87\\_6.pdf](http://www.kdu.edu.ua/PUBL/statti/2017_4_82-87_6.pdf)

126. Россінський Р.М. Підземні води ліквідованих вугільних шахт. Властивості й вплив на навколишнє середовище, перспективи очистки підземних вод [Текст] /Р.М. Россінський, В.М. Россінський // Вісн. донб. нац. акад. будів. та арх. – Макіївка, 2005. – Вип. 2(50). – С.46-49

127. Виборнов Д. Шахтний водовідлив як джерело теплової енергії. “Geodesy, Architecture & Construction 2011” (GAC-2011), 24-26 November 2011, Lviv, Ukraine 147

128. Голубничий В.Г., Дмитренко С.А., Ляхович Г.В., Пушкова С.В. Утилізація низкопотенціального тепла шахтної води. Уголь України. 2013 – 9 (4).

129. Галимова Л.В. Абсорбційні холодильні машини і теплові насоси [Текст]: учебн. Пособие / Л.В. Галимова; Астрахан. гос. тех. ун-т. – Астрахань: Изд-во АГТУ, 1997. – 226с. – Библиогр.: с. 125.

130. Концепція Державної цільової економічної програми розвитку вугільної промисловості на 2011-2015 роки. Міністерство енергетики України. URL: [http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/control/publish/article?art\\_id=196451](http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/control/publish/article?art_id=196451)

131. Патент України №61130. Установка горячего водопостачання / Самуся В.І., Оксень Ю.І., Радюк М.В., Мишанський Ю.О. URL: <http://nv.nmu.org.ua/index.php/uk/avtoram-i-chitacham/rubriki-zhurnalu/57-ukrcat/innovatsijni-proekti/innovatsijni-proekti-ngu-2012/82-teplonasosna-utilizatsiya-skidnogo-tepla-shakhtnoji-vodi-ustanovka-garyachogo-vodopostachannya>

132. Красник В.Г. Уланов М.М. Альтернативні джерела енергії на підприємствах вугільної промисловості. ДП «Науково-технічний центр «Вуглеінновація». URL: <https://dtek.com/content/files/vyacheslav-krasnik.pdf>

133. Замицький О. В. Аналіз методів охолодження та утилізації тепла шахтних компресорних установок / О. В. Замицький, Є. Р. Гладун // Вісник Криворізького національного університету. - 2016. - Вип. 43. - С. 165-170. - URL: [http://nbuv.gov.ua/UJRN/Vktu\\_2016\\_43\\_37](http://nbuv.gov.ua/UJRN/Vktu_2016_43_37)

134. Новітні принципи теплонасосних та когенераційних технологій використання викидного тепла [Текст]: моногр. / М.М. Табаченко, В.І. Самуся, Р.О. Дичковський та ін. - Д.: Національний гірничий університет, 2012. - 247 с.

135. Системи енергоменеджменту та їх математичне забезпечення: навч. посібник / Г.Г. Півняк, С.У. Випанасенко, О.І. Хованська та ін. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 214 с.

136. Методика визначення енергетичної ефективності будівель. Наказ Міністерства регіонального розвитку, будівництва та житлового господарства України № 169 від 11.07.2018 р. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0822-18#Text>

137. Бондаренко В. И. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых / В. И. Бондаренко, А. М. Кузьменко, Ю.



Б. Грядущий, В. А. Гайдук, О. В. Колоколов; И.о. Нац. горный ун-т; – Дніпропетровськ, 2003.– 643 с. : іл.. – Бібліогр. : с. 622 - 643

138. Бойко Н. Г. Підвищення навантаження на лаву і поліпшення сортового складу вугілля без додаткових витрат / М.Г. Бойко, Є.М. Бойко; РВА ДонНТУ. - Донецьк, 2003.– 80 с. : іл.. – Бібліогр. : с. 78 - 80

139. Касьянова В. О. Амортизація основних засобів: методи нарахування та організація обліку // В. О. Касьянова / Економічний вісник Донбасу / Серія Фінанси. 2013. – №. 2. – 232 с. – С. 117 – 122. Бібліогр.: 1 назв.

140. Хижняк Л. Т. Новые нормы амортизации как способ обеспечения шахт современным оборудованием // Л.Т. Хижняк, Н.В. Шемякина, А.А. Пономаренко / Экономика промышленности. - 2009. – №. 2 (45) – 220 с. – С. 156 - 167. Бібліогр.: 12 назв.

141. Барановська Т. В. Облікова політика підприємств в Україні: теорія і практика : автореф. дис. канд. екон. наук : 08.06.04 / Барановська Т. В. ; Нац. аграр. ун-т.. – Київ, 2005. – 21с.

142. Чорнявська Т. М. Облікова політика підприємства як фактор управління доходами і фінансовими результатами діяльності // Т.М. Чорнявська / Облік і фінанси АПК. - 2012. – №. 1. – 230 с. – С. 82 – 85. Бібліогр.: 6 назв.

143. Основи хімії і фізики горючих копалин. / В. І. Саранчук [та ін.]; Донецьк: Східний видавничий дім, 2008. – с. 815.- Бібліограф.: с. 810 - 813

144. Кириченко В. В. Методика обліку і контролю витрат на ремонт основних засобів (на прикладі промислових підприємств Вінницької області): автореф. канд. екон. наук : 08.06.04 / Кириченко Валентина Володимирівна.; М-во освіти і науки України, Київ. нац. екон. ун-т. – Київ, 2004. – 21 с. : іл. – Бібліогр.: с. 17 - 19 (12 назви).

145. Лозинський В. Г. Аналіз сучасних методів отримання даних для визначення об'ємів відходів та донних відкладів // В. Г. Лозинський / Вісник Львівської політехніки / Фотограмметрія, геоінформаційні системи та картографія. 2015. – №. 2 (30). – 98 с. – С. 87 – 97. Бібліогр.: 58 назв.

146. Закон України. ЗУ «Про охорону навколишнього природного середовища». № 1264-12від 25. 06 1991 р. : прийнятий Верховною Радою України 01. січн. 2016 р. – Київ : Велес, 2016. – 7 с. – (Серія видань “Офіційний документ”).

147. Ланговий В. О. Стратегічні напрямки розвитку ремонтної бази вугільної промисловості України // В. О. Ланговой / Економічний простір. 2008. – №. 12 (1). – 162 с. – С. 119 – 129. Бібліогр.: 4 назв. 155 – 158.: Бібліогр.: 10 назв.

148. Макурін А. А. Принципи бухгалтерського обліку і аудиту витрат підприємств вуглевидобувної промисловості у країнах Європи / А.А. Макурін, О. М. Петрук // Економічний простір: Збірник наукових праць. – 2015. – №. 97. – 225 с. – С. 222-232 : Бібліогр.: 8 назв.

149. Макурін А. А. Проблеми нормативного регулювання бухгалтерського обліку у вуглевидобувній промисловості / А. А. Макурін // Науковий вісник Херсонського державного університету. Серія «Економічні науки». – 2015. – №. 11 – 220 с. – С. 155 – 158.: Бібліогр.: 10 назв.

150. Макурін А. А. Обліково-аналітичні проблеми на вугледобувних підприємствах в умовах євроінтеграції України / А. А. Макурін, О. М. Петрук // Науковий журнал Економічний часопис XXI. – 2015. – №9-10. – 118 с. – С.111 – 115.: Бібліогр.: 10 назв.

151. Макурін А. А. Проблеми бухгалтерського обліку основних засобів у вуглевидобувній галузі / Макурін А. А. // Облік, аналіз та аудит в контексті Європейської інтеграції України: монографія / за заг. Ред. Пашкевич М.С.; М-во освіти і науки України; Нац. Гірн. Ун-т. Дніпропетровськ.: НГУ, 2015. – 361 с. – с. 130-167.: Бібліогр.: 37 назв.

152. Макурін А. А. Обґрунтування типів основних засобів для обліково-аналітичного забезпечення їх передачі між підприємствами інтегрованого вугледобувного об'єднання / А. А. Макурін, М. С. Пашкевич // Науковий журнал Бізнес Інформ – 2015. – № 10 – 320 с. – С. 304 -310 : Бібліогр.: 10 назв.

153. Макурін А. А. Проблеми обліково-аналітичного забезпечення вуглевидобувної промисловості в контексті євроінтеграції України : Розвиток бухгалтерського обліку: теорія, професія, між предметні зв'язки: збірник матеріалів 11 Міжнар. Наук.-практ.конф. (26 лютого 2015.; м. Київ) / вип. 2015.- 632 с. – С. 96-99.: Бібліогр.: 6 назв.

154. Макурін А. А. Принципи бухгалтерського обліку на вугледобувних підприємствах в країнах Європи : Облік, контроль і аналіз в управлінні підприємницькою діяльністю: матеріали 12-ї Міжнародної науково-практичної конференції: Черкаси, 13-15 травня 2015р. / відп. ред. О.В. Долгальова; М-во освіти і науки України, Черкас. держ. технол. ун-т. – Черкаси: ЧДТУ, 2015. 146с. – С. 24-26.: Бібліогр.: 6 назв.

155. Макурін А. А. Удосконалення обліку амортизації основних засобів виробничим методом на гірничодобувних підприємствах/ А.А. Макурін, М.С. Пашкевич // Науковий журнал Економічний часопис XXI 2016 –№ 9-10. – 102. - С 95 – 99.: Бібліогр.: 22 назв.

156. Макурін А. А. Особливості організації обліку готової продукції з метою удосконалення розрахунку амортизації основних засобів на вугледобувних підприємствах / А.А. Макурін // Науковий вісник Одеського національного економічного університету. – Науки: економіка, політологія, історія. – 2016. – № 4 (236). – 256 с. – Мови: укр., рос., англ. – С. 177 – 190 : Бібліогр.: 10 назв.

157. Макурін А. А. Удосконалення методики розрахунку амортизації на основні засоби на підприємствах вуглевидобувної промисловості / А.А. Макурін // Науковий вісник Ужгородського університету. Серія «Економіка». Випуск Ужгород, 2016 – 1(47). с. 478. – С. – 469 – 474. Бібліогр.: 8 назв.

158. Чернявский Н.В. Влияние обогащения энергетических углей на их калорийность и эффективность сжигания на тепловых электростанциях. Збагачення корисних копалин. 2012. № 49(90).С. 44 – 56.

159. ДСТУ 4083-2002 Вугілля кам'яне та антрацит для пиловидного спалювання на теплових електростанціях. Технічні умови [Чинний від 2002-03-19]. Київ, 2002. 11 с. (Національний стандарт України).

160. Углеобогащение как важная составляющая энергетики Украины. Медиа центр ДТЭК: веб сайт. URL: <https://dtek.com/content/files/serhiy-antonenko.pdf> (дата звернення 04.02. 2019).

161. ДТЭК ЦОФ Павлоградская увеличивает производительность и снижает нагрузку на экологию. Інформаційний портал: веб сайт. URL:<https://beg.dp.ua/dtek-cof-pavlogradskaaya-uvelichivaet-proizvoditelnost/> (дата звернення 02.02. 2019).

162. Как формируются тарифы на железнодорожные перевозки грузов. Бизнес цензор. веб сайт. URL: [https://biz.censor.net.ua/resonance/3026811/kak\\_formiruyutsya\\_tarify\\_na\\_jeleznodorojnye\\_perevozki\\_gruzov](https://biz.censor.net.ua/resonance/3026811/kak_formiruyutsya_tarify_na_jeleznodorojnye_perevozki_gruzov) (дата звернення 02.02. 2019).

163. Кошка О., Малашкевич Д., Тацуля К. Оцінка раціональної області та обсягів селективного відпрацювання запасів вугілля шахт Західного Донбасу. Школа підземної розробки 2017: тези доп. XI Міжнар. наук.-практ. конф., 4 – 8 вер. 2017 р. Бердянськ: НГУ, 2017. С. 23 – 24.

164. Malashkevych D.S., Zinchuk M.O. Substantiation of the efficiency and expediency of selective coal mining technology. Widening our horizons: The 12th International forum for students and young researches, April 20 – 21. 2017. Dnipro: NMU, 2017. P. 85.

Наукове видання

**Малашкевич** Дмитро Сергійович  
**Козій** Євген Сергійович  
**Макурін** Андрій Андрійович  
**Кошеленко** Євгеній Валерійович

**КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦІАЛУ  
ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ  
ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ**

МОНОГРАФІЯ

Видано в редакції авторів

Підписано до друку 21.12.2021р. Формат 60x80/16.

Папір офсетний. Умовн. друк. арк. 9,8

Обл.-вид. 11,5. Тираж 100 пр. Зам №0601

Видавництво “Журфонд”

49000, Дніпро, пр. Д. Яворницького, 60.

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру

ДК №684 від 21.11.2001 р.

Відруковано

ПП Вахмістров О.Є

49000, м. Дніпро, вул. Писаржевського, 18.