

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
“НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ”

Інститут з проектування гірничих підприємств



А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов

БУРЕ ВУГІЛЛЯ УКРАЇНИ: УМОВИ ЗАЛЯГАННЯ ТА ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ

Навчальний посібник

Дніпропетровськ
НГУ
2015

УДК 622.332 : 622.271.32 (075.8)
ББК 33.31: 33.22 Я⁷³
Д74

Рекомендовано до видання вченою радою Державного вищого навчального закладу “Національний гірничий університет” (протокол № 14 від 20 жовтня 2015 р.).

Рецензенти:

М.С. Четверик – д-р техн. наук, професор, завідувач відділу геомеханічних основ технології відкритої розробки родовищ Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України;

С.З. Поліщук – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри опалення, вентиляції і якості повітряного середовища Державного ВНЗ “Придніпровська державна академія будівництва та архітектури.

Дриженко А.Ю.

Д74 Буре вугілля України: умови залягання та перспективи освоєння : навч. посіб. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ: НГУ, 2015. – 332 с.

ISBN 978-966-350-569-5

Описано історію розвитку відкритої розробки родовищ бурого вугілля України. Наведено геолого-промислову характеристику і сучасний стан підприємств, а також перспективи освоєння родовищ над сольовими штоками. Розглянуто умови їх залягання. Обґрунтовано основні методичні положення, типи гірничотранспортного обладнання та параметри формування виробок розкриття й підготовки суттєво обводнених горизонтів бурого вугілля до експлуатації. Виконано моделювання сумісної роботи драглайну зі стрічковим конвеєром і бункером-перевантажувачем у зневодненій зоні розкриття кар’єру. Розглянуто питання організації гірничотранспортних робіт із добування гірничої маси, комплексного її використання та переробки на супутню продукцію.

Для інженерно-технічних працівників гірничих підприємств, проектувальників, викладачів і студентів учбових закладів гірничого профілю.

УДК 622.332 : 622.271.32 (075.8)
ББК 33.31: 33.22 Я⁷³

ISBN 978-966-350-569-5

© Дриженко А.Ю., Шустов О.О., 2015
© Державний вищий навчальний заклад
“Національний гірничий університет”, 2015

*Присвячено пам'яті одного із першовідкривачів
Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля
Сафронову Ігорю Леонідовичу*

Передмова

Одним із ключових питань стратегічного розвитку паливно-енергетичного комплексу України є промислове освоєння нових вугільних родовищ. Якщо в структурі світових запасів вуглеводневої сировини вугілля становить 67%, а нафта і газ відповідно 18% і 15%, то в Україні – вугілля 95,4%, нафта – 2%, газ 2,6%. При цьому лише вугілля, завдяки уже розвіданими запасами, здатне у майбутньому знизити енергозалежність України від закордонної сировини. За оцінкою фахівців роль вугілля в теплоенергетиці України, як і у світі в цілому, буде постійно зростати.

Оцінюючи загалом умови роботи вуглевидобувної галузі, можна класифікувати їх за вкрай важкі із ряду об'єктивних причин. Це насамперед, складні, важко прогнозовані гірничо-геологічні умови розробки та відсутність світового досвіду видобутку вугілля з глибини 900 – 1000 й більше метрів. У цих умовах особливої актуальності набуває промислове освоєння нових буровугільних родовищ, здатних частково компенсувати видобуток енергетичного вугілля в Україні. Район, з яким пов'язані ці родовища, відомий у геологічній літературі як “північно-західні окраїни Донецького басейну”. Він розташований на краю південно-східної частини Дніпровсько-Донецької западини у області переходу її до Донецької складчастої структури. Адміністративно включає південну частину Харківської та північну Донецької областей. Родовища приурочені до депресій над сольовими діапіровими структурами й представляють новий для України генетичний тип буровугільних родовищ. Вік вугленосних відкладень: верхній палеоген (олігоцен) – нижній неоген (міоцен). До теперішнього часу в районі встановлено понад 10 соляних діапірових структур. З більшістю із них пов'язані поклади бурого вугілля та інших корисних копалин.

Потенціально промислово вугленосність мають Берекська, Степківська, Біляєвська та Бантишевська діапірові структури. Натепер Ново-Дмитрівська структура вивчена найбільш детально, а за масштабами та умовами утворення комплексу різноманітних корисних копалин і запасами вугілля віднесена до унікальних. На базі Ново-Дмитрівського родовища може бути побудований кар'єр із річною продуктивністю добування 9 – 10 млн. т високоякісного бурого вугілля. При цьому коефіцієнт розкриття не перевищить – 4 м³/т, що у 3 рази менше досягнутого на кар'єрах ДХК “Олександріввугілля”.

Досвід розробки подібних родовищ у вітчизняній практиці відсутній. Тому наведені у навчальному посібнику принципово нові технології та організація відпрацювання потужних покладів бурого вугілля й попутних корисних копалин є досить продуктивними й економічними, заслуговують пильної уваги при проектуванні й втіленні у складних виробничих умовах при освоєнні нового типу буровугільних родовищ.

Навчальний посібник містить результати науково-дослідних робіт, виконаних авторами на протязі понад 40 років. Отримані нові технічні рішення захищені патентами на винаходи, впроваджені при проектуванні й, частково, на аналогічних підприємствах із подібними умовами експлуатації. При написанні навчального посібника співавторами окремих підрозділів є Анісімов О.О. – II.4.2-4.4, III.6.6; Чернорай А.М. – II.2.2, 2.3, 5.3; Нікіфорова Н.А. – IV.11.4-11.6; Разумний Ю.Т. – IV.10.2 – 10.8; Садовенко І.О., Тимощук В.І., Тішков В.В. – II.3.4, 3.5, III.6.5; Симоненко В.І. – II.4.2-4.4; IV.12.3.

Розділи II.2 та II.3.1 – 3.3 написані за матеріалами кандидатської дисертації Сафронова І.Л., колишнього головного геолога Слов'янської геологорозвідувальної експедиції треста “Артемгеологія”.

Автори висловлюють глибоку подяку професорам Четверику М.М. й Поліщуку С.З. за їх щирі зауваження й поради, висловлені при редагуванні рукопису.

Навчальний посібник корисний для інженерно-технічних робітників гірничодобувних підприємств, проектантів, викладачів й студентів учбових закладів гірничого профілю.

ЧАСТИНА I. СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ РОДОВИЩ БУРОГО ВУГІЛЛЯ УКРАЇНИ

I.1. Районування родовищ бурого вугілля

Буре вугілля являє собою природний тип твердої корисної копалини осадового походження у якості перехідної форми від торфу до кам'яних різновидів. Його поклади залягають у надрах землі у вигляді плито- й лінзоподібних тіл з невеликою, порівняно із площею розповсюдження, потужністю. Широке промислове значення видобутку бурого вугілля (далі вугілля) в Україні починається з 1929 р., коли був створений трест Укрбурвугілля. Об'єктом розробки став Дніпровський буровугільний басейн, який розташований у центральній частині України і простягається широкою смугою з північного заходу на південний схід через Житомирську, Київську, Черкаську, Кіровоградську, Дніпропетровську, Запорізьку і, частково, через Миколаївську та Одеську області. Загальна протяжність басейну складає 650 км при ширині 70 – 175 км. Його площа становить біля 100 тис. км².

На площі басейну виділено 10 геолого-промислових районів (рис.І.1), які розташовані із північного заходу на південний схід наступним чином [1].

1. Коростишевський – Коростишевське родовище.
2. Звенигородський – Юрківське, Мокро-Колигорське, Зеленківське, Залізнячкове, Олександрівське та інші більш малі родовища.
3. Златопольський – Ново-Миргородське, Златопольське, Журовське, Сердюковське, Палеологівське (Квитковський і Михайлівський поклади) родовища.
4. Кіровоградський – Мало-Висківське, Зелено-Гайське, Ново-Михайлівське, Мамайське, Веселівське, Аджамське, Балашівське та Зеленівське родовища.
5. Ново-Георгіївський – Золотаревське, Ревівське, Табурищенське та Миронівське родовища.
6. Олександрійський – Бандурівське, Морозівське (ділянки Верболозівська, Байдаківська, Семенівська №4, Семенівсько-Головківська), Мошорино-Світлопільське, Ново-Празьке, Михайлівське, Мар'янівське та Балаховське родовища.
7. Криворізький – Христофорівське, Гур'ївське, Весело-Тернівське, Пічугінське та Коломийцівське родовища.
8. Саксаганський – Ганнівське, Фастівське, Ново-Олександрівське, Верхньодніпровське, Соколівське, Саксаганське, Адалимівське, Павло-Григор'ївське, Широківське, Барвінківське та Каменське родовища.
9. Дніпропетровський – Карнаухівське, Павловське, Синельниковське та Первозванівське родовища.
10. Горіховський – Горіховське родовище.

В границях басейну нараховано до 120 родовищ і вуглепроявів бурого вугілля, але не всі з них мають практичне значення та достатні запаси для експлуатації. Станом на 01.01.1985 р. у межах басейну було нараховано 33 родовища, балансові запаси яких за категоріями А+В+С₁ становили 2409,3 млн т, по категоріям С₂ – 215,7 і 393,1 млн т – забалансові. Балансові запаси, що придатні для відкритої розробки, по категоріям А+В+С₁ становлять 510,9 млн. т; забалансові –

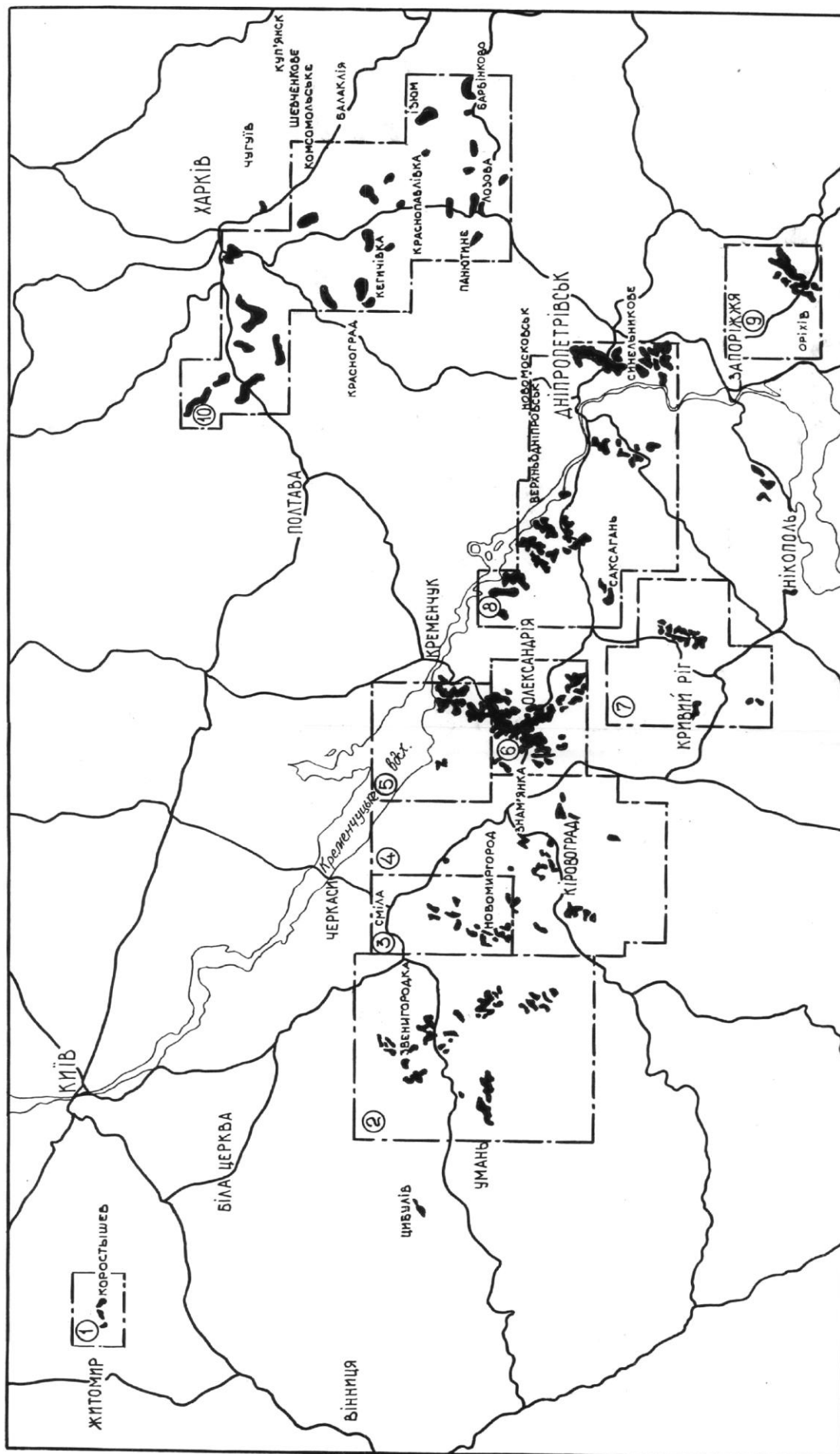


Рис. І.1. Карта розташування буровугільних районів України: 1 – Коростишевський; 2 – Звенигородський; 3 – Златопольський; 4 – Кіровоградський; 5 – Ново-Георгіївський; 6 – Олександрійський; 7 – Криворізький; 8 – Дніпропетровський; 9 – Оріхівський; 10 – Північно-Західний Донбас

393,4 млн т. Розташовані вони, в основному, в Кіровоградській (240,57 млн т) і Дніпропетровській (106,62 млн т) областях; інші – в Черкаській (187,4 млн т), Запорізькій (11,43) і Вінницькій (5,24 млн т) областях.

В експлуатації знаходилось дев'ять родовищ: Андрушівське, Козацьке, Кайтанівське, Юрківське, Балахівське, Бандурівське, Морозівське, Новомиргородське та Семенівсько-Олександрійське, на базі яких працювали 14 вугільних підприємств загальною річною продуктивністю 12,22 млн т, з них сім вугільних кар'єрів із загальною продуктивністю 6,65 млн т. До 2000 р. було намічено будівництво чотирьох нових шахт із загальною річною потужністю 7,1 млн т і вугільний кар'єр потужністю 4 млн т (Верхньодніпровське родовище) [2]. Проте станом на 2011 р. добування бурого вугілля в Україні з причин недостатнього фінансування було практично призупинено.

Німецькою фірмою Лаубаг виконано прогноз відновлення української буровугільної промисловості, згідно з яким комерційно цікавим є використання запасів, що до останнього часу не експлуатуються. Серед них, в першу чергу, планується відновлення видобувних робіт на вже розкритих і обладнаних технікою кар'єрах Костянтинівському та Морозівському із запасами 48,6 і 20,1 млн т та проектною річною продуктивністю 2,3 і 1,5 млн т відповідно. У подальшій перспективі додатково планується освоєння Верхньодніпровського родовища із запасами 146,4 млн т, Ново-Дмитрівського (390 млн т) і Сула-Удайського (130 млн т) з річною продуктивністю 4,7; 8 – 10; і 2 – 4,6 млн т відповідно [3].

В Дніпровському басейні вугленосна товща складається від одного до трьох зближених між собою пластів вугілля, які є, по суті, загальним буровугільним шаром, що розділений породними прошарками потужністю від 0,5 до 6 м і більше. Основним пластом є нижній з потужністю до 25 м при середньому значенні 2 – 4 м. Верхній пласт характеризується змінною потужністю від 0,1 до 3 м. Максимальна потужність усіх пластів сягає 29 м (Верхньодніпровське родовище). Конфігурація покладів доволі складна й повторює контури палеодолин, у межах яких вони розташовані. Залягання родовищ практично горизонтальне. Глибина їх розташування від поверхні коливається від 10 – 30 м в центрі, до 100 – 150 м – на водорозділах. Площа окремих родовищ сягає 50 – 60 км² (табл. І.1).

Загальним для вугілля басейну є те, що воно за ступенем метаморфізму відноситься до бурих з віковою зміною для конкретних родовищ і ділянок. В стелі вугільних шарів залягають переважно вуглисті глини і піски. Серед пісків зустрічаються лінзи глин, вторинних каолінів і пісковиків. Підшвою покладів вугілля служать мілкозернисті піски, рідше – вуглисті глини, а у місцях підняття кристалічного фундаменту – первинні каоліни. У вугільних депресіях на породах кристалічного фундаменту залягають каоліни й перекриваючі їх комплекси осадових утворень, серед яких піскові різновиди є колекторами підземних вод (водоносними горизонтами), а глинисті та вуглисті слабопроникливі шари – водоупорами. В басейні виділяються водоносні горизонти четвертинної системи, комплекс київської, харківської, полтавської та бучакської свит, а також підземних вод тріщинуватих зон кристалічних порід подошви. Водоносні горизонти четвертинної системи безнапірні, потужністю 2 – 14 м, мають коефіцієнт фільтрації

Таблиця І.1

Геолого-промислова характеристика Дніпровського басейну бурого вугілля (за П.Г. Нестеренко)

| Назви районів і родовищ | Превалююча глибина залягання пластів, м | Середня потужність пластів, м | Превалюючий коефіцієнт розкриття, м ³ /т | Якісна характеристика вугілля | | | | | | |
|--|---|-------------------------------|---|-------------------------------|-----------|-----------------|----------------|---------------------------------|------------------|----------------|
| | | | | $W_p, \%$ | $A^c, \%$ | $S_{заг}^c, \%$ | $\gamma^c, \%$ | $Q_{\sigma}^c, \text{ ккал/кг}$ | Вихід бітумів, % | Вихід смоли, % |
| Коростишівський Коростишівське | 15–25 | 4–5 | 4–10 | 55,6 | 40 | 6,28 | 45,2–58,5 | 6530 | 13,2 | 5–13 |
| Звенигородський Юрківське | 15–20 | 4–6 | 6–7 | 50 | 14–18 | 4–5,3 | 23,7–62 | 5900–6530 | 0,6–7,8 | 5,4–23,6 |
| Златопольський Ново-Миргородське | 65–70 | 4–5 | 10–15 | 42,65–59,4 | 10,7–40 | 0,8–4,72 | 50,9–68,6 | 6560–7170 | 1,9–17,75 | 15,5 |
| Кіровоградський Балашівське | 35–38 | 3–5 | підз. розроб. | | | | | | | |
| Ново-Георгіївський Миронівське | 90–100 | 3–6 | 20–30 | 47,2–60,9 | 9,8–26,5 | 1,3–3,7 | 57,3–71 | 5900–7450 | 1,3–11,6 | 8,5–24,6 |
| Олександрійський Бандурівське | 60–70 | 4–5 | 8–10 | 49,9–61,1 | 9,7–35,6 | 1,14–3,79 | 50,5–68,5 | 5000–6950 | 2,3–9,25 | 5–22,8 |
| Морозівське | 50–60 | 3,5–6 | 5–10 | 50–59,9 | 11,7–17,5 | 3–3,7 | 60–63 | 6500–7000 | 5,5–6,2 | 8–23 |
| Верболозівська діл. | 50–60 | 2,5–3,5 | 8–15 | 51–60,2 | 11,5–16,5 | 1,8–3,6 | 58–67 | 6000–6500 | 3,2–8,5 | 6–23 |
| Байдаківська діл. | 30–40 | 5–10 | 4–8 | | | | | | | |
| Семенівсько-Головк. діл. | 30–40 | 10–12 | 2–5 | | | | | | | |
| Балахівське | 30–40 | 4,5–7 | 4–8 | 57–62 | 8,7–33,4 | 2,95–5,25 | 59,1–72,5 | 5130–7880 | 3,38–15,96 | 8,4–38,8 |
| Криворізький Христофорівське | 35–40 | 3,5–4,5 | 6–10 | 54–63,2 | 7,4–27,6 | 5,34–6,44 | 47,2–73 | 3200–7070 | 4,33–5,55 | 6,8–38,2 |
| Пічугінське | 65–75 | 3–4 | 20–25 | 54,6–71,4 | 12,2–29,3 | 4,12 | 57,8–62 | 6300–7130 | 3,5–10,9 | 12–18 |
| Саксаганський Ново-Олександрівське | 65–75 | 5–8 | 10–15 | 54,1–69,59 | 9,8–28,7 | 2,51–5,79 | 57,2–67,1 | 5880–7590 | 3,3–11,4 | 6,9–23,9 |
| Верхньодніпровське | 50–70 | 8–11 | 6–12 | 52,8–58,4 | 8,7–28,8 | 1,1–4,3 | 53–70 | 6730 | 2,8–12,6 | 8–25 |
| Дніпропетровський Синельниківське | 65–75 | 5–7 | 5–20 | 56 | 12,7–17,2 | 2,3–4,5 | 27 | 6700 | До 8 | 8,5–26 |
| Горохівський Горохівське | | | | | | | | | | |
| верхній пласт | 50–55 | 2–3 | 20–30 | 46,9–58,6 | 19,6–38,4 | 1,68–4,96 | 28,3–60 | 3770–6700 | 1,67–6,37 | 4,85–8,73 |
| нижній пласт | 85–95 | 2–3 | 25–30 | 54–60 | 12,4–40 | 0,96–5,99 | 45,2–64,7 | 6560–7590 | 2,37–10,86 | 5,3–16,4 |

Позначення: W_p – вологість, %; A^c – зольність, %; $S_{заг}^c$ – вміст сірки, %; γ^c – вміст летючих на горючу масу, %; Q_{σ}^c – теплота згорання, ккал/кг

1,6 – 43 м/добу, дебіт свердловин 0,6 – 2 л/с. Тип мінералізації переважно гідрокарбонатно-натрієвий, вміст сухого залишку 0,3 – 2,3 г/л. Загальна жорсткість 2,8 – 9 мг/екв. Реакція води лужна (рН 7,2 – 9,0). Водоносний горизонт гідравлічно поєднаний з нижчележачими горизонтами й поверхневими водоймами.

Водоносний горизонт еолово-делювіальних відкладень повсемісно присутній на водорозділах та їх схилах. Водовмісні породи представлені суглинками із лінзами й прошарками мілкозернистих глинистих пісків та супісєй. Покрівля складається з необводнених суглинків, підошва – важких суглинків чи різнокольорових глин. Глибина залягання ґрунтових вод цього горизонту змінюється від 0,8 до 19,5 м. Потужність водоносного шару 1 – 10 м, дебіт свердловин 0,13 – 0,28 л/с. Води гідрокарбонатні з сухим залишком 0,2 – 1,6 г/л; рН=7,2 – 7,9; жорсткість змінюється від 3,6 до 28,6 мг/екв.

Сумісний водоносний комплекс відкладень київської, харківської й полтавської свит представлений переважно пісками. Звичайно цей горизонт безнапірний, але на ділянках, де у покрівлі залягають глини, він має напірний характер. Глибина його залягання на водорозділах 60 – 70 м, в балках і долинах річок – до 3 м. Потужність водовмісної товщі від 2 – 3 до 40 – 45 м. Найбільшим коефіцієнтом фільтрації є піски київської свити (6,4 – 20,44 м/добу). Для полтавських пісків він становить 0,093 – 2 л/с; київських 1,75 – 4,25 л/с. Мінералізація вод у середньому 0,8 г/л.

Бучакський водоносний горизонт не має суцільного розповсюдження й не витриманий за потужністю. Залягає він на кристалічному фундаменті в місцях знаходження первинних каолінів.

За даними Кликова А.Г., ступінь мінералізації води у басейні зростає з північного сходу на південний захід до 1030 – 1175 мг/л. Живлення водоносного комплексу здійснюється за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, площа наповнення рівновелика площі його розповсюдження. Крім метеорологічного фактору, на режим підземних вод суттєво впливає рельєф поверхні, потужність і водопроникність вищележачої товщі порід та пори року.

Слід відзначити, що буровугільна промисловість України була створена у післявоєнний період на базі особливих поставок важкого гірничотранспортного устаткування із Німеччини. Її завданням було забезпечення побутовим паливом – буровугільними брикетами, в основному сільських районів. Для виробництва брикетів потрібна була значна кількість тепла й електроенергії. Тому до складу вуглепереробних комплексів увійшли теплоелектроцентралі (ТЕЦ). Частина тепла й електроенергії використовувались також прилеглими шахтарськими місцями й селищами. Погіршення гірничогеологічних умов на шахтах і кар'єрах, моральне й фізичне зношення устаткування, ліквідація дотацій на придбання брикетів населенням і загальне зниження рівня його платоспроможності та газифікація сіл привели до різкого спаду гірничого виробництва у басейні.

Натепер добування й переробка бурого вугілля ведеться тільки у Олександрійському геолого-промисловому районі. Гірничі роботи у Ватутінському, Новомиргородському та Коростишівському районах припинені у зв'язку з низькими техніко-економічними показниками. Будівництво нових вугледобувних підприємств через обмеженість запасів, відносно високі коефіцієнти розкриття

та віддаленість від переробних підприємств у цих районах у близькій перспективі недоцільне [4].

За даними Мінвуглепрому в 2005 році експлуатувалися тільки “Костянтинівський” сумісно з ділянкою “Протопопівською” та “Морозівський” кар’єри, якими було добуто 313,4 тис. т бурого вугілля; у 2006 р. – 311 тис. т, у 2007 р. – 211 тис. т, у 2008 р. – 40,7 тис. т. Після чого видобуток було призупинено у зв’язку зі зношенням виймального устаткування й недостатнім фінансуванням холдингу.

Слід відзначити, що Україна на цей час має 8,6 млрд т розвіданих і 3,5 млрд т балансових запасів бурого вугілля. Зосереджені вони у Дніпровському буровугільному басейні та на відособлених родовищах Харківської й Полтавської областей – Ново-Дмитрівському та Сула-Удайському. Найбільш перспективними з них для відкритої розробки є запаси, які розташовані у Олександрійському районі Кіровоградської й на Верхньодніпровському та Синельниковському родовищах Дніпропетровської областей, а також Ново-Дмитрівське – на Харківщині (див. рис. 1.1).

Запаси Олександрійського району зосереджені у основному на двох ділянках Миронівського родовища – Миронівській та Костянтинівсько-Березівській, на ділянці Ведмежеярській, а також на ділянці Морозівській №3 Морозівського родовища. Гірничогеологічні умови цих ділянок складні й характеризуються значною глибиною залягання, невеликою потужністю вугільного шару та високими коефіцієнтами розкриву.

На Миронівській ділянці виділена площа під відкриті розробки із запасами 63 млн. т і коефіцієнтом розкриву $17 \text{ м}^3/\text{т}$, а на Костянтинівсько-Березівській ділянці – із запасами 25 млн т і коефіцієнтом розкриву $10 \text{ м}^3/\text{т}$. Ділянка Ведмежеярська має під відкриті роботи запаси 29 млн т. Потужність пласта вугілля коливається від 2 до 12,2 м при середній 6,3 м. Сумарна потужність порід розкриву 70 – 90 м. Морозівська ділянка №3 під відкриті розробки має запаси 11,4 млн т з коефіцієнтом розкриву 10 – 15 $\text{м}^3/\text{т}$.

На **Верхньодніпровському родовищі** запаси під відкриті роботи становлять 159,2 млн т. Гірничогеологічні умови сприятливі: потужність вугільного пласта 10,6 м; промисловий коефіцієнт розкриву – $6,6 \text{ м}^3/\text{т}$; вологість 51 %; зольність 18,7 %; місткість бітуму 8,3 %; теплота згоряння вугілля 2290 ккал/кг. Тут можливо побудувати кар’єр із річною потужністю 4,0 – 4,7 млн т. Але це родовище знаходиться у природоохоронній зоні р. Дніпро. Відведення його під розробку у Дніпропетровській області, яка і так перевантажена гірничодобувними підприємствами, доволі проблематично.

На **Синельниковському буровугільному родовищі** із загальними запасами 350 млн т під відкриті роботи розвідана ділянка Петровська із запасами 70 млн т і коефіцієнтом розкриву $9,1 \text{ м}^3/\text{т}$. Вміст води у вугіллі 58 %; сірки 4,8 %; зольність 20,8 %; вміст бітуму 7,4 %; теплота згоряння 1810 ккал/кг. Гірничо-геологічні умови складні. Інші родовища Верхньодніпровського буровугільного району розвідані попередньо і можуть розроблятися тільки підземним способом.

Ново-Дмитрівське родовище бурого вугілля розташоване у Барвінківському районі Харківської області. Воно приурочене до глибокої западини над

сольовим штоком, має мульдоподібну форму залягання. Промисловий інтерес являють три буровугільних шари, потужність яких змінюється від 2,0 до 60 м. Балансові запаси становлять 390 млн т. Зольність вугілля змінюється від 13,5 до 40 %; вологість – 48,5 – 56 %; вміст сірки – 1,5 – 3,8 %; теплота згоряння коливається від 1435 до 2930 ккал/кг. Глибина залягання вугільних шарів на виходах до поверхні 50 – 60 м, а у центрі мульди досягає 300 – 400 м. Промисловий коефіцієнт розкриття складає 4 м³/т. Вугілля придатне як для брикетування й отримання гірського воску, так і для прямого спалення й хіміко-технологічної переробки [5-8].

Сула-Удайське родовище розташоване у Полтавській області, складається із чотирьох ділянок: Воронківської, Меліхівської, Сенчанської та Дубровської. Загальні запаси ділянок становлять 504,5 млн т. Ділянка Меліхівська розвідана попередньо, а інші освітлені тільки пошуком. Буровугільні поклади Меліхівської ділянки представлені двома шарами – верхнім і нижнім. За попередніми даними потужність верхнього шару становить 2,7 м, нижнього – 3,8 м. Глибина залягання продуктивних шарів коливається від 16 до 112 м. Робоча вологість – від 58,8 до 60,2 %; вміст сірки – від 1,46 до 1,7 %; теплота згоряння палива – 2080 ккал/кг. Попередньо виділена ділянка під відкриту розробку має середній коефіцієнт розкриття 9,5 м³/т, запаси – біля 100 млн т. Якість вугілля вивчена недостатньо.

З виконаного геолого-промислового огляду слідує, що за умовами залягання буровугільних покладів, їх якості та величини промислових запасів доцільним є відновлення законсервованих добувних робіт на Костянтинівському й Морозівському кар'єрах. Але їх промислові запаси й експлуатаційна продуктивність недостатні для задоволення енергетичних потреб регіону. Тому у якості першочергового будівництва нових буровугільних підприємств слід відзначити Ново-Дмитрівське родовище, на базі якого можливо створити потужний паливно-енергетичний комплекс. На користь такого висновку слід додати, що поряд з цим родовищем виявлено ще декілька аналогічних мульдоподібних покладів бурого вугілля над сольовими штоками з великими запасами: Бантишевське, Степківське, Берекське, Біляєвське та інші – усього 10 соляно-купольних структур. Вугілля на них характеризується підвищеним виходом смоли (до 18,5 %) і бітуму (до 10 – 15 %) [9].

На підставі світової практики й попередніх розробок інститутами УкрНДІпроект і Укренергопром, а також фірмою “Лаубаг” доведено [3], що економічно доцільно використовувати буре вугілля для виробництва електроенергії й тепла шляхом утворення паливно-енергетичних комплексів на місці його добування (на базі Ново-Дмитрівського родовища). Виробництво синтетичного рідкого палива й газу з бурого вугілля на близьку перспективу недоцільне. Окрім того, на базі родовища доцільно у якості допоміжних виробництв розвивати також вироблення гірського воску, гумінових добрив, сорбентів, вуглелужних реагентів і будівельних матеріалів [10-12].

I.2. Аналіз досвіду освоєння родовищ бурого вугілля

У середині 40-х років минулого століття на підставі проведених економічних досліджень була виявлена можливість створення на базі українського бурого вугілля електрохімкомбінату у складі теплової електростанції потужністю 222 тис. кВт і заводу напівкоксування продуктивністю 2 млн т із цехами по переробці побічних продуктів. За даними [13] при напівкоксуванні з одного кілограму вугілля можливо було б отримати 66 % напівкоксу; 8,95 % смоли; 0,46 % бензолу і 100 м³/т газу. За умови переробки 4,4 млн т вугілля на рік булаведена можливість отримувати до 2 млн т напівкоксу, з яких 1,5 млн т направляти на електростанцію, та 0,5 млн т – на побічне виробництво, а також виготовляти наступний об'єм хімподуктів: 21,5 тис. т бензолу; 75 тис. т чорної карболки; 73 тис. т мастила для шпалопропитування; 95 тис. т буровугільного пеку; 9 тис. т парафіну і до 32 тис. т сірки.

У післявоєнний період продовжувалися науково-дослідні й проектно-пошукові роботи з обґрунтування доцільності розробки родовищ бурого вугілля відкритим способом. Так, у перших публікаціях Фіделева О.С. [14-18] наводяться нові на той час методи визначення можливої глибини комплексно механізованих кар'єрів та обґрунтування доцільних параметрів їх розробки. Розглядалися умови можливого застосування транспортно-відвальних мостів німецького виробництва у комплексі з багатоковшовими екскаваторами для розробки порід розкриву. Досліджувалися параметри роздільного виймання з використанням бурого вугілля і вміщуючих прошарків пустих порід у якості супутніх корисних копалин. Встановлювалися параметри розкриття кар'єрних полів, а також доцільного використання техніки безперервної дії у залежності від міцності порід. Були сформульовані основні вимоги для попереднього осушення обводнених родовищ бурого вугілля та експлуатації внутрішнього відвалу на відпрацьованих ділянках. Запропонована нова конструкція стійкого відвалу ступінчатого поперечного перерізу із утворенням передвідвалу із піскових порід розкриву. Обґрунтовані рекомендації для розташування відвальної та екскаваторної опор транспортно-відвальних мостів на відвалі, вугіллі та на проміжній площадці [19].

У 1950 р. виходить фундаментальна робота Новожилова М.Г. “Відкриті гірничі роботи”, у якій було обґрунтовано напрям для розвитку комплексу науково-дослідницьких робіт не тільки для вітчизняної практики відкритої розробки родовищ корисних копалин, а й для світового загалу в цілому [20]. Поряд з обґрунтуванням технічних рішень щодо забезпечення стійкості бортів кар'єрів і зсувними явищами породи наводяться відомості про засоби осушення родовищ, урахування запасів корисних копалин на термін експлуатації підприємства, детально розглядаються питання механізації розкривних і добувних робіт із застосуванням різноманітної екскаваторної техніки й гідротранспорту, корегується класифікація схем розкриття й систем розробки родовищ, підрахунок і планування об'ємів виймання порід розкриву й корисних копалин на різну перспективу.

Подальші наукові роботи проф. Новожилова М.Г. стали підставою для конкретизації й деталізації поставлених раніше напрямів підвищення ефектив-

ності відкритого способу добування корисних копалин не тільки на кар'єрах з невеликою глибиною, а й при розробці крутоспадних родовищ на глибину до 500 і більше метрів. Ним же вперше для цих умов вводиться поняття "глибокі кар'єри". Сумісно з Фіделевим О.С. на базі проведених досліджень видається підручник [21], де наводяться методики обґрунтування висоти уступів при експлуатації одно- й багатоківшових екскаваторів при суцільній і роздільній виїмці різнотипових порід і корисних копалин у комплексі із різноманітними видами транспорту. На цій підставі ілюструються переваги й недоліки, встановлюються області застосування різних способів розкриття й систем розробки родовищ із застосуванням одноківшових і багатоківшових роторних і ланцюгових екскаваторів сумісно із транспортно-відвальними мостами та конвеєрними відвалоутворювачами, які можуть бути розташовані як у робочій зоні кар'єрів, так і на внутрішніх та зовнішніх відвалах.

У подальших роботах Новожилова М.Г. як самостійно, так і у співавторстві з численними учнями (Тартаковський Б.М., Варшавський А.М., Барсуков М.І., Ескін В.С. та інші) конкретизуються умови відкритої розробки бурого вугілля у Дніпровському басейні. Наводяться рекомендації щодо механізації гірничих робіт, удосконалення параметрів відкритої розробки горизонтальних родовищ з низькою стійкістю ґрунтів внаслідок значного припливу підземних вод, величина якого сягала $2 - 4 \text{ м}^3$ на 1 т добутого вугілля [22-23]. Проте розглянуті умови експлуатації потужного обладнання при відпрацюванні мульдopodobних вугільних родовищ на глибину до 300 – 400 м занадто різняться від Дніпровського басейну. Тому були запропоновані нові схеми з внутрішнім розташуванням відвалів порід розкриття у виробленому просторі, що неприєнятно для використання на період будівництва глибоких кар'єрів і досягнення ними граничної глибини.

Проте слід відмітити, що значний приплив підземних вод при експлуатації підприємств Дніпровського басейну дав певну можливість оцінити ефективність роботи важкого гірничотранспортного устаткування у складних гідрогеологічних умовах. Так, у роботах під керівництвом Аксьонова В.П. [24-26] та виконаних проектно-конструкторських доробках інституту УкрНДПроект вказується, що на перспективу до експлуатації будуть введені кар'єри із збільшеною потужністю покриваючих порід. Це призведе до корегування параметрів багатоківшових екскаваторів на добувних роботах з виробничою потужністю $2500 - 3000 \text{ м}^3/\text{год}$ і висоті уступів 25 – 30 м, а по породам розкриття – відповідно $10000 \text{ м}^3/\text{год}$ і 40 – 45 м.

Родовища Дніпровського басейну суттєво обводнені. Їх осушення здійснювалося підземним, поверхневим і комбінованим способами на протязі довгого часу. Підземний спосіб характеризувався проведенням з поверхні дренажної шахти, а по нижньому шару вугілля – дренажних штреків та допоміжних виробок для збирання води, яка у подальшому відкачувалася насосами на поверхню. При поверхневому способі осушення передбачалося буріння свердловин з поверхні землі та обладнання їх відповідними фільтрами й насосами. Комбінований спосіб включав елементи двох попередніх. Відведення атмосферних опадів і поверхневих вод передбачалося із застосуванням попередньо проведених нагірних каналів. У кар'єрних виробках та підшві внутрішніх відвалів осушення

здійснювали горизонтальними свердловинами й системою дренажних каналів. Як показала практика відкачки підземних вод, пристрої для її здійснення були низькопродуктивними й часто забивалися породою. Потреби у електроенергії й запчастинах були завеликими. На попереднє здійснення осушення родовища за нормативом потрібно було не менше 1 – 2 років, що забагато. Після цього підшошва нижнього вугільного шару у багатьох випадках була все-таки підтопленою.

При великому напорі підземних вод на Байдаківському кар'єрі практикували осушення підшошви нижнього вугільного шару шляхом проведення у його підшошві “великих колодязів” діаметром не менше за 20 – 25 м на всю потужність підвугільного водоносного горизонту (0,5 – 1,2 м). Радіус впливу депресійної воронки становив біля 870 м. Добовий приток води усієї ділянки перевищував 10 тис. м³, або 0,61 л/год з 1 м³ відкритої поверхні воронки [27]. У 1946 р. проф. Троянський С.В. запропонував здійснювати осушення родовищ свердловинами, які пробурювали з поверхні. Потім вони працювали як поглинаючий колодязь сумісно з виробками, що проводилися у підшошві дренажних штреків. Жерновим І.Е. для цих умов було запропоновано здійснювати дренаж горизонтальними забивними сифонними фільтрами, які проходили з шахтних колодязів. Впровадження такої схеми дренажу дозволило здійснювати майже повне осушення верхніх водоносних горизонтів із значно меншим числом експлуатуємих споруд і приладів [28].

На Семенівсько-Головківському кар'єрі поверхневий спосіб осушення із застосуванням насосів АТН-8 виявився занадто дорогим і малопродуктивним. Металеві труби зоставалися у свердловинах і порушували нормальну роботу екскаваторів. Крім того, вони замулювалися пісками. Проте проведення підземних дренажних штреків поряд із облаштуванням копаних колодязів дозволило вдвічі збільшити сітку виробок і суттєво підвищити осушення масиву. Потім копані колодязі були замінені трубчатими водознижуючими, які проводили за допомогою водоструйного апарату ПА-1. Їх застосування дозволило збільшити дебіт відкачки з 5,1 до 15,5 м³/год, а радіус депресійної воронки – з 45 до 190 м [29]. Наведені приклади свідчать про доцільність і надійність дренажу за допомогою комплексу підземних виробок. Але їх проведення й експлуатація занадто енергоємні й затратні, потребують значного часу для втілення у виробництво.

Крім того, при проведенні відкритих дренажних виробок можливо також застосовувати драглайни, якими проводять канали у межах відкритого екскаваторного блоку без послідовної завалки їх породами розкриву. Основним елементом іншої схеми є селективна відсіпка піску до підстави внутрішнього відвалу з послідовним розміщенням на ньому глинистих порід. Для цього драглайном на робочому борті відробляють піскові прошарки на верхньому підступі, а на нижньому другим драглайном проходять нішу, куди й складують пісок. За третьою схемою драглайном виймають вугілля з нижнього шару й розміщують його у навал на верхній площадці уступу. При цьому паралельно проходять дренажну каналу [30]. Це дозволило на Єрковецькому кар'єрі з 1994 р. відмовитись від свердловинного водовідливу, позбавитись деформаційних явищ на робочому борті, забезпечити високу стійкість внутрішніх відвалів. Проте частина ро-

бочого часу екскаваторів витрачалася на допоміжні роботи, що суттєво знижувало їх загальну продуктивність.

Починаючи з 80-х років минулого століття осушення кар'єрних полів ведуть переважно за допомогою водознижуючих свердловин, що сприяє меншим грошовим витратам, більшій ефективності та чистоти відкачуваної води порівняно із підземними дренажними виробками. Попереднє осушення здійснюють до початку проведення гірничих робіт. При цьому для ефективності водовідливу пропонується враховувати не тільки значення коефіцієнта фільтрації, а й додатково користуватися коефіцієнтом водопровідності й вести гірничі роботи з коефіцієнтом заслону на рівні не менше 0,4. Проведення дренажних свердловин пропонується здійснювати методом засмоктуваного буріння зі зворотним промиванням їх чистою водою. При цьому забезпечується глинізація стінок, яка поряд із раціональною конструкцією фільтрів і насосів дає велику економічну ефективність. Спорудження на неробочому борті кар'єру прямолінійного ряду водознижуючих свердловин у період будівництва та у перші два роки експлуатації дає можливість отримувати коефіцієнт заслону на рівні 0,9 і більше. Залишати їх слід тільки у випадку, коли відкритий водовідлив за допомогою привантажувальної призми у сукупності із водовідвідною канавою буде менш ефективним [31]. Перехід з підземного на відкритий спосіб осушення родовища пізніше був розповсюджений й на інші кар'єри Дніпровського басейну, що дозволило знизити витрати на добування 1 т вугілля на 8,5 % [32].

На прикладі експлуатації Протопопівського кар'єру показано, що у 1976-1983 рр. відкачка 40 млн м³ підземних вод призвела до зниження їх рівня на 10 – 16,5 м по породах розкриву та на 12,2 – 14,7 м – у підвугільному горизонті. Вплив на рівень води у колодязях населених пунктів було виявлено у радіусі до 1,5 км від дренажних споруд. Тому з метою охорони довкілля рекомендується утворення протифільтраційних екранів у водозбірниках на робочому борті кар'єру та у водовідвідних канавах у його виробленому просторі, орієнтування відсіпки внутрішніх відвалів стосовно наряду прилягаючих річок, водозаборів і населених пунктів, поповнення природних ресурсів підземних вод шляхом накопичення дренажних стоків у спеціальних водоймищах, розташованих за границями відкритих розробок, а також використання для осушення водознижуючих свердловин, що виключає засмічення підземних водоймищ мулом гірських порід [33].

Поряд з наведеними позитивними наслідками дренажних робіт на буровугільних кар'єрах Дніпровського басейну слід відмітити, що умови залягання корисних копалин над сольовими штоками суттєво різняться. На осушення родовища витрачаються значні кошти, а дренажні виробки розміщуються у робочій зоні підприємства, що заважає нормальній експлуатації гірничотранспортного устаткування. Відкачка підземних вод не сприяє поліпшенню техніко-економічних показників кар'єрів у цілому.

Слід відмітити, що суттєва обводненість гірських порід сприяє застосуванню для їх розробки й транспортування засобів гідромеханізації. Уперше на вугільних кар'єрах така технологія була застосована в 1938 р. на Байдаківському кар'єрі. В 1942-1943 рр. на Батурінському кар'єрі №3 треста Коркінвугілля,

а потім і на кар'єрі №4 треста Вахрушіввугілля, була впроваджена самостійна гідроустановка для ведення розкривних робіт. У залежності від міцності гірничої маси на розмив 1 м³ ґрунту було потрібно 6 – 15 м³ води при тиску 6 – 7 ат. Порода транспортувалася до гідровідвалів трубопроводами за допомогою землесосів 8НЗ і ЗГМ-1 з добовою продуктивністю 1000 – 1400 і 1500 – 2100 м³ відповідно. При цьому продуктивність обслуговуючого персоналу була вища у 2 – 3 рази порівняно із екскаваторним вийманням. Проте питома потреба у електроенергії для гідромеханізації була вища у 3,6 – 4,4 рази порівняно з екскаваторно-залізничним комплексом [34].

У 1949 – 1958 рр. таким же чином розроблялося щорічно понад чотири млн м³ порід розкриву. На підставі отриманого досвіду було модернізовано й налагоджено серійний випуск землесосів ЗГМ-2М. Порівняно з попередніми установками ЗГМ-1 і ЗГМ-2 діаметр всмоктуючого патрубку було збільшено до 500 мм, його довжина зросла вдвічі, а маса – у три рази. Насоси 8НДС і 12НДС були замінені на 22НДС з синхронним електродвигуном. Завдяки цьому виробнича продуктивність наносів досягла 4700 м³/год, а напір – до 30 м. Як показала практика, стійка продуктивність обладнання становила 6 – 7 тис. м³ на добу і один млн м³ – на рік [35].

Слід відмітити, що порушення породи за допомогою гідромоніторів забезпечує високу продуктивність тільки при розробці ґрунтів до IV категорії за міцністю (суглинки, піски, супісі тощо). При вийманні ж більш міцних порід потреба у воді й електроенергії різко зростають (до 30 – 40 м³/м³). Зимові умови суттєво скорочують час ефективного використання гідромоніторів. У той же час застосування бульдозерів і земснарядів у комбінації з гідроспособом значно розширює можливості розробки м'яких порід. Так, за пропозицією проф. Холіна Н.Д. у 1948 р. при будівництві Райчихінського кар'єру було застосовано схему видалення наносів потужністю 11 м з рихленням породи бульдозером і транспортуванням їх за допомогою води. На місці виконання робіт попередньо збудували землесосну установку, водовід, пульповід і гідромонітори. Бульдозером знімали шар пустої породи товщиною 10 – 15 см і зіштовхували її до бункера, де вона розмивалася водою з гідромоніторів і видалялася за межі кар'єру пульповодом. Цикл роботи бульдозера складався з трьох заходок загальною довжиною 27 м. Продуктивність бульдозера складала 83,7 м³/год, витрата електроенергії – 3,5 кВт/м³ [36].

Нурок Г.А. аналізував і визначив область доцільного застосування засобів гідромеханізації для розробки м'яких і напівскельних порід. Драги й земснаряди рекомендувалося використовувати для добування корисних копалин, гідромонітори – для розмиву та переміщення їх гідротранспортом до зовнішніх сховищ [37]. Гуменик І.Л., Поліщук С.З., Шуригін В.Д. та їх співавтори у свій час обґрунтували рекомендації щодо встановлення стійких кутів укусу бортів і відвалів на кар'єрах з добування титано-вміщуючих руд із застосуванням гідроспособу для порушення гірських порід і транспортування їх до місця призначення за допомогою води [38-40].

Проте у названих роботах розглядаються лише схеми виймання м'яких порід, що характеризуються подачею освітленої води по паралельному водогіну

із хвостосховищ. При розробці ж Ново-Дмитрівського родовища підземної води у контурах кар'єрного поля буде забагато. Вона знаходиться під великим тиском. Тому для таких умов потрібно розробити нову схему тільки з відкачкою підземних вод і поєднати її з розробкою гірничої маси земснарядами. Обводнені породи малостійкі й потребують додаткового обґрунтування умов для безпечної їх розробки.

В умовах розробки слабкостійких порід для обґрунтування безпечної роботи важкого обладнання працями інституту УкрНДІпроект пропонується у масиві верхнього шару уступу поперек довгої вісі опорної поверхні екскаватора із рівними інтервалами між собою виконувати прорізи (щілини) й заповнювати їх більш стійким матеріалом із пісково-галечного матеріалу. При цьому зсувні напруги у взаємно перпендикулярних зонах будуть спрямовані уздовж прорізів і заповнюючий їх матеріал буде здійснювати найбільш активний опір зсуву [41]. Проте в умовах відсутності поблизу кар'єру пісково-галечного матеріалу виконувати такі роботи досить складно.

Дослідження, які виконані на протязі багатьох років у ВНДМІ в області геомеханіки відкритих гірничих робіт, дозволили вирішити основні методичні питання, що пов'язані з визначенням оптимальних параметрів бортів, уступів і відвалів вугільних кар'єрів [42-45]. Найбільш простим рішенням підвищення стійкості укосів робочих бортів є зменшення їх параметрів, а також випереджаюче відпрацювання верхніх розкривних уступів поздовжніми західками й формування робочого борту ступінчастим профілем, а також збільшення кутів укосів нижніх уступів шляхом зменшення ширини робочих площадок. При цьому висота робочих уступів, що розроблюються потужними екскаваторами, може досягати 30 і більше метрів. Стійкість неробочого борту забезпечується привантаженням відпрацьованих уступів пустими породами. Відвал відсипається діагонально до простирання борту ярусами висотою 50 – 60 м, починаючи з нижніх горизонтів. Розрізну траншею орієнтують уздовж вісі мульди [44].

Поряд із беззаперечною згодою з наведеними рекомендаціями, слід відмітити, що у період будівництва глибокого кар'єру неможливо організувати внутрішній відвал до терміну, коли почнеться формуватися вироблений простір у межах кар'єрного поля. Укоси неробочих уступів слід виконувати відповідно до конкретних гірничогеологічних умов неробочого борту і, при можливості, організовувати їх привантаження дренажним матеріалом із піску, супіску тощо, який розробляється у кар'єрі. В умовах підвищеного припливу підземних вод до виробленого простору слід користуватися можливістю засобів гідромеханізації при відпрацюванні малостійких порід і оформленні контурів розкривних виробок.

Так, при відробці вугільних шарів у Кузбасі на кар'єрах глибиною понад 300 м практикується дренаж підземних вод у робочих бортах шляхом проведення горизонтальних свердловин на глибину 20 – 50 м. Особливо ефективна ця технологія для крутоспадних родовищ. Середній дебет свердловин складає біля 1 м³/год, а погонний приплив – біля 0,25 м³/добу. Особливо ефективно такі заходи практикуються для дренажу високонапірних підземних вод, які поповнюються за рахунок перетікання поверхневих стоків з великої території [46,47]. Але розташування гідрогеологічних виробок на робочих уступах порушує нор-

мальну роботу гірничотранспортного обладнання. Дані з різних видів деформації бортів вугільних кар'єрів Кузбасу розподіляються наступним чином: зсуви – 82 %, осипання – 10 %, просадки – 3 %, обрушення – 4,8 % і опливини – 0,2 %. Для попередження зсувів, як самих значних за обсягом, розроблена їх класифікація й засоби ліквідації, що дозволяють їх прогнозувати та попереджувати. Напрями дослідження технології відсіпки й стійкості відвальних порід, які складають у зовнішні та внутрішні відвали з різною висотою ярусів та механізацією виробничих процесів, доволі різноманітні. Але аналіз їх не проводився у зв'язку з невідповідністю задачам дослідження, що були поставлені.

Оповзневі явища у тій чи іншій мірі у свій час проявлялися при добуванні бурого вугілля на підприємствах Дніпровського басейну. Так, на Балахівському кар'єрі на нахилених ділянках вугільної товщі та пісково-глинистих породах нижнього підступу у замкнених місцях утворювалися скупчення поверхневих вод, які були приурочені до зелених каолінітових глин. Обвалення уступів захоплювало площу довжиною від 30 до 100 м. Зсуви проходили миттєво або на протязі 5 – 12 діб. Для боротьби з такими наслідками вели детальну розвідку підземних вод шляхом буріння пошукових свердловин по сітці 25×25 м і при виявленні замкнутої депресії обладнували одну чи декілька водопоглинаючих свердловин для перепуску води до підвугільного водоносного горизонту. Все це дало змогу нормалізувати роботу мостового комплексу [48,49].

Проф. Шапар А.Г. самостійно та у співавторстві [50-55] обґрунтував доцільність відпрацювання м'яких порід уступами з підвищеною висотою згідно вимог Правил охорони праці. За рахунок цього зменшується ширина робочої зони кар'єру, поліпшується використання потужного гірничотранспортного устаткування у часі, з'являється можливість прямого складування порід розриву до виробленого простору. Вивчення умов розташування порід у межах високих уступів з метою оцінки їх стійкості дозволило використати метод їх “керуваного обвалення”, що підвищувало надійність та безпеку експлуатації потужних екскаваторів. Були запропоновані чисельні розрахункові моделі й конструкції перевантажувальних пунктів для комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту. Наведені відомості щодо втілення науково-конструкторських розробок на Михайлівському кар'єрі в Олександрії та в умовах Північного кар'єру Роздольського гірничо-хімічного комбінату. Проте в умовах пошарового складу гірської маси у масиві уступів підвищеної висоти із різними кутами укосу, що відпрацьовуються однією західкою й характеризуються різним напрямом напластування відносно напрямку посування, а також суттєво обводнених, наведені рекомендації потребують певного корегування.

З самого початку розвитку відкритого вуглевидобутку в СРСР був взятий курс на будівництво потужних підприємств. Уже в 50-х роках минулого століття почали будувати вугільні кар'єри потужністю від 3 до 15 млн т на рік. Найбільш потужні з них були запроектовані на Екібастузському та Ітатському родовищах. Середньодобова продуктивність кар'єрів змінювалась від 1480 т – у 1941 р., до 4861 т – у 1956 р. Причому, поряд з цим послідовно збільшувалося й освоєння їх проектної потужності: з 96 % – у 1954 р., до 115,2 % – у 1955 р. і 127,1 % – у 1956 р. [56].

Після цього відкритий спосіб добування вугілля у країнах СРСР стрімко зростає не тільки по окремим басейнам (Інгренське родовище – 1948 р.; Кузбас – 1949 р.; Байдаківське, Семенівсько-Головківське, Юрківське – 1950 р.; родовища Башкирії – 1952 р.; Екібастузське родовище – 1954 р.), а й по державі у цілому. Так, питома вага відкритого способу добування вугілля у 1940 р. складала 3,8 %; в 1945 р. – 11,9 %; в 1950 р. – 10,4 %; в 1955 р. – 16,6 %; в 1956 р. – 18,3 %. Обсяг його виймання супроводжувався значним об'ємом виконання розкривних робіт, річна величина яких у 1957 р. досягала 230 млн м³. Коефіцієнт розкриву на той час по окремим підприємствам коливався від 0,5 м³/т (Ірша-Бородинське родовище) до 7,9 – 8,3 м³/т (Коркінський кар'єр). Тоді ж було встановлено й економічну доцільність ведення відкритих робіт за безтранспортною системою розробки з коефіцієнтом розкриву до 18 – 20, транспортно-відвальною – до 15 і комбінованою – до 12 м³/т [56].

Способи розкриття й подальшої розробки буровугільних родовищ суттєво залежать від геологічних умов їх залягання. Так, якщо для вугільної промисловості США і Німеччини характерна однотиповість родовищ у межах країни, то для Росії, Казахстану та України навпаки – умови їх залягання доволі різноманітні. Слід відзначити, що у США відкритим способом розробляють у основному горизонтальні або пологі пласти середньої потужності 1,6 м з максимальним значенням 4 – 6 м; у Німеччині – горизонтальні пласти потужністю 10 – 30 м і більше, які залягають під товщею наносів потужністю 20 – 80 м. Навпаки, на площі колишнього СРСР можливо виділити не менше 10 типів вугільних родовищ, що різняться потужністю пластів, умовами залягання (від горизонтального до крутого), міцністю вугілля й вміщуючих порід, засміченням продуктивних шарів, водоприпливністю, кліматичними умовами тощо. Все це послужило підставою для застосування різноманітних схем розкриття родовищ, експлуатації різнотипового гірничотранспортного устаткування, а також параметрів систем розробки на відміну від технології відкритої розробки родовищ США і Німеччини.

Великий обсяг гірничих робіт на вітчизняних підприємствах став можливим тому, що при розкритті родовищ:

- вантажопотоки вугілля й породи розподіляються на зони, що об'єднують декілька уступів або розділяють їх по флангам;
- рух транспортних засобів здійснюється по відособленим розкривним виробкам порожнього й вантажного напрямків;
- організація транспортних вантажопотоків здійснюється по вільному графіку, а обмінні пункти виносяться ближче до екскаваторних вибоїв.

Системи розробки вугільних кар'єрів визначаються за способом виймання й транспортування порід розкриву, оскільки у загальному обсязі ці процеси займають провідне місце. До 1941 р. родовища експлуатували тільки за транспортною системою, при якій породи розкриву залізницею вивозили до зовнішніх відвалів. Але вже у 1943 р. на Коркінському кар'єрі була застосована безтранспортна система, коли одноківшові екскаватори виймали й розміщували пусті породи у виробленому просторі. У 1943 – 1944 рр. на Богословських кар'єрах впроваджують комбіновану систему, коли верхні уступи розробляли з вивозкою пустої породи залізницею на зовнішні відвали, а породи нижнього

уступу висотою 20 – 25 м перевалювали екскаваторами безпосередньо до внутрішнього відвалу. Нові системи розробки дозволили збільшити продуктивність праці більше ніж у два рази. Тоді ж були розроблені проекти використання пересувних стрічкових відвалоутворювачів на Райчихінському родовищі, а дещо пізніше – транспортно-відвальні системи знайшли застосування на буровугільних кар'єрах України.

У 1941 – 1945 рр. на декількох кар'єрах Росії почала успішно запроваджуватись спеціальна система розробки засобами гідромеханізації, яка характеризується поточністю виробництва, малою вагою устаткування і, у зв'язку з цим, при відповідних геологічних умовах – відносно приємливими техніко-економічними показниками. У 1956 р. питоме значення із обсягу виконуваних робіт розподілялося наступним чином: безтранспортна система розробки – 24,9 %; транспортно-відвальна – 10,6 %; гідромеханізація – 4,4 %; транспортна – 59,7 %.

У подальших роботах академіків Мельникова М.В. [57] і Ржевського В.В. [58-60] самостійно та у співавторстві подальше розвиваються нові наукові напрями щодо удосконалення технології розробки вугільних родовищ. Проф. Томаков П.І. у ряді фундаментальних наукових робіт [61-63] відобразив усю складність залягання вугільних шарів, яка суттєво впливає на технологію їх розробки. Вказується, що Росія займає перше місце за запасами та перспективами використання бурого вугілля у світовій практиці. Наводяться рекомендації щодо удосконалення виймально-транспортного устаткування, корегування параметрів розкриття й системи розробки порід сумісно із удосконаленням режиму гірничих робіт і його використанням на конкретних підприємствах. Описуються особливості переміщення гірничої маси різними видами транспорту в умовах роздільного виймання тонких шарів корисних копалин та їх багатосвітлових різновидів. Проте наведені рекомендації стосуються лише родовищ, що містять в основному скельні гірські породи. Засоби гідромеханізації базуються лише на використанні гідромоніторів. Підземні води відкачують на поверхню з великими грошовими витратами й не використовують у господарстві.

З метою посилення конкурентоспроможності ринку вугілля у кінці ХХ століття в Росії була поетапно проведена реструктуризація енергетично-паливної промисловості. У монографії [64] детально описуються основні напрями й програми поліпшення стану галузі, наводяться перші практичні результати та прогноз її розвитку на майбутнє. Все це освітлюється з урахуванням переоцінки сировинної бази держави на підставі світових стандартів і методичних підходів, загальноприйнятих у ринковій економіці. Освітлюються усі відомі напрями реструктуризації виробничого потенціалу: утворення вугледобувних підприємств нового технічного рівня, технічне переоснащення діючих перспективних підприємств і закриття особливо збиткових, головним чином неконкурентоспроможних шахт з важкими й небезпечними умовами праці. Робиться наголос на підвищенні темпів освоєння буровугільних родовищ. Особливе місце приділяється проблемам державної підтримки російської вугільної промисловості та інвестиційної політики у галузі. Наводиться стан нормативно-законодавчої бази держави, потрібної для успішної її реструктуризації.

З урахуванням наведеної політики сусідньої держави в Україні одним із перспективних родовищ бурого вугілля є Ново-Дмитрівське [4]. У свій час працівниками УкрНДІПроекту була обґрунтована технологія його розробки з використанням потужної виймальної техніки безперервної дії. У одній із перших робіт [7] наводяться дані про геологічну структуру родовища, пропозиції щодо його розкриття й системи розробки, типу транспортування гірничотранспортного устаткування. Розкриття кар'єрного поля пропонується здійснити горизонтальною розрізною траншеєю у комплексі з нахиленою виїзною. Довжина траншеї становить 2800 м, ширина верхом 500 м, глибина 90 м, об'єм гірничокапітальних робіт 54 млн м³. У якості кар'єрного транспорту прийняті стрічкові конвеєри. У перші 25 років породи розкриву складують у зовнішніх відвалах. Виймання гірничої маси запропоновано вести роторними екскаваторами з продуктивністю 1000 і 5000 м³/год. Відвальні конвеєри й один відвалоутворювач прийняті з продуктивністю 12500 м³/год. Виробнича продуктивність кар'єру встановлена на рівні 9 млн т на рік. У подальших публікаціях співробітників УкрНДІПроекту [65] пропонується більш удосконалена схема розкриття родовища із застосуванням нахилених підйомачів для транспортування гірничої маси без експлуатації виїзної траншеї, що дозволяє суттєво зменшити об'єм виробок розкриття й дає змогу застосовувати тільки розрізні траншеї. Проте у наведених роботах не враховується суттєва підтопленість вугільних покладів, що може призвести до аварійної ситуації у роботі важкого устаткування. Валова розробка потенційної сировини неекономічна, а складування її одним відвалоутворювачем ненадійне. Режим виймальних робіт також не наводився й не аналізувався.

З наведених прикладів та їх аналізу слід пропонувати здійснення гірничих робіт у суттєво обводненій робочій зоні Ново-Дмитрівського кар'єру із застосуванням засобів гідромеханізації та більш легких драглайнів у комплексі зі стрічковими конвеєрами. Мінімізацію вартості виймальних робіт слід виконувати шляхом інтенсивного посування виробок розкриття до кінцевої глибини кар'єру нахиленими уступами.

Так, ще у 1950 р. Попов С.І. запропонував при розробці свити нахилених шарів корисних копалин вести гірничі роботи із горизонтальним посуванням вибоїв по пустим породам і нахиленим – по вугіллю. У цьому випадку фронт робіт по корисній копалині буде постійним. У його межах стане можливим роздільне виймання вугілля й вміщуючих порід. Це дозволяє виключити засмічення вугілля й звести до мінімуму витрати на його добування. Транспортування вугілля й породних прошарків пропонується вести вибірними пересувними стрічковими конвеєрами з навантаженням екскаватором через самохідний бункер із дробаркою й далі системою конвеєрів, які знаходяться на лежачому боці кар'єру. Збірний конвеєр рекомендовано змонтувати на пересувній естакаді й поєднати з відвалоутворювачем декількома спеціалізованими відвальними конвеєрами. Пересувні естакади виконують напівстаціонарно спеціалізовано для вугілля і породи з можливістю зміни приймання вантажу між ними у процесі пересування. Особливо ефективна така схема для розробки крил мульдopodobних родовищ [66]. Проте поряд з великою перспективою такої технології, слід відмітити те, що в умовах підтопленої підшви уступів Ново-Дмитрівського

родовища реалізувати її вкрай складно. Застосування дробарки для змільчення гірничої маси не потрібно. Підривка підосви для переміщення гірничої техніки також недоцільна.

Питанням обґрунтування раціональних способів розкриття Ново-Дмитрівського родовища й технології його розробки присвячені науково-дослідні роботи та публікації, які виконані у НГУ під керівництвом професорів Дриженка А.Ю., Садовенка І.О. [67,68] і Тимощука В.І. [69]. На підставі виконаних робіт проаналізована геологічна й гідрогеологічна характеристика, виконана оцінка параметрів кар'єрного поля та окремих уступів за різновидами відроблюваних порід, встановлені промислові запаси бурого вугілля та супутніх корисних копалин. Обґрунтована виробнича продуктивність кар'єру, побудований графік режиму виймальних робіт відповідно етапам його будівництва. Розроблені нові схеми гірничотранспортних робіт на основі використання потужних драглайнів, роторних екскаваторів, стрічкових конвеєрів та гідромеханізації у різних сполученнях між собою. Розрахована їх продуктивність з виймання гірських порід згідно календарного плану. Обґрунтовані місця для складування різнотипових порід розкриття, прісних та солоних підземних вод.

Авторами цієї монографії розширена тематика попередніх досліджень у напрямку обґрунтування доцільності застосування для розробки обводнених порід Ново-Дмитрівського родовища потужних драглайнів у комплексі із пересувними бункерами-перевантажувачами та стрічковими конвеєрами, встановленні параметрів їх сумісної експлуатації та організації виймально-транспортних робіт [70].

Оскільки до останнього часу у світовій практиці відсутні аналоги відкритої розробки родовищ бурого вугілля над сольовими штоками, обґрунтування технології їх розкриття й експлуатації можливо зробити на підставі аналізу досліджень роботи діючих титанорудних кар'єрів України. Так, у наукових працях Головача М.А. [71], Шуригіна В.Д. [40] і Воловика В.М. [72] відзначається, що в умовах розробки обводнених родовищ доцільно корисну копалину виймати за допомогою гідромоніторів і драг, транспортувати її для збагачення за допомогою тиску води, а породи розкриття розробляти драглайнами та складувати безпосередньо до виробленого простору. Проте такі схеми ефективні тільки при відпрацюванні горизонтальних покладів і застосовувати їх при розкритті глибокозалягаючих суттєво обводнених родовищ вугілля над сольовими штоками заскладно з причини потреби удосконалення робіт з освітлення води у шламосховищах і повторної подачі її до вибоїв, а також організації сумісної роботи драглайнів і стрічкових конвеєрів.

Відомі роботи з удосконалення технологічних схем екскавації гірничої маси драглайнами з навантаженням її до транспортних засобів [73,74]. Але у наведених технологіях оснащення драглайнів здійснено допоміжним механізмом для керування ковшем при розвантаженні породи до кузовів автосамоскидів або залізничних вагонів і розраховано на певну ємність накопичувального бункера. Глиниста порода у ньому може злежуватись й зависати. При вивантаженні породи на стрічковий конвеєр потрібно застосовувати допоміжні механізми, конструкція яких не приводиться.

Засоби переміщення вибійних стрічкових конвеєрів доволі різноманітні. В умовах відкритої розробки корисних копалин на Україні такі роботи здійснюються переважно турнодозерами [75,76]. Проте на ефективну роботу в комплексі з драглайнами вони не розраховані. Звичайно конвеєрна лінія складається з двох конвеєрних ставів довжиною по 900 – 1200 м. Пересув її ведеться одночасно після відпрацювання виїмкової західки роторним екскаватором. У процесі пересуву конвеєрної лінії екскаватор не працює. Введення до комплексу допоміжного перевантажувача ускладнює процес виймання порід і підвищує його вартість.

Організація виймально-транспортних робіт на кар'єрах з комплексним освоєнням порід розкриву теж досить освітлена. Так, Симоненком В.І. [77] розроблена нова технологія поетапної розробки похилих родовищ корисних копалин зі складуванням у виробленому просторі відходів виробництва та супутньої мінеральної сировини й послідовною відробкою гірничої маси крутими шарами. Рекомендовано доцільне устаткування, встановлені параметри виймання порід з гравітаційним їх переміщенням до місця складування у відвали. Для глибокого уведення стрічкових конвеєрів запропонована поперечна підготовка кар'єрного поля з формуванням одного робочого борту та поділенням його висоти на три ділянки. Для надійного функціонування транспортних ланок у добувних комплексах пропонується обладнувати компенсаційні склади, як на поверхні, так і на робочих площадках у кар'єрі. Відходи виробництва рекомендується розміщувати на повну висоту виробленого простору. Проте наведені рекомендації у основному відносяться до експлуатаційної розробки скельних порід і у повній мірі не можуть бути використані для дослідження технології розкриття буровугільних родовищ з глибоким заляганням у надрах.

Гумеником І.Л. у роботі [78] обґрунтовані науково-технічні передумови забезпечення комплексного освоєння горизонтальних родовищ корисних копалин. Наведений прогноз формування сировинної бази регіону при використанні супутніх корисних копалин, обґрунтована технологія їх роздільного виймання й розміщення у техногенних родовищах, розроблені економіко-математичні моделі формування регіонального ринку сировини. Для кар'єрів ПО “Олександріявугілля” видані рекомендації щодо використання суглинків, піску й вогнетривких глин для виробництва цегли та керамічних виробів. Але у виконаних прогнозах не враховуються складні гідрогеологічні обставини буровугільних родовищ. Питання розкриття вугільних шарів на підтопленій підставі потребують додаткового вивчення й обґрунтування способів їх розробки.

Організація гірничобудівельних робіт з уведення до експлуатації родовищ корисних копалин теж досить повно вивчена й базується на застосуванні різноманітних економіко-математичних методів для оптимізації запропонованих заходів. Найбільш сприйнятливим з них є метод сітьового планування й організації робіт [79-83]. Проте його застосування й аналіз потрібно вести на конкретних гірничо-технічних розрахунках, що враховують обґрунтовані рішення з підготовки поверхні кар'єрного поля до початку ведення робіт, розкриттю родовища, розташуванню первинних відвалів порід розкриву та сховищ відкачуваної води. При цьому потрібно дотримуватись встановлених Правил охорони

праці та нормативів поводження з технічними засобами у рамках раціонального освоєння мінеральних ресурсів родовища [84-89].

І.3. Задачі дослідження геолого-промислових показників родовищ бурого вугілля над сольовими штоками

Дослідження умов залягання шарів бурого вугілля, сучасний стан відкритих гірничих робіт і аналіз науково-дослідницької літератури з проблем розробки вугільних родовищ дозволили виявити ряд невирішених питань, які ускладнюють раціональне використання схем розкриття суттєво обводнених горизонтів на великих глибинах. Їх вирішення безпосередньо пов'язано із характеристикою сучасного гірничого обладнання й технологією виконання гірничих робіт, а також осушенням кар'єрного поля у процесі будівництва кар'єру.

Натепер однією із перспективних сировинних баз з добування бурого вугілля України є мульдopodobні суттєво обводнені родовища, що розміщені у Північно-Західному Донбасі. Найбільш крупне з них – комплексне Ново-Дмитрівське, яке детально розвідане. Промислові запаси в об'ємі 390 млн т затверджені ГКЗ у 1972 р. На відстані 10 – 30 км від нього виявлені ще декілька родовищ і проявів бурого вугілля. Масштаби їх значно менші, геологічні запаси становлять десятки або сотні млн т (Бантисевське – понад 12 млн т; Степківське – 20,4 млн т; Берекське – 161 млн т та інші) [90,91].

Поклади бурого вугілля Ново-Дмитрівського родовища поєднані у три продуктивні горизонти. Загальна їх потужність у центральній частині родовища складає 137 м. Лінійний коефіцієнт вугленосності становить $34 \pm 3,5$ %. До бортової зони депресії потужність пластів поволі зменшується й під кутом до 25° виклинюється повністю. Марка вугілля Б-1,2. Основні показники якості: зольність 5,6 – 15,8 %; сірка загальна 2,0 – 3,2 %; теплота згорання 6700 – 6900 ккал/кг; температура плавлення золи 1050 – 1376 °С; вихід бітумів 10 – 11 %; вміст воску 56 – 62 %; вихід гумінових кислот 47 – 65,5 г/м³.

П'ятий вугільний горизонт складається з двох пачок потужністю 2,5 і 5,4 м відповідно. Зольність його 15 – 45 %. Запаси 58,25 млн т віднесені до забалансових. Проте сучасні технології дозволяють використовувати це високозольне вугілля у якості низькосортного палива.

До попутних корисних копалин віднесені діатоміти, що залягають шаром потужністю 40 – 45 м і представлені шаруванням чистих світлих кременистих порід із глинистими й сапропелевими різновидами. Глини вуглисті загальною потужністю 75 – 100 м на 35 – 45 % збагачені гумусовою та сапропелевою органікою. При сумісному їх вийманні з некондиційними вуглистими прошарками та вугіллям верхнього горизонту можуть спалюватися за особливою технологією у котлах ЦКС як самостійне паливо, а також використовуватися у якості високосортного добрива у сільському господарстві. Сірка самородна представлена жолваками крупністю 3 – 10 см, розміщена у сульфатно-карбонатному шарі потужністю до 15 м. Запаси її при вмісті 7 % становлять понад один млн т. Окрім того, у породах розкриття присутні будівельні та скляні піски, піски з

вмістом титановміщуючих мінералів до 4 – 6 кг/м³, цегельно-черепичні та керамічні глини, руди свинцю та ртуті.

З точки зору землекористування поверхня району залягання бурого вугілля представлена рядом глибоких балок, які не мають певної сільськогосподарської цінності. Їх можливо використовувати для обладнання водосховищ, а також для складування попутних корисних копалин у обособлені відвали. Суглинки, що залягають шаром понад 60 м, придатні для будівництва огорожувальних дамб водосховищ та землювання малопродуктивних земель. Окрім того, витрати на водовідливні та гірничотранспортні роботи доволі значні внаслідок великих обсягів виймання й відстані переміщення різнотипових порід до місця складування. Внаслідок цього вивчення гідрогеологічних особливостей на родовищі, обґрунтування концепції створення ефективної технології його розкриття й підготовки до експлуатації, розробка критерію та методики оцінки ефективності освоєння суттєво обводненого родовища бурого вугілля на прикладі Ново-Дмитрівського мають велике наукове й господарське значення.

Наявність різнотипового потужного гірничотранспортного устаткування й технологій для розробки вугільного родовища, що розглядається, ускладнюється низькою стійкістю обводненої товщі вугілля й порід розкриття. Особливо це відноситься до проведення виїзних і розрізних траншей та транспортування гірничої маси у межах робочої зони кар'єру. У цьому зв'язку питання обґрунтування стійкості уступів, що складені по висоті із різнотипових порід, потребують додаткового дослідження.

Ефективність експлуатації потужного гірничотранспортного устаткування при розробці глибокозалягаючого обводненого мульдоподібного родовища безпосередньо пов'язана з розвитком робочої зони кар'єру й переміщення її у просторі при розкритті кар'єрного поля. Застосування потужного гірничотранспортного устаткування й великі обсяги гірничої маси, яка виймається на глибину до 390 м, потребують значного часу для монтажу й наладки, що подовжує строк освоєння проектної потужності підприємства. Введення кар'єру до експлуатації, як правило, обґрунтовується ринковими потребами у товарній продукції й повинно здійснюватися у стислі терміни. Використання для цього спеціальної техніки веде за собою значні капітальні вкладення й прийняття рішень, які потім слід використовувати у основний період діяльності підприємства. Особливу складність являє організація гірничотранспортних робіт при розкритті та підготовці глибокого кар'єру до експлуатації.

Відмічені положення недостатньо вивчені для умов відкритої розробки суттєво обводненого мульдоподібного вугільного родовища з м'якими породами й великою глибиною залягання. Тому задачі дослідження зводяться до встановлення залежностей формування раціональної системи розкриття й підготовки обводнених горизонтів глибоких буровугільних родовищ від об'ємів обводнення гірничих виробок та глибини розробки. Обґрунтування параметрів і організації використання виймального устаткування при будівництві кар'єру мають першочергове значення для його наступної експлуатації з високими техніко-економічними показниками.

ЧАСТИНА II. ГІДРОГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ТА УМОВИ ВУГЛЕНАКОПИЧЕННЯ РОДОВИЩ БУРОГО ВУГІЛЛЯ УКРАЇНИ НАД СОЛЬОВИМИ ШТОКАМИ

II.2. Геологічна будова північно-західного Донбасу

II.2.1. Стисла геологічна характеристика району

Район, відомий у геологічній літературі як “Північно-західні окраїни Донбасу”, розташований у крайній південно-східній частині Дніпровсько-Донецької западини (ДДз) у зоні переходу її в Донецьку складчасту споруду (рис. II.1). Перехід між ними поступовий як у відношенні літології, фацій та потужностей осадів, так і за ступенем метаморфізму порід та типу структурних форм. Лінійні антиклінальні складки Донбасу поступово змінюються у північно-західному напрямку ланцюжками брахіморфних та куполовидних структур ДДз.

Північно-західні окраїни Донбасу включають територію Бахмутської та західне замикання Кальміус-Торецької улоговин. Геологічний розвиток Донбасу й ДДз протікав за спільними законами. Основні структурні форми цих регіонів пов’язані між собою поступовим змінням режиму коливальних рухів. У Донбасі, який являє собою більш мобільну тектонічну область, на межі верхньої та нижньої пермі проявилася найбільш потужна фаза герцинського орогенезу – заальська. Саме вона й сформувала сучасну структурну будову регіону з чітко визначеними лінійними складками та розривними порушеннями різних морфологічних типів. З цього часу територія Донецького басейну зазнає повільний тривалий підйом, тоді як ДДз продовжує занурюватись з короткочасними зупинками. Такі процеси сприяють формуванню соляних діапирових структур і характеризуються відсутністю окремих ярусів, товщ та горизонтів.

У геоструктурному відношенні Ново-Дмитрівське родовище розташоване на площі “Західної зони замикання західного Донбасу”, або “Перехідній зоні між складчастим Донбасом і Дніпровсько-Донецькою западиною”, чи “Північно-західних окраїн Донецького басейну”. Остання назва цього дуже цікавого та важливого промислового регіону є більш поширеною й вживається значно частіше в геологічній літературі. У складі регіону виділяються дві великі структури: Бахмутська і Кальміус-Торецька улоговини. Вони відокремлюються одна від одної ланцюжком кулісоподібних антиклінальних структур, які складають північно-західне продовження Дружківсько-Костянтинівської антиклінали: Ново-Троїцької, Бантишевської, Коркульської та Лозовенківської [91]. Ця структурна лінія об’єднується під назвою “Центральна антиклінальна зона” й має своє подальше продовження у ДДз. У північній частині Бахмутської улоговини виділяється структурна лінія, що включає Торсько-Дробишевську, Слов’яногірську, Кам’янську та Співаківську антиклінали. Деякі дослідники включають у межі Бахмутської улоговини також і Краснооскольську структуру. У центрі улоговини розташована антиклінальна зона, яка складається з двох структур – Слов’янського куполу та Артемівського виступу (Артемівсько-Слов’янська).

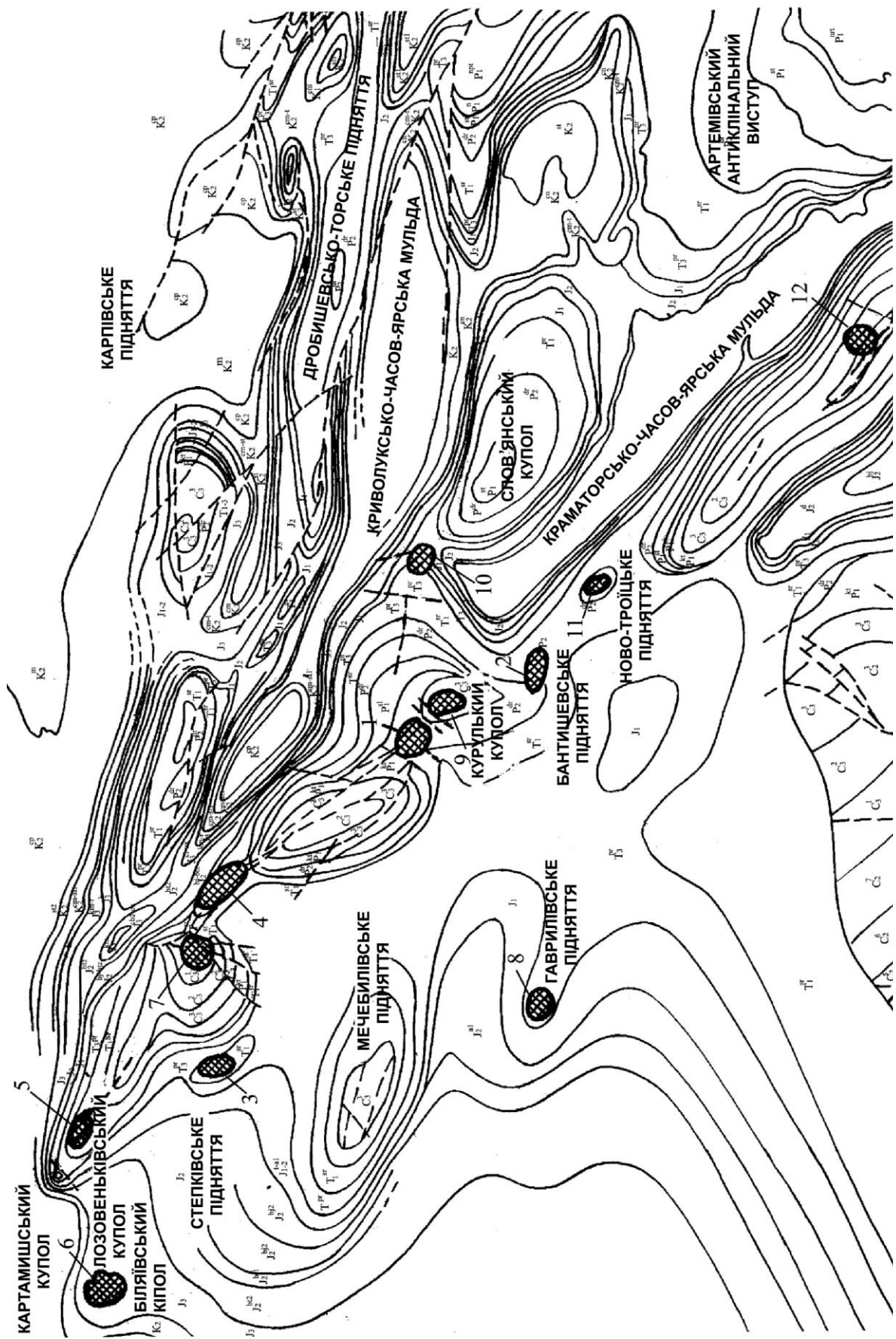


Рис. П. 1. Геологічна карта родовищ бурого вугілля північно-західного Донбасу: 1 – Ново-Дмитрівське; 2 – Бантишеве; 3 – Степківське; 4 – Берекське; 5 – Лозовеньківське; 6 – Біляєвське; 7 – Петрівське; 8 – Гаврилівське; 9 – Курульське; 10 – Адамівське; 11 – Ново-Троїцьке; 12 – прояви кам'яного вугілля

Північна (Співаківсько-Дробишевська) зона поєднується з центральною у районі Петровського й Волвенківського куполів, а Артемівсько-Слов'янська антиклінальна зона з'єднується з центральною у районі Корульського куполу й Ново-Дмитрівського грабену. У Бахмутській улоговині згадані вище антиклінальні зони являються природними межами Краматорсько-Часов'ярської та Криволуксько-Маякської синкліналей.

У північно-західній частині Кальміус-Торецької улоговини розташована ще одна зона антиклінальних структур у складі Біляєвської, Миролобівської й Степківської. Ця структурна зона поєднується з центральною у районі Петровського куполу та Берекської солянокупольної структури. З останньою пов'язане одноіменне буровугільне родовище.

Мечебилівська брахіантикліналь розташована у південно-західній частині Кальміус-Торецької улоговини. Поздовжня вісь її орієнтована у субширотному напрямку. Продовженням цієї структури є антиклінальний перегин між Семенівською й Барвенківською мульдами. Ця зона структур поєднується з центральною антиклінальною зоною у районі Корульського куполу. За даними геологозйомочних та сейморозвідувальних робіт [91] у межах Кальміус-Торецької улоговини у напрямку з північного заходу на південний схід виділяються Семенівська, Барвенківська та Торецька мульди (див. рис. П.1).

Характерною особливістю тектонічної будови району являється кулісоподібне з'єднання куполовидних структур центральної антиклінальної зони. На плані у напрямку на північний захід відмічається послідовне зміщення на північ чергової структури відносно попередньої (права куліса), що відображає напрямок і характер тектонічних напружень під час формування антиклінальних зон. Так, Ново-Троїцька й Бантишевська структури, які складають єдину кулісу, зміщені на північ відносно Дружківсько-Костянтинівської антиклінали, а остання – відносно Головної антиклінали Донбасу. У напрямку на північний схід спостерігається послідовне зміщення відносно Бантишевської структури – Корульського куполу з Ново-Дмитрівською діапіровою структурою, Камишувахської антиклінали та Петровського куполу з Берекською западиною.

Іншою особливістю структурного плану північно-західної частини Донбасу є помітне відхилення простягання окремих структур і антиклінальних зон вцілому відносно регіонального напрямку Донецької складчастості. При загальному напрямку простягання складчастих структур Донбасу $310 - 320^\circ$ (північний захід) окремі структури району мають інший азимут простягання (табл.П.1). З наведених даних витікає, що кут між регіональним напрямком складчастості Донбасу й простяганням осей окремих структур північно-західного Донбасу коливається у межах від 20 до 45° .

Розривні структури також орієнтовані по декільком напрямкам: азимуту $320 - 330^\circ$, азимуту $290 - 280^\circ$ і субмеридіональні (див. рис.П.1). За віком вони належать до більш молодих структурних формувань, про що свідчать зсуви герцинських розломів субширотного та північно-західного простягання у вузлах їх спільного перетину. Згідно з роботами відомих дослідників Левенштейна М.Л. та Попова В.С. [91], структури північної антиклінальної зони Бахмутської улоговини остаточно сформувались кіммерійськими фазами складчастості. Форму-

вання ж структур центральної антиклінальної зони завершено заальською та пфальцькою фазами герцинського тектогенезу. Однак, проведені дослідження дозволяють зробити висновок про наявність конседіmentaційних процесів, які проявились при формуванні північної антиклінальної зони ще у кам'яновугільний період. Так, на Тернівському та Петрівському куполах, що входять у північну зону, потужність свит C_2^5 і C_2^6 середнього карбону зменшується у напрямку від крилець до склепіння структур одночасно з погрубленням матеріалу пісковиків. Ці факти свідчать про значно раніший час початку формування структур ніж це вважалося раніше.

Таблиця П.1

Співвідношення азимутів простягання складчастих структур Донбасу

| Найменування структур | Середній азимут простягання осей структур | Кут між регіональним напрямком складчастості та простяганням осей |
|-----------------------|---|---|
| Торсько-Дробишевська | 280° | 35-40° |
| Червоний Оскол | 290° | 30° |
| Співаківська | 285° | 30-35° |
| Слов'янська | 285° | 30-35° |
| Корувська | 280-285° | 35° |
| Петрівська | 275° | 40-45° |
| Волвенківська | 295-300° | 20° |
| Мечebilівська | 280-285° | 35° |

Стратиграфія та літологічна характеристика гірських порід представлена у наступній послідовності.

Поклади **девонського віку** зустрічаються тільки у соляних діапирових структурах. Фауна брахіоподи франського ярусу верхнього девону знайдена Назаренком Д.П. у надсольовій брекчії Адамівської діапирової структури в 1939 р. Пізніше, у 1960 – 1973 рр., в процесі структурно-пошукового буріння на нафту і газ, в уламках вапняків надсольової брекчії Адамівської структури, що розташована у 5 км на схід від Ново-Дмитрівського родовища, знову виявлена фауна брахіоподи верхнього девону [91]. Виходячи з цього, вік кам'яної солі, яка складає діапирові структури північно-західного Донбасу, визначається як девонський.

Середній карбон. Світа C_2^7 пересічена свердловиною №155 у ядрі Корувського куполу з потужністю 125 м від пластів вапняку M_1 до M_{10}^1 . Складена темнокольоровими аргілітами, алевролітами та пісковиками з тонкими прошарками глинистих вапняків.

Верхній карбон. Світа C_3^1 розповсюджена у склепінні Корувського куполу та на бортах Ново-Дмитрівського грабену. Потужність 470 м. Літологічний склад: аргіліти та алевроліти – 54%, пісковики – 45%, вапняки – 1%. Світа C_3^2 розповсюджена на крилах Корувського куполу та бортах Ново-Дмитрівського грабену. Літологічний склад: пісковики – 54%, аргіліти та алев-

роліти – 44%, вапняки – 1,5%, вугілля – 0,04%. У перерізі свити з'являються перші прошарки строкатофарбних порід, кількість яких зростає у напрямку знизу вверх. Повна потужність свити змінюється від 390 м – на північно-східному крилі до 660 м – на південно-західному. Свита C_3^3 виходить під кайнозойські поклади на крилах Корульського куполу та бортах Ново-Дмитрівського грабену. Складена пісковиками (54%), глинистими породами – аргілітами та алевролітами (45%), горизонтами вапняків (0,6%) та вугіллям (0,1%). Зустрічаються також окремі прошарки строкатофарбних порід, які мають значно більшу потужність ніж у попередній свиті. Загальна потужність свити 570 м.

Пермська система. Картамишська свита P_1^{kr} залягає на породах свити C_3^3 без перерви та кутових неузгоджень. Розповсюджена на крилах Корульського куполу та південно-західному борту Ново-Дмитрівського грабену. Складена перешаруванням червонобарвних та сірих пісковиків, алевролітів та аргілітів, а також тонкими (до 0,5 м) горизонтами доломітизованих вапняків. Загальна потужність свити 450 – 500 м. Під час проведення геологорозвідувальних робіт поклади микитівської (P_1^{mk}) та слов'янської (P_1^{sl}) свит не розділялися. З цієї нагоди літологічна характеристика свит подається сукупно. За даними розвідувальних свердловин вони вивчені на південно-західному борту Ново-Дмитрівського грабену.

У складі наведених свит встановлено перешарування пісковиків, аргілітів та алевролітів з пластами гіпсу, ангідриту та доломітизованих вапняків. При заглибленні порід на крилах Корульського куполу з'являються пласти кам'яної солі, потужність яких з глибиною поступово зростає. Загальна потужність свити змінюється у межах: микитівської – від 130 до 165 м та слов'янської – від 140 – 150 до 390 м за рахунок появи пластів кам'яної солі. Краматорська свита (P_1^{krm}) виявлена пошуковими свердловинами на східній перикліналі Корульського куполу з потужністю до 210 м. Складена червоно-бурими аргілітами, алевролітами та кам'яною сіллю зі слідами розмиву.

Верхній відділ пермі представлений дронівською свитою (P_2^{dr}), що залягає з помітним кутовим неузгодженням на розмитій поверхні нижньопермських та кам'яновугільних покладів. Літологічно складена перешаруванням червоно-бурих пісковиків, аргілітів та алевролітів із рідкими прошарками внутрішньо-формаційних конгломератів. На окремих ділянках навколо Ново-Дмитрівського родовища спостерігаються ознаки метасоматичних змін пісковиків та алевролітів. Ці процеси проявляються у відбілюванні порід (червоно-бурий колір перетворюється на чисто білий) і супроводжується появою поліметалічного та уранового зруднення. Потужність свити у районі родовища досягає 350 – 380 м.

Комплекс мезозойських формувань у складі тріасових, юрських та крейдових покладів присутній лише у суміжних синклінальних прогинах і безпосередньої участі в геологічній будові Корульського куполу та Ново-Дмитрівського родовища не приймає (див. рис. II.1).

Кайнозойський комплекс. Поклади палеогену та неогену широко розвинуті на території північно-західного Донбасу, але найбільш повні перерізи кайнозою присутні тільки у грабенах над діапірами кам'яної солі. Тут у верхній

частині палеогенових покладів (олігоцен – харківська та берекська свити) та у нижній частині неогенових (міоцен – полтавська свита) розташовані промислові поклади бурого вугілля.

Стратиграфічне розчленування кайнозойської товщі Ново-Дмитрівського родовища виглядає наступним чином.

Палеогенова система у межах району складена достовірно встановленими морськими й континентальними формаціями каневської, бучакської, київської, харківської та берекської свит. Канівська свита (P_2^{kn}) розташована на обмеженій території й складена товщею глауконітово-кварцевих пісків з лінзами пісковиків, які покриваються пісками бучакської свити. Вік київських утворень визначається знахідками фауни еоценових молюсків та полінокомплексів. Потужність свити 0 – 15 м.

Бучакська свита (\square_2^{bu}) розповсюджена на значно більшій території ніж попередня й літологічно складена світло-зеленими глауконітовими пісками з тонкими прошарками глин. За межами грабенів потужність її коливається від 1 – 3 до 35 – 40 м.

Київська свита (\square_2^{kv}) простягається повсюдно на території району й складена опоковидними алевролітами, а в межах грабенів – сіро-зеленими глауконітовими пісками, карбонатами з прошарками глини й мергелю. Потужність свити у грабенах змінюється від 10 – 40 м – в прибортових зонах й до 250 – 290 м – у центральних.

Харківська свита (\square_3^{hr}) складена одноманітною товщею кварцглауконітових глинистих пісків з прошарками та лінзами пісковиків, глин і алевролітів. Залягає на поверхні київської свити із стратиграфічною перервою, про що свідчить наявність горизонту гальки уздовж нижньої границі свити. Вверх по стратиграфічному перерізу відмічається освітлення пісків до майже білого кольору, що обумовлено зниженням вмісту глауконіту. Потужність свити у межах району складає 3 – 38 м, у грабенах – досягає 250 м.

Берекська свита (\square_3^{br}) складена товщею листуватих глин з прошарками та лінзами пісків з включенням лігніту, перешаруванням пісчано-глинистих різновидів та чистих кварцових пісків. У Ново-Дмитрівському, Берекському, Степківському та Бантишевському грабенах берекська свита є вугленосною й містить інші корисні копалини: діатоміти, вуглисті глини, сірку та будівельну сировину. Потужність свити в грабенах досягає 190 м, а за її межами коливається від 5 до 25 м.

Неогенова система представлена міоценом (N_1^{pt}). Розповсюджена на всій території району, де залягає трансгресивно на різних за віком покладах палеогену та мезозою. Перекрита червоно-бурими глинами пліоцену або четвертинними суглинками. У звичайних перерізах свита складена одноманітною товщею континентальних світлих кварцових пісків. У нижній частині свити простежується горизонт каолінових глин потужністю 3 – 5 м. У межах грабенів свита складена товщею вуглистих глин з прошарками бурого вугілля, мергелю та глинистих вапняків. На площі Ново-Дмитрівського родовища у нижній частині свити залягає четвертий буровугільний горизонт. Потужність свити коливається від 6 – 8 до 15 – 20 м, досягаючи у центральній частині грабенів 130 – 150 м.

Четвертинні поклади (Q) розповсюджені на всій території району й відсутні тільки на крутих схилах річних долин і балок, де на поверхню виходять більш давні за віком поклади. Їх особливістю є різноманітність генетичних типів та мінливість літолого-фаціального складу, які обумовлені частою зміною кліматичних та неотектонічних процесів. Серед них виділяються алювіальні, алювіально-озерні, алювіально-делювіальні, еолові, пролювіальні та інші, менш розповсюджені генетичні типи. Потужність покладів, у залежності від їх геоморфологічного розташування, змінюється від частки – на схилах річок і балок, до 70 – 75 м – на терасах річки Сіверський Донець.

П.2.2. Умови формування родовищ бурого вугілля над сольовими штоками

Всі відомі на сьогодні буровугільні родовища, що утворені у депресійних вирвах над сольовими штоками, розташовані в межах північно-західних окраїн Донецького басейну та південно-східній частині Дніпровсько-Донецької западини. Цей регіон простягається майже на 200 км від Слов'янського куполу (Донецька обл.) на південному сході до Роспашнянської структури (Полтавська обл.) – на північному заході. У прилягаючій до Донбасу частині регіону виразно виділяються два крупних структурних елементи – Кальміус-Торецька та Бахмутська котловини. Вони розділені між собою кулісоподібно сполученими антиклінальними структурами, що простягнулись у північно-західному напрямку від Бантишевського й Курульського куполів, через Комишевахську, Петровську та Волвенківську антикліналі до Роспашнянської діапирової структури. У 50 – 60 рр. ХХ століття цей регіон називали (за Чирвинською М.В) “зоною сочленения” або “зоною сопряжения” Донбасу із Донецько-Дніпровською западиною (ДДЗ). Ця територія визначалась вкрай цікавими геологічними особливостями: лінійна складчастість Донбасу поступово змінювалась куполовидними й брахіформними структурами ДДЗ, характерними для платформених умов [91].

Аналіз історії формування антиклінальних структур регіону призводить до висновку про конседиментаційні умови їх формування. Наприклад, на Петровському куполі встановлені явні внутрішньоформаційні перерви у осадонакопиченні на фоні поступового зменшення потужності кам'яновугільних покладів у напрямку від крил до склепіння структури. Одночасно спостерігається погрублення уламкового матеріалу вверх по підйманню пластів.

В цих досить складних геологічних умовах особливий інтерес викликає висвітлення причин та умов формування діапирових структур і депресійних вирв над сольовими штоками натепер. Найбільш досліджене буровугільне родовище такого генетичного типу – Ново-Дмитрівське. Тут шток девонської кам'яної солі з глибини майже 5 км прориває кам'яновугільні й нижньопермські поклади на північно-західній перикліналі Курульського куполу. За рахунок розчину сольового ядра циркулюючими підземними водами над штоком утворюється вирва еліпсоїдної форми глибиною до 1040 м і розміром у плані 4,5×6 км. Вона заповнена палеоген-неогеновими покладами, потужність яких зменшується у сторону бортів вирви. Визначальним є те, що сольовий шток прориває цю потужну товщу

саме у місці перетину Центральної антиклінальної зони з Артемівсько-Слов'янською (див. рис. П.1).

Детальний аналіз геолого-геофізичних даних дозволяє відновити умови формування унікального комплексного Ново-Дмитрівського родовища. Принципова послідовність формування надсольових депресій типу Ново-Дмитрівської наведена на рис. П.2.



Рис. П.2. Послідовність формування Ново-Дмитрівської надсольової депресії: 1 – морський басейн; 2 – кам'яна сіль; 3 – надсольова тектонічна брекчія; 4 – стратиграфічні границі та розривні порушення; 5 – кайнозойські утворення

В 60 – 70 рр. минулого століття на території північно-західного Донбасу геолого-пошуковими роботами було виявлено більше десяти сольових діапирових структур. Всі вони мають притаманну їм тектонічну будову, свої масштаби та комплекс корисних копалин. Але їх об'єднує безпосередній зв'язок з процесами сольового діапіризму та геологічний час їх утворення.

Детальний аналіз тектонічної будови та відновлення умов формування родовищ дозволяють за морфологічними ознаками виділити три типи діапирових структур. **Перший тип**, умовно названий “Ново-Дмитрівським” [91] характеризується наявністю чітко визначеного грабену з крутими (70 – 80°) бортами корінних порід верхньокам'яновугільного та нижньопермського віку (рис. П.3). Овальна депресія, що утворена цим грабеном, має різні розміри у плані та за глибиною. Вона заповнена мінеральними утвореннями палеогену й неогену потужністю від 270 – 300 м (Берекське родовище) до 1040 м (Ново-Дмитрівське родовище). Ці поклади літологічно представлені комплексом рихлих утворень: кварцових та глауконітових пісків, різних за мінеральним складом глин (у т.ч. монтморилонітових), діатомітів, карбонатних порід, а також пластами й лінзами бурого вугілля різної морфологічної будови й потужності. Ці кайнозойські поклади підстилаються надсольовою тектонічною брекчією, яка складена уламками порід, прорваних сольовим штоком у процесі його підйому та формування. У одному з уламків зафіксована фауна брахіоподи фран-

ського ярусу верхнього девону, що дозволяє датувати вік соляного діапiра як середньодевонський.

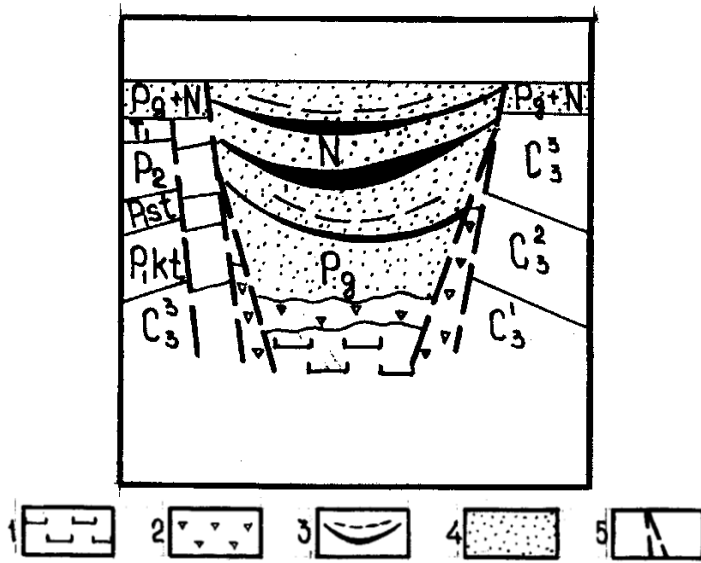


Рис. П.3. Геологічний переріз Ново-Дмитрівської діапiрової структури: 1 – сiль; 2 – брекчiя; 3 – вугiлля; 4 – piщанi вiдкладення; 5 – геологiчні порушення

Другий структурний тип, умовно названий “Бантишевським”, відрізняється від попереднього значно меншими розмірами, а також тим, що поклади палеогену підстилаються не тектонічною брекчією, а теригенними утвореннями верхньої пермі потужністю біля 300 м (рис. П.4). Вони, у свою чергу, залягають на тектонічній брекчії, потужністю 60 – 100 м та зі складом, аналогічно описаній вище. Потужність кайнозойських покладів на родовищах цього типу не перевищує 360 м. У їх складі переважають кварцові глинисті різнозернисті піски з лінзами глин незначної (до 4 – 7 м) потужності. Яскравим представником цього типу є найбільш доступне за гірничо-геологічними умовами розробки Бантишевське родовище.

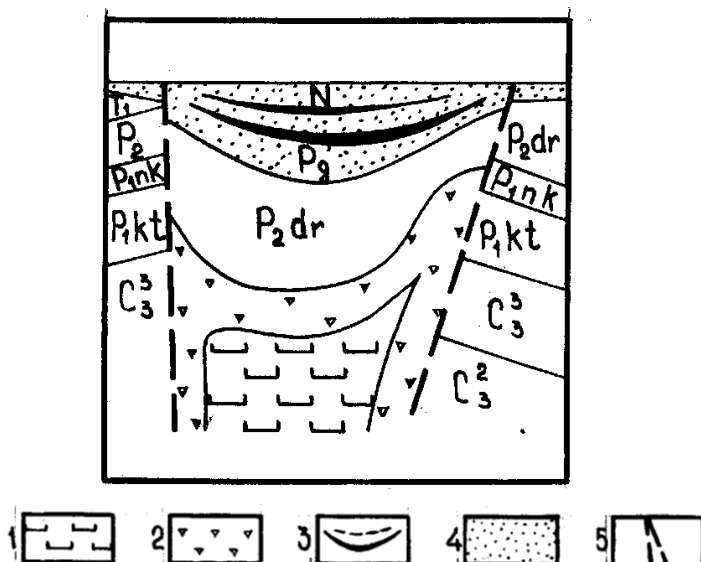


Рис. П.4. Геологічний переріз Бантишевської діапiрової структури: 1 – сiль; 2 – брекчiя; 3 – вугiлля; 4 – piщанi вiдкладення; 5 – геологiчні порушення

Третій тип (“Адамівський”) відрізняється від попередніх відсутністю над соляним ядром депресійної вирви (грабену) та системного покрову брекчії над соляною поверхнею (рис. П.5). Достовірно встановлений факт виходу соляних мас на поверхню землі на рубежі нижньої та верхньої пермі є час прояву потужної заальської тектонічної фази герцинського орогенезу. Це зафіксовано наявніс-

тю на денній поверхні (північна окраїна с. Адамівка) величезної глиби діабазу (вагою до 50 т) – гірської породи, яка достовірно відсутня на території регіону. Між тим, менші за розміром (до 5 – 6 м) уламки діабазу виявлені буровими свердловинами усередині сольового діяпіру. У той же час численні діабазові дайки відомі у покладах верхнього девону Приазовського тектонічного блоку в південній частині Донбасу.

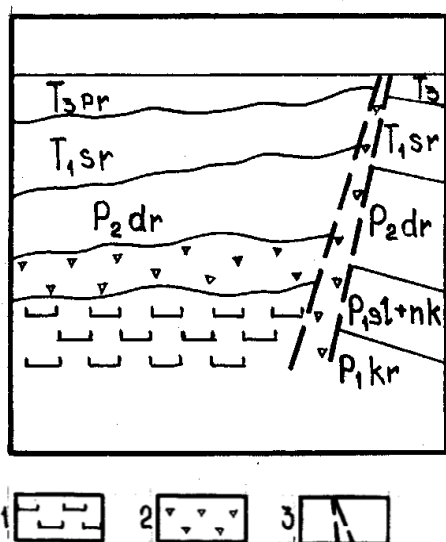


Рис. П.5. Геологічний переріз Адамівської діяпірової структури:
1 – сіль; 2 – брекчія; 3 – геологічні порушення

Всі діяпірові структури північно-західного Донбасу і ДДз упевнено виявляються геофізичними методами й перш за все – гравіорозвідкою. На гравітаційних картах такі структури визначаються різким зниженням сили тяжіння за рахунок низької щільності кам'яної солі по відношенню до вміщуючих порід. Найбільш виразно фіксуються діяпірові утворення першого типу, а найменш чітко – третього типу.

Помітну роль у розповсюдженні корисних копалин і формуванні структурних елементів району відігравали процеси переміщення девонської солі при утворенні відповідних діяпірових структур. Оскільки процеси утворення усіх відомих у регіоні буровугільних родовищ так чи інакше пов'язані з розвитком соляно-купольних структур, нижче стисло описані умови їх формування.

Так, початок розвитку соляного тектогенезу у північно-західних районах Донбасу і ДДз за часом співпадає з початком кам'яновугільного періоду й протікає до кінця пліоцену. З великою долею імовірності можна припустити факт участі у цьому процесі підсольових блокових структур, які сприяли деформації й відтоку сольових мас. Початок утворення складчастих форм слід віднести до бретонської фази складчастості, тобто до часу, коли прогинання Донбасу змінилося короткочасним підйомом регіону (кінець франського – початок фаменського віків). Ці процеси причетні до розпаду площі морського басейну на дві окремі лагуни, у яких почала формуватись потужна соляна формація. У передтурнейський час антиклінальні складки, завдяки переміщенню окремих блоків фундаменту, були виведені на поверхню й деякі з них розмиті до соляних ядер. Наступне занурення регіону та формування потужної товщі кам'яновугільних покладів на деякий час призупинило зростання діяпірових структур. Однак,

ознаки конседиментаційного розвитку окремих структурних елементів Донбасу й ДДз підтверджені багатьма дослідженнями.

Детальне вивчення верхньопалеозойських та мезозойських утворень дозволяє послідовно простежити змінення їх потужності та фаціального складу, виявити їх місто у стратиграфічному перерізі, визначити умови залягання і на цій підставі відтворити геологічну історію розвитку району. Вона виглядає наступним чином. Слідом за тривалим зануренням Донецького прогину (девон-карбон), на початку нижньопермської епохи починають підніматись окраїни басейну. Регресія ранньопермського моря супроводжується утворенням серії мілководних лагун, які розділяються зароджуючимися антиклінальними структурами Донбасу. У північно-західній частині басейну поклади верхньої пермі й тріасу залягають із незначним неузгодженням на породах не старіше нижньопермських. При цьому у синклінальних прогинах вони підстилаються утвореннями краматорської (кам'яна та калійна сіль, ангідрит, доломіт, червоно-бурий аргіліт) і слов'янської (кам'яна сіль, ангідрит, доломіт, аргіліт, алевроліт) свит, а на антиклінальних структурах – покладами микитівської та картамишської (переважають алевроліти, аргіліти, доломіти, ангідрити) свит нижньої пермі. У той же час, уздовж північного борту Бахмутської та південного крила Кальміус-Торецької улоговин амплітуда неузгодження різко зростає. Внаслідок цього породи верхньої пермі та тріасу залягають на різних горизонтах картамишської свити та на породах верхнього й, навіть, середнього карбону.

Верхньопермська епоха явилась періодом загального підняття басейну й початком процесу денудації. Стійкий континентальний режим, аридний клімат та процеси субаерального вивітрювання обумовили строкатий колір порід незалежно від їх літологічного складу. Накопичення осадків протікало в умовах акумулятивних рівнин, прісноводних озер і тимчасових водних потоків. Завершальні фази герцинського орогенезу знову викликають короткочасний підйом басейну, що призводить до руйнування палеозойських порід та їх повторного перевідкладення. Роль річок та тимчасових водяних потоків значно зменшується поступаючись прісноводним озерам.

З початком юрського періоду з півдня трансгресує море, яке проникає вглиб ДДз і досягає Прип'ятського прогину. Змінення фаціального складу юрських покладів по мірі наближення до склепіння антикліналей та наявність стратиграфічних переривів підтверджують конседиментаційний характер формування структур району у цей період.

Ларамійська фаза залучає верхньокрейдові поклади у положу складчастість. Заповнюючи синклінальні прогини, вони містами залягають під кутом 15-20°, що дає можливість зробити висновок: роль ларамійських напружень у цьому регіоні виявляється значно більшою ніж у інших районах Донбасу.

Важливу роль у формуванні та розподілі корисних копалин відіграє складчаста, розривна та сольова тектоніка, а також інтрузивний магматизм. Прямі ознаки останнього проявляються у вигляді великих глиб та уламків діабазу, які винесені на денну поверхню діабіром девонської солі біля с. Адамівка. Найважливіші корисні копалини регіону: гідротермальні родовища ртутних, уранових і свинцево-цинкових руд та родовища бурого вугілля й супутніх корисних

копалин (діатоміти, сірка, скляні піски, вуглисті глини, розсипи титанових мінералів, тощо), що залягають у депресійних воронках над сольовими діпірами.

Дослідження показують, що більшість соляних діпірових структур району сформувалась на протязі пермського періоду в результаті проникнення девонських соляних мас на доверхньо-пермську поверхню по каналам, утвореним перетином глибинних розломів. Мікроскопічні уламки діабазу у карбонатних горизонтах нижньої пермі, що виявлені Шамаєвим М.І. на відстані 0,8 – 1,0 км від Адамівського соляного штоку, упевнено підтверджують його конседиментаційний характер. У той же час, за межами цього ореолу ознаки присутності діабазових уламків відсутні. Передумовою руху соляних мас з'явилося, з одного боку – динамічне напруження, виникаюче в умовах регіонального підйому території, а з іншого – наявність глибинних розломів палеозойського закладення, утворюючих у вузлах перетину послаблені зони.

У межах району геофізичними та пошуково-розвідувальними роботами виявлено понад десять соляних діпірових структур. Ядра більшості з них досягли докайнозойського стратиграфічного рівня (Ново-Дмитрівська, Берекська, Степківська, Лозовеньківська, Біляєвська, Миронівська, Картамишська). У той же час, у районі відомі соляні структури, ядра яких перекриті породами середнього карбону (Краснооскольська), верхньої пермі (Бантішевська) і навіть четвертинними утвореннями (Адамівський шток). Є певні підстави припускати наявність в районі діпірових структур, ядра яких досягли рівня середньокам'яновугільних покладів – Дружківсько-Костянтинівська, Корульська, Велико-Камишувахська, Петрівська, Волвенківська. Соляні діпірові структури тут обмежені розривними порушеннями різних напрямків, мають овальну або ж ізометричну форму та площу від 1 до 15 – 17 км². Серед них найбільший інтерес викликають структури, над якими, внаслідок деградації сольових штоків, сформувались депресійні воронки. У їх межах на протязі верхнього олігоцену – нижнього міоцену накопичилася товща вугленосних покладів.

Четвертинні утворення суцільним чохлом перекривають породи старшого віку, мають потужність від 1 до 6 м і залягають практично горизонтально. Більш дрібні соляні діпірові структури району мають подібну тектонічну будову та відрізняються від описаних вище своїми розмірами й потужністю кайнозойської товщі. Їх об'єднують такі основні особливості.

1. Усі солянокупольні структури розташовані у вузлах перетину північної й центральної антиклінальних зон району з ланцюжком антиклінальних піднять на продовженні Головної антикліналі Донбасу.

2. Переважне простягання депресійних воронок: південний схід – північний захід.

3. Час формування надсольових грабенів і заповнення їх осадками, у тому числі вугленосними: еоцен, олігоцен, міоцен, пліоцен. Помітне зниження денної поверхні у контурі надсольового грабену та відносне підвищення бортів у сучасному рельєфі свідчать про те, що формування сольових структур продовжується й у наш час.

4. Наявність розривних порушень типу скидів у докайнозойському фундаменті. Більшість з них простягається паралельно бортам, має круті ($65 - 70^\circ$) кути нахилу площини зміщувача та амплітуди у перші десятки метрів.

5. Товща кайнозойських порід утворює конседиментаційну мульдугу. Кути нахилу нижніх горизонтів значно більші ніж горизонтів, що залягають стратиграфічно вище.

6. Потужність кайнозойських утворень поступово й закономірно зменшується від центру депресії до периферії. При цьому змінюється літолого-фаціальний склад порід. Поступово зникають поклади вугілля й діатомітів, а горизонти глин заміщуються різноманітними за складом пісками.

7. Розривні порушення у покладах палеогену й неогену достовірно не встановлені. Однак, їх наявність можна припустити у прибортовій зоні грабенів у вигляді малоамплітудних скидів (метри – перші десятки метрів) або флексур.

Серед діапирових структур району найбільший інтерес привертає Ново-Дмитрівська депресія. З нею пов'язані потужні поклади бурого вугілля та комплекс супутніх корисних копалин – енергетичної та хімічної сировини, будівельних матеріалів, тощо. Промислове значення інших діапирових структур регіону до кінця не з'ясовано. Потенціальну промислову вугленосність мають Степківська, Берекська, Бантишевська та Біляєвська діапирові структури, геологічні запаси вугілля яких складають відповідно 150, 130, 45 і 12 млн т. Однак, на цей час всебічно досліджена та промислово оцінена тільки Ново-Дмитрівська надсольова депресійна вирва, з якою пов'язаний новий для України генетичний тип буровугільного родовища. За умовами утворення, комплексу корисних копалин та запасам вугілля родовище віднесено до категорії унікальних.

II.2.3. Закономірності вугленакопичення

Докайнозойська поверхня північно-західного Донбасу похило знижується зі сходу на захід та північний захід і характеризується значним розчленуванням рельєфу. У крайній східній частині площі на південь від с. Мала Камишуваха абсолютні позначки подошви палеогену досягають максимальних значень: $+160 \div +180$ м. У західному напрямку в сторону долини р. Дніпро та його лівих притоків та Орелі й Самари, докайнозойська поверхня поступово знижується й досягає у районі сел. Олійники та Юріївка позначок $+20 \div +40$ м (рис. II.6).

На загальному фоні похилої поверхні палеозойських і мезозойських утворень чітко виділяються локальні зниження або депресії. Серед них найбільш помітні депресії: Лозовеньківська, Біляївська та Миронівська, глибина яких у центральній частині складає відповідно 280, 250 та 420 м. Всі вони сформувались на протязі еоцену, олігоцену та міоцену над ядрами діапирових структур, створених девонською кам'яною сіллю. Умови та історія формування цих структур можуть бути розглянуті на прикладі досконало вивченої Ново-Дмитрівської депресії.

У загальному вигляді вона представляється у наступній послідовності. На межі нижнього та середнього девону в центральній частині України Сарматський щит розколовся на три окремі структури (з півночі на південь):



Рис. П.6. Схематична структурна карта підшви палеоген-неогенових відкладень Північно-Західного Донбасу

Воронезька антекліза, Доно-Дніпровський прогин і Український кристалічний щит. Вони відокремлені між собою системами регіональних глибинних розломів, що простягаються уздовж границь цих структур на сотні кілометрів. Як показали результати ГСЗ (глибинного сейсмічного зондування) по профілю Ногайськ-Костянтинівка-Сватово, у центральній (донній) частині Доно-Дніпровського прогину (далі ДДп) кристалічний фундамент розбитий на окремі блоки, які ускладнені вертикальними та діагональними переміщеннями. Потужна зона розломів відображається на сучасній поверхні Головної Донецької і Дружківсько-Костянтинівської антикліналях, а також Артемівсько-Слов'янської антиклінальної зони північно-західної частини Донбасу.

У другому етапі – верхньопалеозойському, на території регіону відмічено накопичення багатокілометрової товщі теригенно-галогенних утворень: від середнього девону до кінця нижньопермської епохи. У результаті прояву заключних фаз герцинського орогенезу: заальської і пфальцьської, на території Донбасу формуються лінійні складчасті структури, що ускладнені розривами. У північно-західній частині регіону складкоутворення супроводжується проявами діапїризму. Проникнення сольових мас і формування штоків протікає по каналам, які утворені тектонічними розломами або вузлами їх перетину, тобто по ослабленим зонам. Ріст діапїрів протікає повільно, з різною швидкістю й залежить від загальної тектонічної ситуації у регіоні. Періоди прискореного росту змінювалися повільними етапами, а іноді повністю зупинялись. На це вказує аналіз літологічного складу потужностей окремих стратиграфічних підрозділів, що розташовані навколо сольових діапїрів. Всі вони мають яскраві ознаки конседиментаційного розвитку. З аналізу гравіметричних карт по території ДДп витікає, що всі діапїрові структури нахилені під кутом $50 - 60^\circ$ з півдня на північ. Це пов'язано із різною швидкістю та гіпсометричним рівнем підйому Українського щита відносно Воронезької антеклізи на протязі усього часу формування діапїрових структур. Не викликає сумніву, що тектонічна напруженість призводить до переміщення окремих блоків, а наявність ослаблених зон (канали руху) спонукають пластичні маси до послідовного формування діапїрових структур. У вертикальному напрямку форма діапїрів циліндрична (Берекський, Ново-Дмитрівський, Степківський та ін.), хоча зрідка зустрічаються валоподібні структури типу Адамівської.

З початку верхньопермської епохи й до кінця крейдового періоду на території ДДп йде накопичення морських і континентальних утворень верхньої пермі, тріасу, юри та крейди. Цей процес періодично припиняється, що зафіксовано досить частими кутовими неузгодженнями та стратиграфічними переривами між відділами деяких систем і, навіть, окремими ярусами. У юрський період зміна континентального й морського режимів протікала багаторазово, що зафіксовано стратиграфічними та кутовими неузгодженнями між окремими ярусами.

Палеотектонічні реконструкції, що проведені на території північно-західного Донбасу [91], дозволяють зробити висновок: з кінця пермі й до кінця мезозою формування сольових діапїрів протікало завдяки утворенню тектонічних блоків та їх переміщенню (рис. II.7).

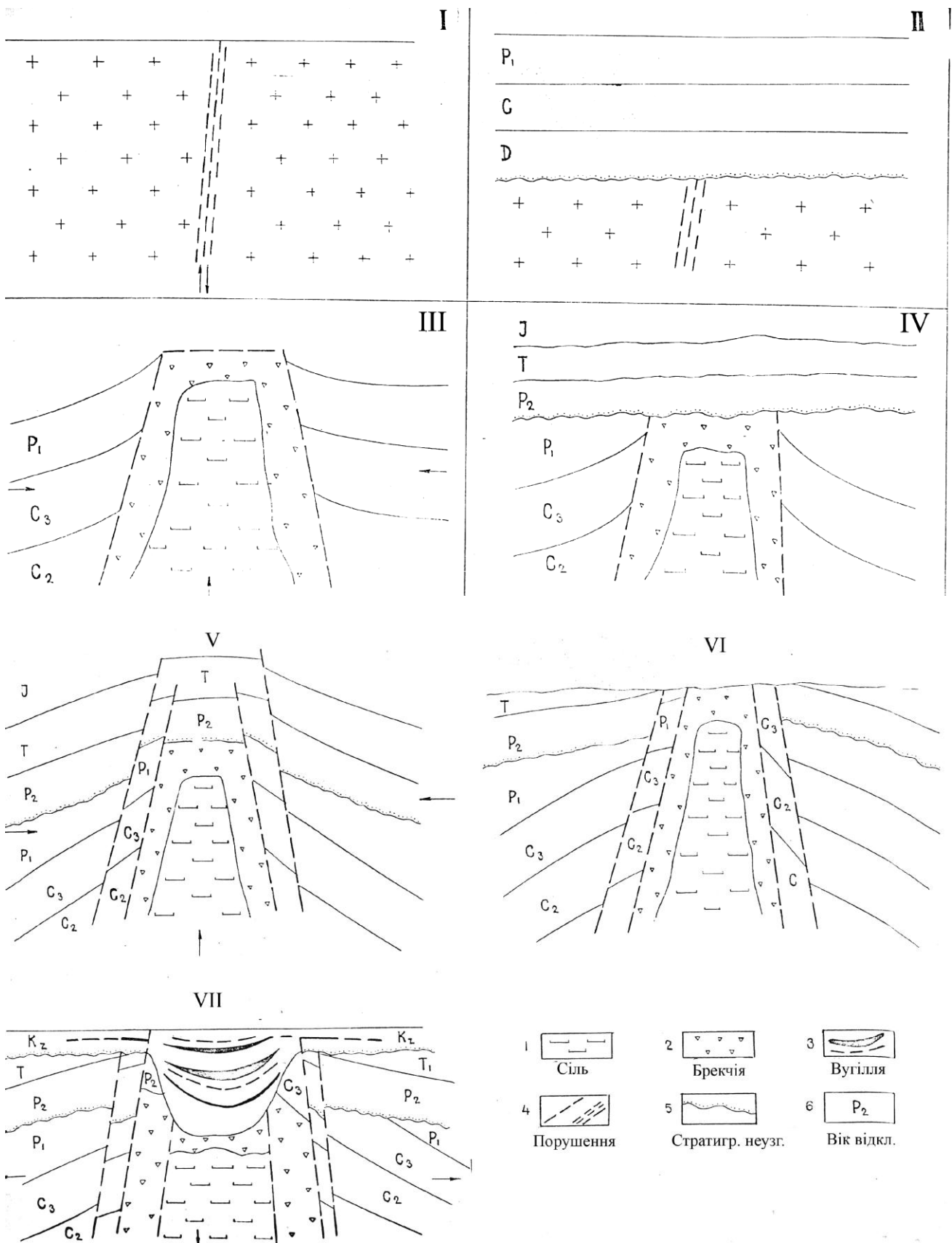


Рис.ІІ.7. Етапи формування Ново-Дмитрівської структури

Підставою для таких висновків є такі обставини.

1. При підйомі до денної поверхні температура порід поступово зменшується, сіль втрачає пластичність, а тиск нагнітання падає.

2. Не зафіксовано випадків повторного прориву сольовими масами покрової брекчії.

3. Різких вертикальних переміщень окремих блоків порід не зафіксовано, а сольові маси та брекчировані породи не виводились на поверхню, оскільки у породах верхньої пермі та мезозою уламків брекчії не виявлено.

4. Після прояву ларамійської тектонофази на рубежі між верхньою крейдою та палеогеном на всій території північно-західного Донбасу встановлено спокійний тектонічний режим, який триває до початку еоцену.

5. На протязі еоцену і, у меншій мірі, олігоцену тектонічні процеси змінюються на протилежні: тиск змінюється розтягінням, а горстоутворюючі процеси на діапірових структурах змінюються на грабеноутворюючі. Занурення спостерігається по раніше закладеним розломам у зоні сольових штоків та брекчированих порід. Менш значні розломи спостерігаються на корінних бортах депресійних вирв (див. рис. П.7).

З початком еоцену континентальний режим завершується. Територія північно-західного Донбасу покривається мілким морем, яке трансгресує з Дніпровсько-Донецькою западиною. Розташовані над сольовими штоками неглибокі депресії заповнюються мілководними теригенними осадами – кварц-глауконітовими і кварцовими пісками. Напівокатані зерна свідчать про недалекий переніс уламкового матеріалу. На це також вказують базальтові конгломерати й гравеліти у донній частині більшості депресій.

При дослідженні докайнозойського рельєфу й побудови карт потужності палеоген-неогенових покладів, у центральній і західній частинах району виявлено декілька локальних неглибоких знижень. Оскільки поклади бурого вугілля завжди супроводжують значно підвищені за потужністю кайнозойські утворення, локальні зниження привертають до себе певну увагу й потребують перевірки буровими свердловинами.

У центральній частині площі в 5 км на південний захід від с. Ново-Мечебілово виявлена локальна депресія, розмір якої за ізогіпсою +100 складає 2,8×2,7 км (див. рис. П.6). Різниця у позначках підосви палеогену в депресії та за її межами перевищує 20 м. З різних сторін депресія обмежена похилими підняттями, абсолютні відмітки яких складають +120 ÷ +140 м. У двох кілометрах на північний захід від залізничної станції Панютіно виявлена депресія субширотного простягання. Розмір її по ізогіпсі +70 складає 2,8×7 км, занурювання до кайнозойської поверхні перевищує 30 м (див. рис. П.6). Між станцією Панютіно й селищем Краснопавлівка поблизу залізничної колії Лозова-Харків при дослідженні докайнозойської поверхні виявлена депресія субширотного простягання. Довжина її перевищує 3 км, ширина 0,6 – 0,8 км. Зниження перевищує 20 м [91].

На південний захід від ст. Лозова розташоване ще одне зниження. Розмір його у контурі ізогіпси +60 м складає 2,5×3,7 км, амплітуда по підосві палеогену – більше 20 м. За межами депресії позначки перевищують +80 м. Найбільша за розміром депресія виявлена в 7 км на захід від залізничної ст. Панютіно. Вона має ізометричну форму й розмір 6,5×8,0 км по ізогіпсі з позначкою +50 м.

Побудова спеціальних карт і детальне дослідження докайнозойської поверхні та потужності палеоген-неогенових покладів (див. рис. П.6) дозволили

виділити на території північно-західного Донбасу понад десять об'єктів з покладами бурого вугілля й супутніх корисних копалин, які потребують детального фаціального аналізу й перевірки пошуковими геологічними дослідженнями.

II.2.3.1. Морські фації кайнозою











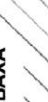
Морські фації кайнозою складають поклади еоцену (бучакська і київська свити) та нижнього олігоцену (харківська свита). Вони трансресивно й з кутовим неузгодженням налягають на еродовану поверхню верхньопалеозойських і мезозойських утворень. Літологічно представлені кварц-глауконітовими та глауконітовими пісками й покладами мергелю та глин. Поклади продуктивної берекської свити (верхній олігоцен) є вугленосними тільки у депресійних структурах над сольовими діапірами, де їх потужність зростає у десятки разів і складає інколи двісті й більше метрів. За межами депресій поклади берекської свити не перевищують 10 – 20 м (рис. II.8).

Аналіз літолого-фаціального складу окремих свит, їх потужності та площі розповсюдження, дозволяє відтворити палеогеографічні обставини й умови накопичення цієї товщі осадових утворень. Після перерви, яка тривала із кінця крейдового періоду до початку еоцену, територія північно-західного Донбасу покривається мілким морем, трансресуючим з Дніпровсько-Донецької западини. Глибина моря не перевищує 180 – 200 м, на що вказує літологічний склад бучакських утворень – глауконітові й кварцглауконітові піски та глинисті пісковики.

Перед початком трансресії сольові діапірові структури досягли земної поверхні й відділялись від неї малопотужним шаром (до 100 м) тектонічної брекчії. Після затоплення території морськими водами починається активне розчинення сольових ядер і уповільнене формування депресійних западин над сольовими штоками. Насичені сіллю води (розсоли) під тиском покриваючих порід віджимаються знизу вгору, проходять через товщу порід, змішуються з морськими водами й розсіюються. По мірі заповнення депресій осадовими утвореннями зростає статичне навантаження на сольове ядро, що, у свою чергу, стимулює прогинання дна западини. При цьому активніше прогинаються центральні частини депресій де потужність осадових утворень найбільша.

У моменти загального підйому території зростає тектонічна напруженість, відновлюються старі та з'являються нові розломи й дислокації, ускладнюється сітка тріщинуватості. Все це сприяє проникненню морської води до поверхні сольового діапіру. Виникаючі при розчиненні сольових ядер неглибокі депресії заповнюються морськими осадами, які створюють невеликі за площами конседиментаційні мульди.

УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ:

-  море мілке, відкладення морські
-  мілководді
-  припідняті ділянки, розвинуті
-  озерно-болотні вугленосні
-  відкладення
-  знижені ділянки, розвинуті озерно-
-  болотні вугленосні відкладення
-  ділянки розвитку озерно-болотних
-  вугленосних відкладень орієнтовні
-  границя розповсюдження
-  відкладень берекської свити

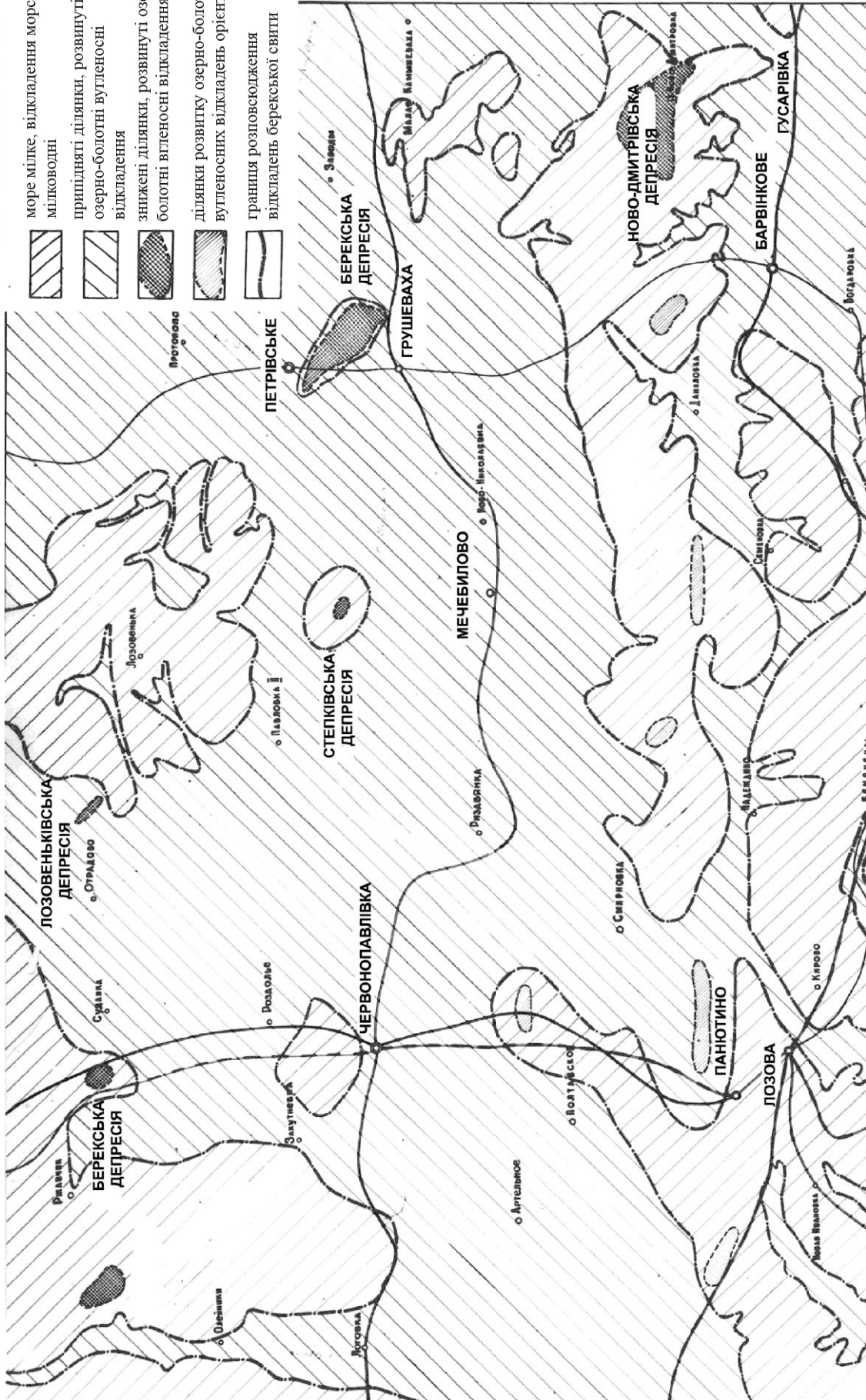


Рис. П.8. Палеогеографічна карта північно-західної частини Донбасу в берекській період

В кінці бучакського віку настає загальний підйом території й море залишає межі району. Після короткої перерви (бучакські поклади частково розмиті) настає нова трансгресія, яка призводить до накопичення сірувато-зелених карбонатних глин кийвської свити. Теригенний матеріал поступає з найбільш підвищених ділянок Українського кристалічного щита (УКЩ), розташованих на східній та південно-східній окраїнах району. Про це свідчать неокатані зерна кварцу та наявність домішок мікрокліну. За умовами утворення породи кийвської свити являють собою мілководні (50 – 70 м) морські поклади. На це вказують тонко відмучені монтморилонітові й гідрослюдисті глини, присутність глауконіту та наявність залишків морської фауни – брахіопод і форамініфер. Незначна глибина, помірно-теплий клімат і відносно слабкий знос теригенного матеріалу сприяють хімічному накопиченню й утворенню потужних покладів мергелю.

Як показали дослідження, масштаби процесів розчину сольових ядер не залежать від форми й розміру діапирових структур. Найбільша за площею Берекська депресія (18,5 км²) має значно меншу глибину ніж Ново-Дмитрівська. Амплітуда занурення депресій визначається конкретними умовами – наявністю та масштабом тріщинуватості, активності водоносних горизонтів, тектонічними процесами. Аналіз потужності утворень кийвської свити в депресивних западинах показує, що поверхня сольового ядра Берекської структури знизилась на 50 – 70 м, Степківської – на 80 – 100 м, Бантишевської – на 30 – 40 м [91].

У кінці кийвського віку море залишає межі району й після короткої перерви знову настає трансгресія. Територія покривається мілким (50 – 100 м) морем, а умови формування харківської свити, виходячи з мінералогічного складу осадів, вельми схожі з режимом накопичення бучакських покладів. Вони представлені монотонною товщею кварц-глауконітових пісків, слабких пісковиків і алевроитових глин. Вміст глауконіту зростає від 1 – 2% – у верхній частині товщі, до 20% – у її підставі. Окрім кварцу та глауконіту тут присутні польові шпати – 8 – 10%, хлорит – до 10% і мусковіт – до 5%. Сумарний вміст дістену, циркону, гранату, турмаліну та апатиту не перевищує 1%.

У кінці харківського віку починається деградація моря, яке розпадається на окремі мілководні лимани. Кількість глауконіту помітно зменшується й витісняється кварцом. На протязі харківського віку продовжується розчин сольових ядер та поглиблення депресійних западин. Однак, зростання потужності морських утворень у депресіях не супроводжується помітними змінами їх складу. Це вказує на той факт, що глибина моря у депресіях була такою ж, як і на території усього району, тобто прогинання депресій було компенсовано відповідною потужністю утворених осадів.

II.2.3.2. Континентальні фації

В депресійних западинах берекська свита верхнього олігоцену та полтавська свита міоцену складені виключно континентальними покладами, які містять пласти й лінзи бурого вугілля, вуглисті та бітумінозні глини, а інколи – діатоміти й сульфатно-карбонатні породи. За межами депресій – це товщі мілководних

морських осадов, аналогічних за складом породам середньої частини харківської свити.

Детальний аналіз літологічного складу континентальних утворень на занурених ділянках докайнозойської поверхні дозволяє відновити умови формування продуктивних покладів. У кінці нижнього олігоцену починається повільний підйом території району, а найбільш підвищені ділянки ще до кінця харківського віку виходять вище рівня морського басейну. На них, в умовах вологого й теплого гумідного клімату, склались сприятливі умови для розвитку торфовищ. Поступово від морських вод звільнилась вся територія району. Однак, на початку берекського віку територія північно-західного Донбасу знову покривається мілким морем за винятком купольних структур на продовженні головної антиклінали Донбасу. Саме до них належать діапирові утворення й пов'язані з ними вугленосні формації. Побудовані за сучасними даними карти рельєфу до берекської та дополтавської поверхні (рис. П.9, П.10) не відображають усіх особливостей палеорельєфу, оскільки на нього впливали пізніші епейрогенічні коливання. Проте, як і раніше, у границях депресій продовжується накопичення континентальних теригенно-вугленосних утворень, діатомітів і вуглистих глин. У залежності від умов осадоутворення – озерних чи болотних, текстура порід змінюється від горизонтально-шаруватої до комковатої. Надійним індикатором режиму басейна є залишки рослинних і живих організмів. Присутність однолучових опалових спікул губок та наявність харових водоростей свідчать про режим прісноводного озерного водоймища.

З середини берекського віку широкий розвиток отримують вугленосні фації. Починається формування продуктивних горизонтів Берекського, Степківського, Бантишевського, Ново-Дмитрівського та інших родовищ північно-західного Донбасу. (рис. П.11). Потужність та морфологія вугільних покладів залежать від режиму коливань і обсягу теригенного матеріалу, що поступає із корінних бортів до центральної частини депресії. Повільне та поступове занурення дна депресії супроводжується наростанням потужності торф'яної маси, що забезпечує у подальшому формування потужного шару торфу, який досягає у окремих депресіях (Степківській, Ново-Дмитрівській) десятків і сотень метрів.

Складний режим коливань донної частини депресій переконливо ілюструється геологічним перерізом Степківського родовища. На ньому поклади бучакської й київської свит, загальною потужністю до 120 м, присутні тільки у східній і південно-східній частині депресії (рис. П.12). В інших частинах і на прилеглий із заходу території ці поклади не збереглися. Нерівномірність занурення дна западини добре проілюстрована морфологією верхнього вугільного горизонту.

Спочатку вся ділянка розповсюдження покладу зазнає рівномірного занурення, потужність торф'яника поступово зростає. Згодом, у північно-західній частині депресії (свердл. 952, 946) виникає зона повільного занурення, на схід від якої прогинання протікає значно активніше (свердл. 960, 906). Це призводить до того, що частина покладу опустилась нижче рівня басейну й була відразу перекрита теригенними породами. Останні за падінням покладу генетично виклинюються. Поступово інтенсивність занурення вирівнюється і, таким чином, новий шар торфу розповсюджується на всю площу депресії.

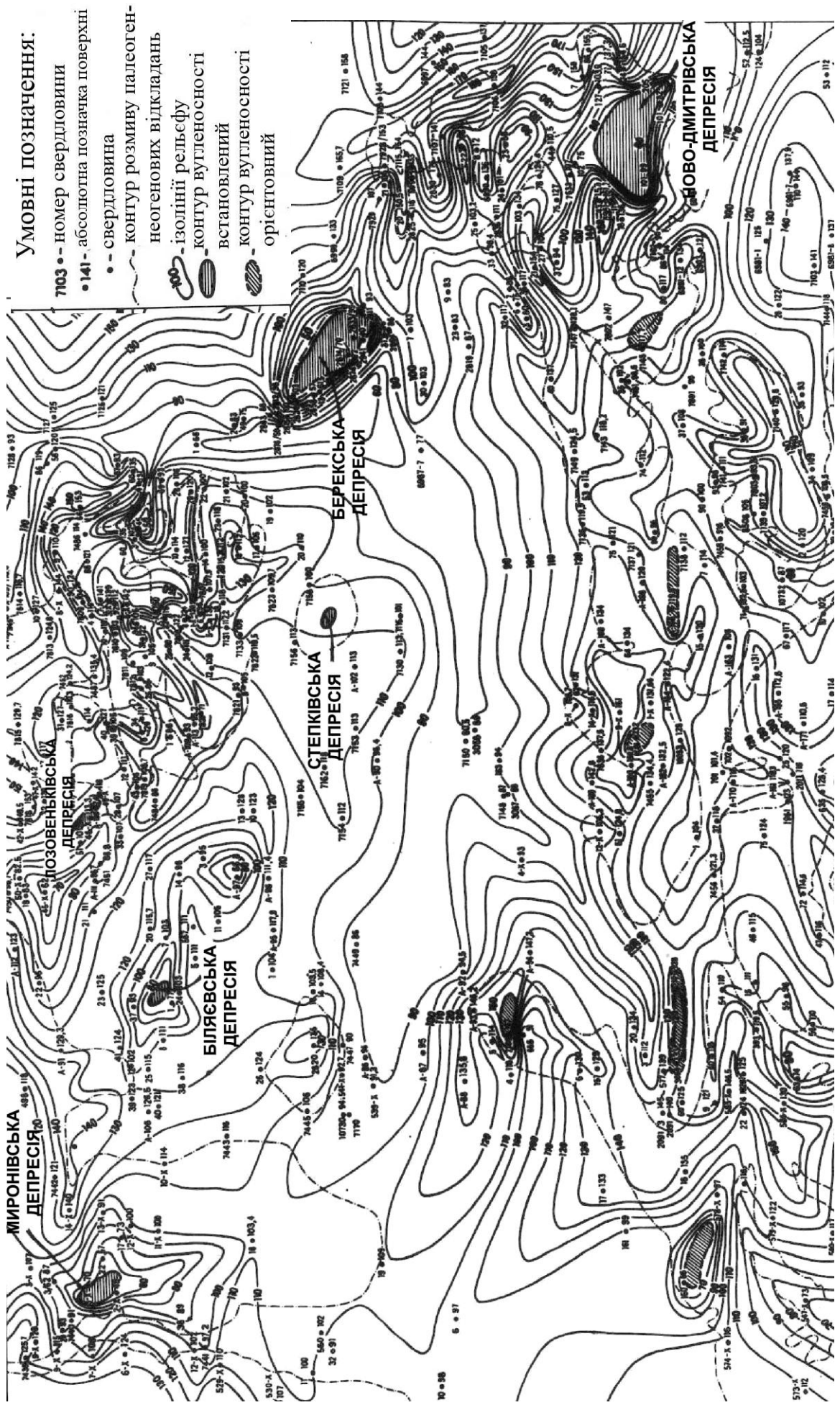


Рис. П.9. Карта рельєфу доберецької поверхні

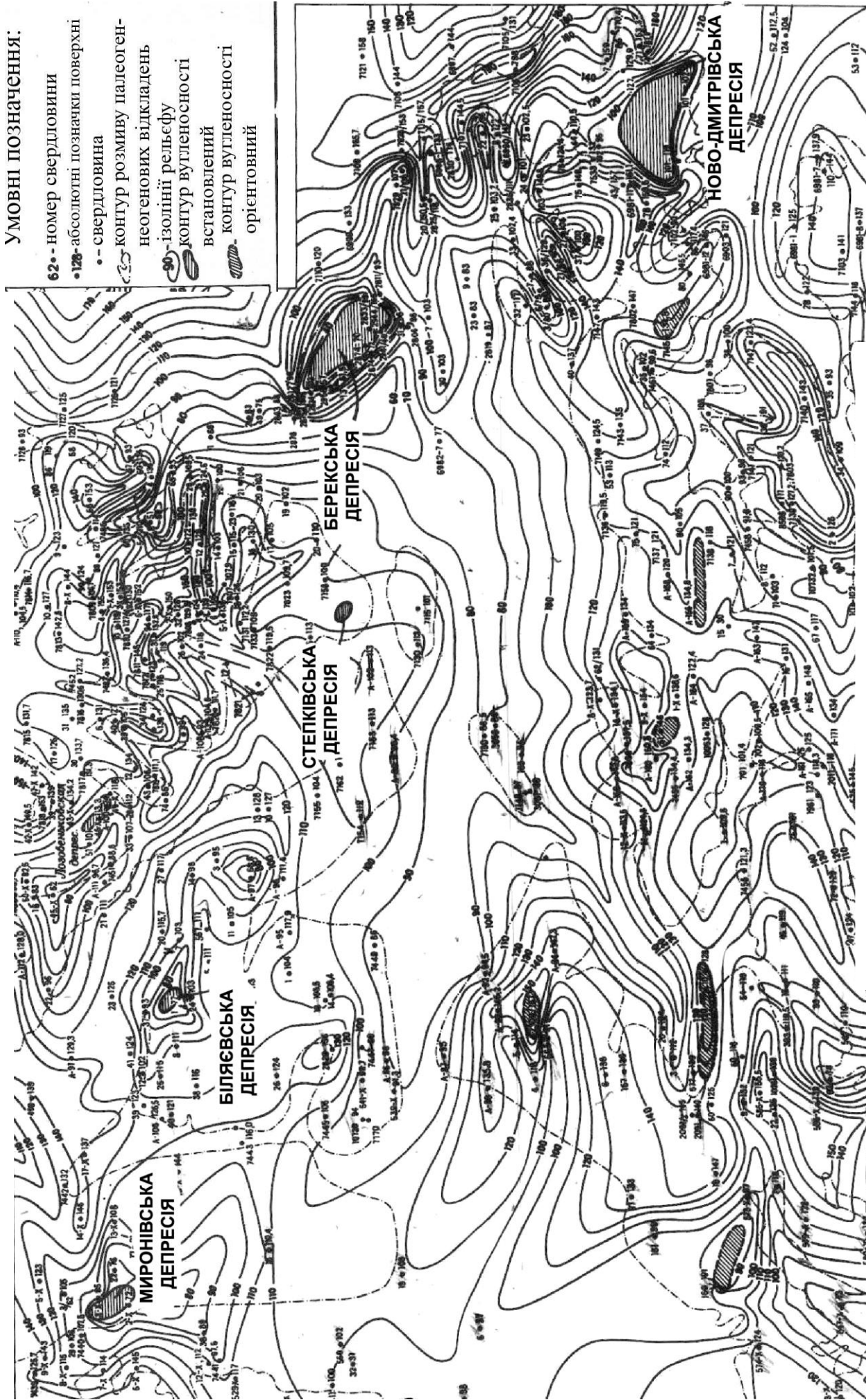


Рис. П.10. Карта рельєфу допотаської поверхні

У останній третині берекського віку в кожній окремій депресії виникають свої особливі фаціальні умови. Так, на Ново-Дмитрівській западині існує слабко солонувате водоймище про що свідчать:

- наявність півметрового пласта арагоніту (свердл. 605);
- глини містять численні гнізда псевдоморфоз кальциту по гіпсу;
- наявність діатомових водоростей пенатного типу, які створюють пласти потужністю до 10 м.

Геологічний переріз верхньої частини берекської свити відображає процеси замулювання й заростання депресії рослинними формами, що призводить до утворення буровугільних покладів. У той же час, на площі Берекської й Степківської депресій, у відповідних інтервалах берекської свити, присутні каолінит-гідрослюдисті глини з рослинним детритом і тонкими прошарками діатоміту з діатоніями центрального типу. Присутність останніх свідчить про стабільний прісноводний режим цих водних басейнів.

На зовсім мілких депресіях (Бантисевська, Біляївська, Лозовеньківська) ці стратиграфічні інтервали сформувались в умовах чергування процесів запливання, інтенсивного привносу теригенного матеріалу із бортових частин структур, заростання водоймища та накопичення торфу з наступним утворенням тонких пластів бурого вугілля й вуглистих глин.

У полтавський період на території північно-західного Донбасу існують такі ж геотектонічні, кліматичні й фаціальні умови, що і в кінці палеогену. Широко розповсюджені алювіальні кварцові піски – слабкосортовані, з косою та лінзовидною шаруватістю. У депресіях формуються потужні озерно-болотні фації. У Ново-Дмитрівській товщі вуглистих глин каолінит-гідрослюдистого складу присутні малопотужні прошарки мергелю та глинистих вапняків. У верхній частині свити присутні поклади бурого вугілля. Складна морфологія й часте зсування контуру останніх свідчать про нестійкий режим регіональних тектонічних процесів та інтенсивності розчинення сольового ядра.

Поклади полтавської свити у Берекській і Степківській депресіях за своїм літолого-фаціальним складом відображають ще більш нестійкий режим тектонічних коливань. Це відображається на присутності потужних піщаних утворень (десятки метрів), що відповідають періодам активного занурення депресій і активізації ерозійних процесів. Поклади бурого вугілля цих депресій мають значно меншу потужність відносно Ново-Дмитрівської і досить високу (25 – 35%) зольність. У покладах полтавської свити центральної частини Степківської депресії (свердл. 960) Носовським М.М. описані раковини та залишки костистих риб. Це підтверджує наявність замкнутих прісноводних водоймищ озерного типу, які існували у цих депресіях на протязі полтавського віку.

У межах Бантисевської, Біляївської та інших невеликих депресій утворення полтавської свити повністю складені сірими кварцовими глинистими пісками з малопотужними (1 – 3 м) пластами високозольного бурого вугілля. За складом і потужністю ці поклади нагадують відповідні їм за віком прибортові частини Ново-Дмитрівської та Степківської депресій.

До кінця полтавського віку прогинання депресій поступово уповільнюється, що призводить до деградації водоймищ, зменшення на площі озерно-болотних фацій

і широкому розповсюдженню алювіальних утворень. Пласти й прошарки бурого вугілля мають вкрай обмежений (локальний) розвиток та низьку якість. Зі сторони зовнішніх бортів депресій вугілля генетично заміщується вуглистою глиною.

На початку пліоцену гіпсометричні позначки поверхні над сольовими штоками та за їх межами стають приблизно однаковими із незначним (15 – 30 м) перевищенням останніх. На це вказує незначне перевищення потужності пліоценових покладів у депресійних структурах (55 – 65 м) порівняно із середньою потужністю за її межами (40 – 45 м).

Четвертинні утворення розповсюджені по усій території регіону й представлені різноманітними генетичними літотипами, відображаючими коливання клімату та характер неотектонічних процесів. Найбільш поширений розвиток мають льоси та льосовидні суглинки. Потужність четвертинних покладів тісно пов'язана із ландшафтними формами палеорельєфу й зростає від 1 – 3 до 70 м на стародавніх терасах р. Північний Донець.

Наведені дані дозволяють зробити висновки про умови й закономірності формування буровугільних родовищ північно-західного Донбасу.

1. Накопичення рослинного й теригенного матеріалу протікає на фоні поступового зниження докайнозойської поверхні та занурення окремих депресій. Незначні інверсійні процеси майже не впливали на характер і склад осадів. Стратиграфічних переривів та кутових неузгоджень не зафіксовано. З початку еоцену й до кінця пліоцену в депресіях простежено закономірну зміну потужності й умов акумуляції утворень. На прикладі детально розвіданої Ново-Дмитрівської депресії показано, що потужність осадових утворень закономірно зменшується знизу вгору від 470 м – у еоцені, до 80 м – у пліоцені. Відповідно зменшується й потужність покладів бурого вугілля – від 108,3 м у олігоцені, до 49,6 м – у міоцені. Незначне зростання процесу осадонакопичення у пліоцені обумовлено ерозією міоценових порід (табл. II.2).

Таблиця II.2

Значення потужностей, коефіцієнтів вугленосності та швидкості накопичення порід вугілля у депресійних структурах

| Вік утворень | Термін, млн. р | Потужність порід, м | Потужність вугілля, м | Коефіцієнт вугленосності | Швидкість накопичення порід, м/млн. р | Швидкість накопичення вугілля м/млн. р |
|--------------------------|----------------|---------------------|-----------------------|--------------------------|---------------------------------------|--|
| Четвертинні, Q | 1,0 | 30,0 | – | – | 30,0 | – |
| Пліоцен, N ₂ | 20,0 | 80,0 | – | – | 8,0 | – |
| Міоцен, N ₂ | 10,0 | 130,0 | 49,6 | 0,38 | 6,5 | 1,88 |
| Олігоцен, □ ₃ | 20,0 | 320,0 | 108,3 | 0,34 | 32,0 | 10,83 |
| Еоцен, □ ₂ | 90,0 | 470,0 | – | – | 23,5 | – |

2. Змінюються фаціальні умови накопичення осадів. На протязі палеогенової епохи широко розповсюджені морські фації, неогенової – континентальні. Генетичний склад цих фацій також закономірно змінюється: від типових алювіальних – у бучакський час, до засолонених лагунних – у берекський вік та пліоцені. Кліматичні умови змінюються від гумідного субтропічного – у еоцені, до континентального аридного – у пліоцені.

3. Встановлено, що вугленакопичення протікало у сприятливих геоморфологічних, тектонічних та кліматичних умовах. Переважна кількість вугільних пластів має всі ознаки автохтонності: присутність останків кореневої системи рослин у покрівлі, залишки вертикально розташованих стволів рослин, низька зольність вугілля. Проте IV і V вугільні горизонти Ново-Дмитрівського родовища мають явні ознаки аллохтонності: тонке перешарування вугілля й породи та відсутність кореневої системи рослин, високий вміст мінеральних домішок, присутність напівзруйнованих спор темно-бурого кольору.

II.2.4. Геологічна будова та промислове значення Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

Ново-Дмитрівське родовище належить до однойменного грабену, що сформувався у кінці палеозою над діапіром девонської кам'яної солі. Ця структура пройшла довгу та складну історію формування й розташована на західній перикліналі Корульського куполу в місті перетину Центральної та Артемівсько-Слов'янської антиклінальних зон (див. рис. II.1). Є певні підстави припустити наявність просторового зв'язку між Адамівським та Ново-Дмитрівським соляними діапірами. Обидві структури сформувались шляхом використання послаблених зон гірських порід у вузлах перетину глибинних розломів широтного та субмеридіонального напрямку [91]. Ново-Дмитрівський грабен обмежений декількома скидами у вигляді серії паралельних розломів. За даними геофізичних досліджень та розвідувального буріння у напрямку із заходу на схід простежується широтний розлом, по якому північна частина грабену піднесена, а південна – опущена. Північний борт грабену складений виключно породами верхнього карбону, у той час як на південному спостерігаються породи пермі та нижнього тріасу (рис. II.13). Ці факти свідчать про те, що Ново-Дмитрівський грабен формувався на кордоні двох самостійних структурних елементів: Бахмутської та Кальміус-Торецької улоговин, геологічний розвиток яких із кінця палеозою протікав незалежно одна від одної. Виходячи з віку гірських порід, що складають борти Ново-Дмитрівського грабену, амплітуда розлому коливається від 1550 до 2100 м.

Корульський купол є досить складною структурою із асиметричною будовою. Його північно-східне крило має кут падіння 30 – 45° з подальшим зростанням до 45 – 50° у напрямку на південний схід. За віком це крило складене породами карбону. Будова південно-східного крила структури відображає значне кутове неузгодження (20°) між кам'яновугільно-нижньопермським та верхньопермським і мезозойським комплексами порід. За даними гравірозвідки Но-

во-Дмитрівський соляний шток, як Адамівський і Берекський, із глибиною занурюється на південний захід під кутом 45 – 50°. Цей факт свідчить про північний напрямок регіональних напружень, обумовлених підняттям УКЩ у другій половині палеозою.

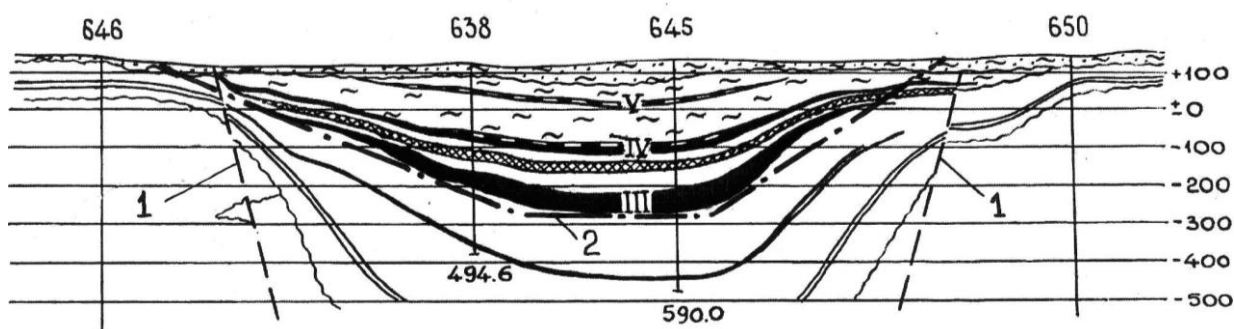


Рис. П.13. Геологічний переріз Ново-Дмитрівського родовища: 1 – границя соляного штоку; 2 – контури кар’єрного поля; III, IV, V – вугільні горизонти, які мають промислове значення

Помітну роль у розповсюдженні корисних копалин і формуванні структурних елементів району відігравали процеси переміщення девонської солі при формуванні відповідних діапирових структур. Оскільки утворення усіх відомих у регіоні буровугільних родовищ так чи інакше пов’язано із розвитком солянокупольних структур, нижче стисло описані умови їх формування.

Початок розвитку соляного тектогенезу у північно-західних районах Донбасу та ДДз за часом співпадає із початком кам’яновугільного періоду й протікає до кінця пліоцену. З великою долею імовірності можна припустити факт участі у цьому процесі підсольових блокових структур, які сприяли деформації й відтоку сольових мас. Початок утворення складчастих форм слід віднести до бретонської фази складчастості, тобто до часу, коли прогинання Донбасу змінилося короткочасним підйомом регіону (кінець франського – початок фаменського віків). Ці процеси перетворились на розпад морського басейну на дві окремі лагуни, у яких почала формуватись потужна соляна формація. У передтурнейський час антиклінальні складки, завдяки переміщенню окремих блоків фундаменту, були виведені на поверхню й деякі з них розмиті до соляних ядер. Наступне занурення регіону й формування потужної товщі кам’яновугільних покладів на деякий час призупинило зростання діапирових структур. Однак, ознаки конседиментаційного розвитку окремих структурних елементів Донбасу та ДДз підтверджені багатьма дослідженнями [24,90,91].

Присутність верхньопалеозойських та мезозойських утворень дозволяє послідовно простежити зміну їх потужності та фаціального складу, виявити їх місце у стратиграфічному розрізі, визначити умови залягання і на цій підставі відтворити складну геологічну історію розвитку району. Вона виглядає так. Слідом за тривалим зануренням Донецького прогину (девон-карбон), на початку нижньопермської епохи починають підніматись окраїни басейну. Регресія ранньопермського моря супроводжується утворенням серії мілководних лагун, які розділяються зароджуючимися антиклінальними структурами Донбасу. У

північно-західній частині басейну поклади верхньої пермі й тріасу залягають з незначним неузгодженням на породах не старіше нижньопермських. При цьому у синклінальних прогинах вони підстилаються утвореннями краматорської (кам'яна та калійна сіль, ангідрит, доломіт, червоно-бурий аргіліт) і слов'янської (кам'яна сіль, ангідрит, доломіт, аргіліт, алевроліт) свит, а на антиклінальних структурах – покладами микитівської та картамишської (переважають алевроліти, аргіліти, доломіти, ангідрити) свит нижньої пермі. У той же час, уздовж північного борту Бахмутської та південного крила Кальміус-Торецької улоговин амплітуда неузгодження різко зростає, внаслідок чого породи верхньої пермі та тріасу залягають на різних горизонтах картамишської свити та на породах верхнього й, навіть, середнього карбону.

Верхньопермська епоха характерна періодом загального підняття басейну та початком процесу денудації. Стійкий континентальний режим, аридний клімат та процеси субаерального вивітрювання обумовили строкатий колір порід незалежно від їх літологічного складу. Накопичення осадків протікало в умовах акумулятивних рівнин, прісноводних озер і тимчасових водних потоків. Завершальні фази герцинського орогенезу знову викликають короткочасний підйом басейну, що призводить до руйнування палеозойських порід та їх повторного перевідкладення. Роль річок та тимчасових водяних потоків значно зменшується, поступаючись прісноводним озерам.

З початком юрського періоду з півдня трансгресує море, яке проникає вглиб ДДз і досягає Прип'ятського прогину. Змінення фаціального складу юрських покладів по мірі наближення до склепіння антикліналей та наявність стратиграфічних переривів підтверджують конседиментаційний характер формування структур району у цей період.

Ларамійська фаза залучає верхньокрейдові поклади у положу складчастість. Заповнюючи синклінальні прогини, вони місцями залягають під кутом $15 - 20^\circ$, що дає можливість зробити висновок: роль ларамійських напружень у цьому регіоні виявляється значно більшою ніж у інших районах Донбасу. При цьому важливу роль у формуванні та розподілі корисних копалин відіграє складчаста, розривна та сольова тектоніка, а також інтрузивний магматизм. Прямі ознаки останнього зафіксовані у вигляді великих глиб та уламків діабазу, що винесені на денну поверхню діапіром девонської солі біля с. Адамівки й розкриті багатьма структурно-пошуковими свердловинами у надсольовій брекчії. Найважливіші корисні копалини регіону: гідротермальні родовища ртутних, уранових і свинцево-цинкових руд та родовища бурого вугілля із супутніми з ним корисними копалинами (діатоміти, сірка, скляні піски, вуглисті глини, розсипи титанових мінералів тощо) у депресійних воронках над соляними діпірами.

Дослідження показують, що більшість соляних діпірових структур району сформувалась протягом пермського періоду у результаті проникнення девонських соляних мас на доверхньопермську поверхню по каналам, утвореним перетином глибинних розломів. Мікроскопічні уламки діабазу у карбонатних горизонтах нижньої пермі, виявлені М.І Шамаєвим на відстані 0,8 – 1,0 км від Адамівського соляного штоку, підтверджують його конседиментаційний характер. У той же час, за межами цього “ореолу”, ознаки присутності діабазових

уламків відсутні. Передумовою руху соляних мас є, з одного боку, динамічне напруження, що виникає в умовах регіонального підйому території, а з іншого – наявність глибинних розломів палеозойського закладення, утворюючих у вузлах перетину послаблені зони.

Ново-Дмитрівський грабен розташований у місці перетину південної та центральної антиклінальних зон Бахмутської улоговини, де ускладнює західну перикліналь Корульського куполу. Вугленосні поклади накопичились упродовж палеогену і неогену, у депресійній воронці над штоком девонської солі. Розмір воронки $5,4 \times 2,5$ км, форма овальна, простягання – на північній захід. Найбільша глибина по підшві палеогену 900 – 1000 м. Докайнозойський фундамент у межах грабену створений надсольовою тектонічною брекчією, яка складена з уламків девонських і кам'яновугільних порід, цементується глинистим і карбонатним матеріалом, та насичена нафтовими бітумами. Крутизна внутрішніх схилів депресії становить близько $70 - 80^\circ$. Поверхня фундаменту розбита системою скидів, що обмежують депресію. Свердловинами зафіксовані два розломи, що проходять на південному та північному краю депресії. Далі на схід вони поступово зближуються і перетинаються поблизу ядра Корульського куполу (див. рис. П.1). Комплекс палеоген-неогенових покладів, що заповнює воронку, являє собою потужну конседиментаційну мульду, висота якої по підшві основної вугільної лінзи складає 340 м. Максимальна потужність палеоген-неогенових покладів зафіксована у центральній частині депресії (1040 м) і поступово зменшується у напрямку до бортів. Одночасно змінюється фаціальний склад осадків. Поклади бурого вугілля, горизонти глин і діатомітів поступово заміщуються більш грубозернистими породами – пісками та гравелітами. Встановлено, що різні стратиграфічні горизонти кайнозойських утворень у прибортовій частині мають різні кути падіння до центру депресії. Найбільші з них $35 - 45^\circ$, спостерігаються на крилах мульди по нижніх стратиграфічних горизонтах і поступово зменшуються до $3 - 6^\circ$ для горизонтів, що залягають стратиграфічно вище. Це обумовлено різними амплітудами занурення центральної та прибортової частин депресії по мірі заповнення її товщею кайнозойських осадків. Розривні порушення у кайнозойській товщі достовірно не встановлені, але наявність мілких розривів у прибортовій частині грабену цілком припустима.

Берекська діапірова структура розташована у вузлі перетину південної та північної антиклінальних зон Бахмутської улоговини між Велико-Камишувахським та Петровським куполами. Розмір депресійної воронки $2,8 \times 10$ км, форма овальна, потужність кайнозойських відкладень у центральній частині западини – 410 – 420 м. Утворення палеогену підстилаються у межах депресії надсольовою тектонічною брекчією, а бортова частина грабену складена породами карбону, пермі та мезозою. Схили депресії асиметричні: нахил південно-східного і північно-східного напрямку крутий і становить $45 - 55^\circ$, а північно-західного – пологий у межах $20 - 25^\circ$. Свердловинами зафіксовані численні скиди з амплітудами 50 – 100 м, які направлені уздовж бортів депресії. Кайнозойські відкладення у структурному відношенні являють собою конседиментаційну синклінальну складку з дуже пологим, майже горизонтальним ядром. Мак-

симальна потужність палеоген-неогенових утворень спостерігається у центральній частині депресії і поступово зменшується до її окраїн. Одночасно змінюється фаціально-літологічний склад осадків: поступово зникають поклади вугілля, діатоміту, горизонти глин, а їх місце займають різноманітні піски і суглинки. Падіння крил складки зростає із стратиграфічною глибиною з $2 - 5^\circ$ – по горизонтах полтавської свити, до $45 - 50^\circ$ – у відкладеннях бучакської свити. Розривних порушень у товщі кайнозойських утворень достовірно не виявлено, але можна припустити наявність мілких флексур і розривів у прибортових зонах депресії.

Степківська соляна діапірова структура ускладнює південно-західне крило Степківського куполу. Депресійна воронка розміром $1,6 \times 1,2$ км у плані майже ізометрична. Глибина її у центральній частині 560 – 600 м, крутизна бортів $40 - 65^\circ$. Товща кайнозойських утворень створює конседиментаційну мульду. Потужність порід палеогену і неогену концентрично зменшується від центру депресії до периферії, кути падіння поступово зменшуються знизу уверх від $35 - 40^\circ$ – у бучакських відкладеннях, до $4 - 6^\circ$ – у полтавських.

Всебічно досліджена та промислово оцінена на цей час Ново-Дмитрівська надсоляова депресійна воронка, з якою пов'язаний новий для України генетичний тип буровугільних родовищ дозволяє сформулювати такі висновки. За умовами утворення комплексу корисних копалин та запасах вугілля родовище віднесено до категорії унікальних. Промислова вугленосність пов'язана з відкладеннями олігоцену (берекська свита) і міоцену (полтавська свита). У структурному відношенні вони утворюють конседиментаційну мульду з амплітудою по підшві основної вугільної лінзи 330 – 360 м. Промислові запаси бурого вугілля по трьох продуктивних горизонтах складають 394 млн. т, в тому числі категорії А – 50,8%, категорії В – 21,8%, категорії C_1 – 27,4%. Окрім того, за межами корінних бортів депресії забалансові за гірничо-технічними умовами запаси оцінені у 52,5 млн. т (південно-східна частина родовища). Таким чином, запаси вугілля у основних продуктивних горизонтах (третій – четвертий) складають 446,5 млн. т, а загальні геологічні – перевищують 600 млн. т. Основна вугленосність належить до центральної частини депресії, де вугільні лінзи досягають максимальної потужності (74 і 37 м), а коефіцієнт вугленосності складає 34%.

Третій горизонт родовища має просту (без породних прошарків) будову й займає площу $7,8 \text{ км}^2$ у межах контуру потужності 2,0 м і генетично утворює конседиментаційну мульду. У напрямку граничних бортів його потужність поступово зменшується й під кутом $8 - 12^\circ$ він повністю виклинюється. Якість вугілля досить висока: зольність 5,6 – 15,8%, сірка 2,0 – 3,2%, теплота згорання 6700 – 6900 Ккал/кг. Вміст воску становить 56 – 62%, вихід гумінових кислот $47,0 - 65,5 \text{ г/м}^3$, технологічна марка Б – 1,2. Промислові запаси вугілля складають 296,1 млн. т, з яких 290,7 млн. т мають зольність меншу за 20%.

Четвертий горизонт характеризується складною будовою (2 – 3 пачки) та максимальною потужністю 37 м. Технологічна марка вугілля Б – 1, зольність 8,1 – 29,2%, сірка 2,6 – 4,1%, теплота згорання 6350 ккал/кг. Вихід бітумів до 13%, гумінових кислот $47,7 - 76,0 \text{ г/м}^3$. Промислові запаси 98 млн. т.

П'ятий горизонт складається з двох вугільних пачок потужністю 2,5 і 5,4 м і досягає загальної величини 8,2 м. Характеризується підвищеною зольністю (15 – 45%) та забалансовими запасами 58,3 млн. т. Сучасні технології дозволяють використовувати таке вугілля у якості низькосортного палива. У той же час, два попередніх горизонти можуть стати джерелом палива для теплових електростанцій, матеріалом для виготовлення вугільних брикетів і сировиною для хіміко-технологічної переробки з метою отримання нафтопродуктів, монтан-воску і гумінових кислот. Загальні запаси вугілля трьох продуктивних горизонтів перевищують 452 млн. т.

До супутніх корисних копалин відносяться вуглисті глини, діатоміти, самородна сірка, вогнетривкі й керамічні глини, скляні та будівельні піски, а також свинцево-цинкові та ртутні руди у корінних бортах депресійної воронки.

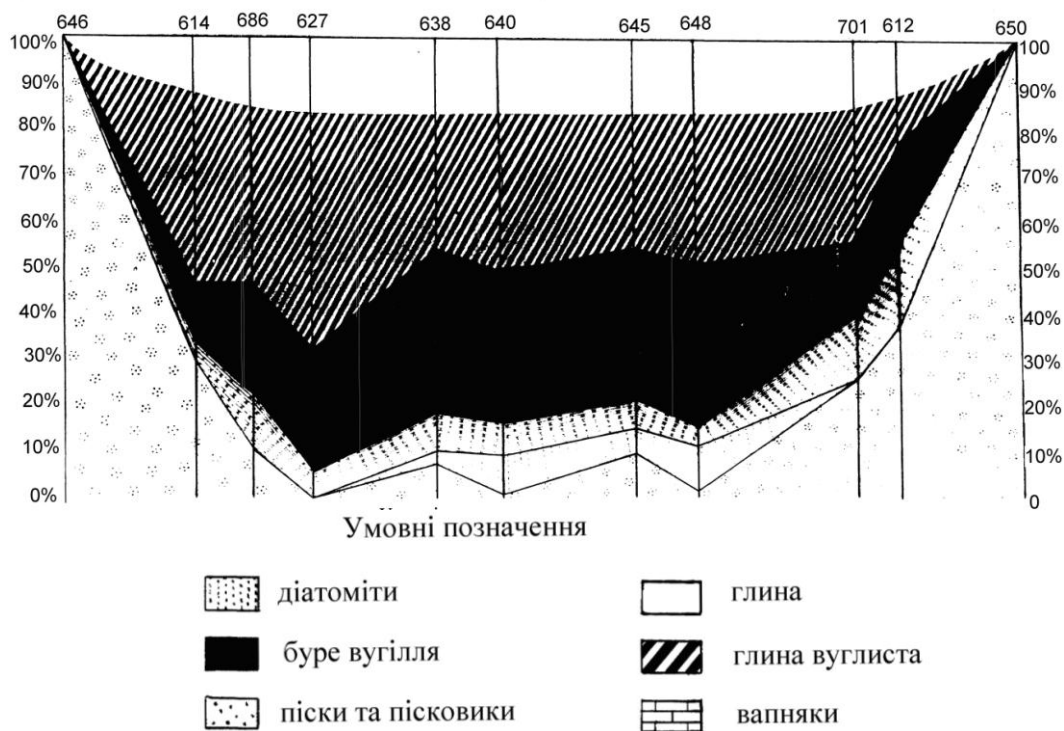


Рис. П.14. Діаграма співвідношення літотипів гірських порід та корисних копалин Ново-Дмитрівського родовища

Запаси вуглистих глин із вмістом органічного матеріалу 35 – 45% складають 480 млн. м³ або близько 1 млрд. т; сірки, при концентрації більше 7% (мінімальний промисловий вміст) – понад 1 млн. т, діатоміту – до 160 млн. м³ (див. рис. П.14). З 2001 року Донецьке ДРГП (м. Артемівськ) проводить пошуково-оцінювальні роботи на бортах Ново-Дмитрівської депресії з метою пошуків свинцево-цинкових руд.

Таким чином, Ново-Дмитрівське родовище повинно розглядатись як комплексне, з урахуванням наявності важливих для України корисних копалин, які на 85 – 90% складають розкривну частину продуктивної товщі.

Сучасний стан електроенергетики України та постійний дефіцит енергоносіїв потребують негайного освоєння цього родовища як сировинної бази для

діючих теплових електростанцій. Детальне дослідження якості та технологічних властивостей бурого вугілля демонструє їх повну придатність для використання у якості енергетичного палива [5]. Проведені розрахунки свідчать, що: на базі Ново-Дмитрівського родовища можливо побудувати теплову електростанцію потужністю 2400 МВт та забезпечити її паливом на 60 – 70 років.

II.3. Гідрогеологічні умови Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

II.3.1. Параметри водоносних горизонтів та їх стратиграфічна прив'язка

Район робіт характеризується складними гідрогеологічними умовами, які визначаються різноманітністю літолого-стратиграфічних комплексів осадових порід, складною тектонічною та морфологічною будовою, значним розчленуванням рельєфу та особливостями клімату. Підземні води району пов'язані з осадами девонських, кам'яновугільних, пермських, тріасових, юрських, крейдових, палеогенових та четвертинних відкладень.

Водоносний горизонт верхньочетвертинних відкладень характерний для сучасних алювіальних, алювіально-озерних, алювіально-делювіальних відкладень у заплавах, днищах балок та перших і других надзаплавних терас (a , al , $a - dQ_{III-IV}$). Цей горизонт розповсюджений смугами шириною від декількох метрів до 12 км. Водовміщуючими породами горизонту є різнозернисті кварцові піски, часто глинисті, іноді перешаровані із супісками та суглинками. Водоносний горизонт безнапірний. Максимальна потужність його проявляється у долинах великих річок на рівні до 15 – 20 м – у заплавах і на першій-другій надзаплавних терасах річок Сіверський Донець, Оскол, Казений Торець, а на мілких річках та у днищах балок – від 1 до 10 м.

Водоємність горизонту нерівномірна із-за неоднорідного складу водовміщуючих порід. Найбільш водоносними є крупнозернисті піски в основі перерізу заплав та перших-других терас великих річок. Дебіти дослідних свердловин складають від 1 до 3,3 л/сек, коефіцієнти фільтрації – 1,8 – 39 м/добу. Значно менш водоносними є алювіальні поклади у верхній частині заплав, а також мілких річок, струмків та днищ балок. Тут дебіти свердловин не перевищують 0,5 – 0,6 л/сек, а коефіцієнт фільтрації складає 0,8 – 8 м/добу.

Водоносний горизонт нерозчленованих верхньопліоценових покладів характерний для нижньосередньочетвертинних алювіальних та алювіально-озерних покладів третьої, четвертої, п'ятої та шостої підзаплавних терас (a , al , $N_2 - Q_{II}$) у долинах рр. Сів. Донець, Чепель, Берека та на правому схилі долин річок Брита й Оскол. Водовміщуючі породи представлені пісками від мілко- до грубозернистих. Водовмісний горизонт безнапірний. Потужність його коливається від 5 до 25 м. Фільтраційні особливості водовміщуючих порід порівняно низькі й занадто мінливі. Коефіцієнти фільтрації, що встановлені лабораторним шляхом, складають 1,07 – 1,2 м/добу.

Водоносний горизонт нерозчленованих нижньо-верхньочетвертинних еолово-делювіальних покладів вододільних рівнин та їх схилів ($eol - dQ_{I-III}$) розповсюджений дуже широко. Розвинений він на міжрічних просторах та на

високих пліоценових терасах. Водовміщуючими породами є еолово-делювіальні леси та лесовидні суглинки, які у верхній частині перерізу характеризуються макропористою структурою, внаслідок чого вони фільтрують та акумулюють атмосферні води. Потужність горизонту мінлива – від декількох метрів до 18 – 20 м на – вододілах. Горизонт має вільну поверхню дзеркала. Для нього характерна незначна водоносність та низька якість води. Дебіти свердловин і колодязів змінюються від 0,03 до 0,5 л/сек.

Водоносний горизонт берексько-полтавських покладів ($Pg^3_{3, v} - N_{1pt+}$) займає значну частину території. Водовміщуюча товща представлена пісками (від тонкозернистих до дрібнозернистих) різного ступеню глинистості, інколи з малопотужними прошарками піщаних глин. Потужність комплексу мінлива – від 2 до 22 м, збільшуючись у напрямку від долин річок до водорозділів. Описуваний комплекс є безнапірним. Водоносність комплексу берексько-полтавських покладів не витримана, що обумовлено мінливістю літологічного складу водовміщуючих порід, які визначають їх фільтраційні властивості. Дебіти джерел складають від 0,01 до 0,14 л/сек, а свердловин – від 0,001 до 1,66 л/сек при зниженні їх глибини до 5 – 10 м. Коефіцієнт фільтрації за результатами відкачок складає 0,01 – 4,56 м/добу [91].

Водоносний горизонт харківської свити ($Pg_3, 2hr$) представлено водовміщуючими породами, які складені тонко-мілкозернистими, а інколи й середньозернистими пісками. Піски глинисті, у південній частині території – глауконітові. Потужність водоносного горизонту змінюється від 2 – 8 м – у долинах балок, до 20 м і більше – на водоподілах. Водоносність горизонту слабка й характеризується незначною мінливістю на площі, що обумовлено однорідним літологічним складом водовміщуючих порід. Дебіти свердловин, що випробували водоносний горизонт, складають від 0,2 до 1,6 л/сек, при пониженнях рівня буріння відповідно від 1,85 до 4 м. На території Ново-Дмитрівського родовища потужність горизонту зростає до 100 – 180 м, у зв'язку з чим він буде основним джерелом обводнення майбутнього кар'єру.

Водоносний комплекс відкладень київської свити ($Pq_2, 2kr$) представлений опоковидними, часто тріщинуватими алевролітами, пісковиками, а іноді й алевритами. Потужність комплексу змінюється від 5 – 10 до 48 м й у середньому складає 8 – 15 м. Літолого-фаціальні особливості порід обумовлюють формування тріщинних вод. Різноманітність літологічного складу обумовлює різноманітну водоносність комплексу за площею. У долинах річок Сухий Узюмець, Берека, Чепель, де водоносні породи складені опоковидними тріщинуватими алевролітами та пісковиками, спостерігаються потужні джерела з витратами води до 20 л/сек.

Водоносний горизонт відкладень бучакської, канівської та київської свит (Pg_2B+kv і $Pg_2B_{\kappa}+1+kv$) представлений пісками, від мілкозернистих до крупнозернистих, з перевагою зерен середніх розмірів, а також пісковиками, часто глинистими, з галькою та гравієм. Потужність горизонту складає 15 – 20 м. Водовміщуючі породи мають різні фільтраційні властивості. Більш водоемними є породи нижньої частини товщі, де зустрічаються грубозернисті й менш глини-

ті піски. Дебіти свердловин змінюються від 0,018 до 8,74 л/сек, а коефіцієнти фільтрації складають 0,01 – 4,56 м/добу.

Води тріщинуватої зони мергельно-крейдової товщі верхньокрейд-вих відкладень ($K_2r_2, \pm m$), потужність яких коливається від 20 – 40 м – на водорозділах, до 80 – 100 м – у долинах річок Сів. Донця, Чепеля та Орлі. За умовами циркуляції ці підземні води відносяться до типу тріщинних і тріщинно-карстових й характеризуються як напірно-безнапірні. Водоемність мергельно-крейдової товщі мінлива й залежить від ступеню тріщинуватості та потужності порід. Максимальна водоемність визначена за дебітами для природних джерел 40 – 72 л/сек, а свердловин – до 50 – 85 л/сек. Витрати води в 5 – 10 л/сек зафіксовані у долинах Сів. Донця, Казеного Торця та ін. У напрямку до водорозділів водоемність зони поступово зменшується. Відповідно знижується й коефіцієнт фільтрації – від 60 до 0,008 м/добу.

Водоносний горизонт відкладень антського, альбського й сеноманського ярусів нижнього та верхнього відділів крейди ($K_2, ap-al+K_2r_2cm$) розвинутий тільки у північній та східній частинах території у межах негативних структур. Вони створюють вузькі смуги шириною 50 – 70 м із виходом на докайнозойську поверхню. Водовміщуюча товща у нижній частині складена мілко- й середньозернистими пісками, рихлими пісковиками та глинами. У окремих випадках зустрічаються крупнозернисті піски (міжкупольний прогин Співаковка – Красний Оскол). Піски, як правило, мають різну ступінь глинистості. Верхня частина товщі складена пісками мілко- й середньозернистими, глинистими, рідко ущільненими чи слабозцементованими. У центральній частині району зустрічаються прошарки тріщинуватих спонголітових пісковиків. Потужність водоносного горизонту зростає із південного сходу на північний захід від 3 – 5 до 40 м.

Названий літологічний склад водовміщуючих порід визначає формування порових та шарово-порових, а на ділянках розвитку спонголітів – шарово-тріщинних підземних вод. Водоемність водоносного комплексу у межах району відповідно рівномірна. Дебіти свердловин складають 1,2 – 5,86 л/сек, коефіцієнти фільтрації при цьому відповідно становлять 4,67 і 8,1 м/добу.

Водоносний комплекс відкладень кімеріджського та волжського ярусів ($Ig km-v$) присутній тільки у північній та північно-західній частинах території. За літологічним складом відкладення поділяються на нижню, істотно глинисту, та верхню, переважно піщану, частини. Верхня частина складена тонко- і мілкозернистими, рідше – різнозернистими, у різній ступені глинистими пісками чи рихлими пісковиками. Таким чином, приурочені до них підземні води відносяться до типу порових. Водоемність комплексу невитримана й змінюється від 1,6 до 0,16 л/сек при пониженнях відповідно 1,1 і 17,8, а коефіцієнт фільтрації коливається від 0,1 до 1,6 м/добу.

Водоносний горизонт відкладень середньокеловейського під'ярусу – оксфордського ярусу (I_3, Cl_2-ox) розповсюджений, головним чином, у північних частинах району. Приурочений до товщі вапняку потужністю 60 м, який визначається фаціальною витриманістю як за простяганням, так і у глибину. За умовами циркуляції підземні води горизонту відносяться до типу шарово-тріщинних та тріщинно-карстових. Водоемність горизонту по площі нерівномі-

рна й невитримана, що пов'язано із різним ступенем тріщинуватості та закарстованістю вапняків. Дебіти свердловин змінюються від 0,02 до 3,3 л/сек, а коефіцієнти фільтрації складають відповідно від 0,16 до 0,48 м/добу.

Водоносний горизонт відкладень середньокеловерського під'ярусу (I_3Cl_2) характеризується вкрай обмеженим розвитком у центральній частині Камишевахської мульди, де створює виходи на докайнозойську поверхню тільки у межах її північно-східного крила. Водовміщуючі породи складені грубозернистими гравелистими кварцовими пісками й рихлими пісковиками потужністю до 20 м. Літологічний склад порід обумовлює формування шарово-порових підземних вод. Водоемність горизонту значна. Дебіти свердловин досягають 5,7 л/сек, що відповідає розрахунковому коефіцієнту фільтрації 5,7 м/добу.

Водоносний горизонт верхньобатського під'ярусу (I_2, st_2) розповсюджений тільки у північній частині району. Літологічні відкладення можна розділити на дві частини: верхню – переважно глинисту, та нижню, складену різнозернистими або гравелітовими пісковиками й пісками з прошарками вуглистих глин. Загальна потужність комплексу досягає 125 м. Водоемність горизонту у межах даної території, у основному, рівномірна. Дебіти свердловин складають 4 – 10 л/сек при їх зниженнях за глибиною відповідно 24,63 і 28,65 м; коефіцієнти фільтрації при цьому становлять 0,29 і 1,18 м/добу.

Водоносний комплекс відкладень нижньобатського під'ярусу (J_2, bj_1) розповсюджений тільки у західній, північній та східній частинах території. Водовміщуючими породами є різнозернисті піски й пісковики, які зосереджені між глинами і мають потужність від 3 – 5 до 24 – 30 м. Водоемність комплексу нерівномірна: більша у басейні р. Сухий Торець, де у перерізі батських відкладень розвинуті крупнозернисті піски й пісковики. Тут дебіти свердловин досягають 12,5 л/сек.

У зонах тектонічних порушень також виявлена значна водоемність. Тут дебіти свердловин складають 9,1 л/сек., а коефіцієнт фільтрації, за даними дослідних відкачок – становлять 18,6 м/добу. Мілкозернисті піски й пісковики мають незначну водоемність. Дебіти із свердловин змінюються від 0,02 до 0,5 л/сек., а коефіцієнти фільтрації – у межах 0,0116 – 4,56 м/добу.

Водоносний комплекс нерозчленованих відкладень горського і нижньоааленського ярусів ($J_{1-2} - aal_1$) має обмежений розвиток у Часов'ярсько-Черкаській синкліналі та Криволукській мульді. Потужність окремих горизонтів піщаних порід у вигляді прошарків серед глин та аргілітів становить 3 – 5, а іноді й 7 – 9 м. Піски та рихлі пісковики є колекторами підземних вод, невитримані за потужністю, тонко-мілкозернисті, у різній ступені глинисті, іноді у підшві присутній базальтовий конгломерат потужністю до 5 м. Водоемність комплексу незначна: дебіти джерел змінюються від 0,01 до 4,5 л/сек.; свердловин – 0,29 – 2л.; коефіцієнти фільтрації – 0,86 – 3,33 м/добу.

Водоносний комплекс відкладень верхнього тріасу (T_3) широко розповсюджений на нижньотріасових утвореннях по всій території району й відсутній тільки у склепінні палеозойських антикліналей. Перекривають ці відкладення глинисті (рідко піщано-глинисті) породи нижньо-середньої юри, а іноді й кайнозою. Водовміщуюча товща представлена пісками та різнозернистими піс-

ковиками, іноді – лінзами галечників. Загальна потужність комплексу досягає у міжкупольних прогинах 200 – 250 м. Підземні води комплексу – напірно-безнапірні.

Комплекс характеризується нерівномірною водоносністю. Для піщано-глинистої товщі характерні дебїти свердловин від десятих долей до 1 – 1,5 л/сек.; коефіцієнти фільтрації змінюються від 0,01 до 1 м/добу. Дебїти свердловин складають 3,3 – 15 л/сек при пониженнях рівня на 5 – 12 м. Коефіцієнт фільтрації змінюється від 1 – 3 до 10 – 15 м/добу. Дебїти джерел складають 0,01–0,3 л/сек.

Водоносний комплекс відкладень сребрянської свити нижнього тріасу (T_1, sr) має широке розповсюдження, за винятком тільки склепіння частин палеозойських антикліналей. За літологічним складом відкладення підрозділяються на верхню (150 – 200 м) глинисту, з прошарками глинистих пісковиків, вапняків, алевролітів і глин. Дебїти свердловин складають 0,001 – 5,5 л/сек.; коефіцієнт фільтрації – 0,0004 – 31,75 м/добу. Максимальною водоємністю характеризується піщано-карбонатна товща нижньої частини свити. При зануренні водовміщуючих порід під більш молоді відкладення комплекс стає напірним. Величина напору досягає 313,5 м. Підземні води тріасових відкладень використовують для водопостачання м. Барвінкове та мілких населених пунктів.

Водоносний комплекс відкладень верхньої пермі (дроновський P_2, dr), відсутній тільки у центральних частинах куполів та антикліналей з більш стародавніми ядрами. Водовміщуючими породами є тріщинуваті пісковики різної зернистості, іноді гравеліти. Потужність їх досягає 280 – 320 м. Між нижче- і вищележачими горизонтами й комплексами має місце гідравлічний зв'язок. Підземні води комплексу відносяться до типу напірно-безнапірних. Водоємність комплексу мала. Дебїти свердловин зазвичай не перевищують 0,3 – 0,5 л/сек., а коефіцієнт фільтрації складає 0,06 – 5 м/добу.

Підземні води вилуговування галогенних відкладень нижньої пермі (P_1, d), розповсюджені у межах виходів соленосних відкладень на поверхню та під невелику за потужністю товщу мезо-кайнозойських порід, де у зоні інтенсивного водообміну відбувається розчинення й вилуговування галогенних відкладень. У залежності від умов залягання, постачання й складу порід зона вилуговування досягає глибини 200 м, при середній 50 – 70 м. Нижче зони вилуговування галогенних осадів залягає водотрив.

Водовміщуючими породами є тріщинуваті й закарстовані гіпси, доломіти, вапняки, прошарки мілко зернистих глинистих пісковиків та брекчій, вилуговуваних шарів кам'яної солі. У місцях виходів порід на денну чи дочетвертинну поверхні підземні води безнапірні. Із зануренням їх під відкладення кайнозою чи дронівської свити вони набувають певного напору. Ухил підземних вод спостерігається від водорозділів до долин гідрографічної мережі.

На водороздільних територіях дебїти свердловин складають соті-десяті долі л/сек. На Слов'янському куполі, де процеси вилуговування галогенних порід (в основному кам'яної солі) найбільш розвинені, дебїти свердловин досягають 90 л/сек без значного пониження рівня. Відомі виходи підземних вод гало-

генних відкладень на денну поверхню у вигляді джерел з дебітом 0,016 – 0,05 л/сек.

Водоносний горизонт картамишської свити нижньої пермі ($P_1 kr$) розповсюджений майже всюди й відсутній тільки у склепіннях антиклінальних структур. Залягає він на відкладеннях кам'яновугільної системи й покривається, зазвичай, хемогенними осадками нижньої пермі чи відкладеннями дронівської свити верхньої пермі. Водовміщуюча товща складена перешаруванням аргілітів і алевролітів з пісковиками та вапняками. Пісковики, переважно мілкозернисті, потужністю від декількох до 60 – 80 м. У зоні вивітрювання (до 30 – 50 м) усі літологічні різновиди порід тріщинуваті й складають сумісно з вищележачими обводненими породами єдину водонасичену зону з вільною поверхнею рівня, глибина залягання якої залежить від сучасного рельєфу. По мірі занурення глинисті породи набувають водотривких властивостей, а водоносні пісковики складають ряд напірних водоносних горизонтів, дебіт свердловин яких змінюється від 0,1 до 4,3 л/сек при зниженнях рівня на 9 – 20 м. Дебіти природних джерел коливаються від 0,01 до 0,6 л/сек. Коефіцієнт фільтрації, за даними пошукових свердловин, дорівнюють 0,007 – 4 м/добу.

Водоносний комплекс піщано-глинистих відкладень карбону (C) розповсюджений повсюдно. Виходи його на денну поверхню відомі у склепіннях антиклінальних структур. На решті території розвитку він покривається покладами пермі та мезозою й занурюється у синклінальних зонах до глибини 2000 м. Водоносними є пісковики й вапняки, що перешаровуються аргілітами, алевролітами та вугільними пластами. У зоні інтенсивного вивітрювання, потужність якої складає 20 – 50 м, водоносними є всі породи карбону. Тут утворена єдина водоносна зона, яка має тісний гідравлічний зв'язок з водами вищих водоносних горизонтів і комплексів. Потужність окремих пісковиків частіше складає 15 – 25 м, вапняків – 0,4 – 2,5 м.

Водоносні породи комплексу більш тріщинуваті й водоносні у зоні вивітрювання на відкритих ділянках та поблизу виходів на докайнозойську поверхню, а також поблизу тектонічних порушень. Дебіти свердловин, які розкривають його на глибину до 60 м, досягають 3,5 л/сек при зниженні рівня на 15,7 м. Витрати джерел, які дренують водоносний комплекс, складають 0,02 – 0,08 л/сек. Коефіцієнт фільтрації змінюються від 0,11 до 2,75 м/добу. Дебіти свердловин, що розкривають обводнені пісковики на глибину понад 100 м, складають 0,8 – 0,3 л/сек. Дані про водоемність вапнякової товщі нижнього карбону у межах цієї території відсутні.

Водоносний комплекс відкладень нерозчленованого девону та зона брекчії (Д) покривають сольові ядра Петровської, Берекської, Бантишевської та Ново-Дмитрівської структур. Комплекс складається із брекчії, яка містить уламки й брили кам'яної солі, пісковиків та вапняків. Потужність цих утворень не перевищує 150 м. Водоносний комплекс на цей час досліджений недостатньо. На формування підземних вод у межах описаної території також впливають наступні основні фактори: геоструктурні особливості, літологічний склад порід, геоморфологічні умови території та клімат.

Для верхньої частини гідрогеологічного перерізу (поверх кайнозойської структур) характерне розповсюдження порових вод з вільною поверхнею дзеркал, рідко зустрічаються тут і шарово-тріщинні води (Pg_2^{3kv}). Найбільш водоемні алювіальні відкладення заплав і низьких терас великих річок. Мало обводненими є мілкозернисті глинисті піски (N_1-P), для яких характерна низька ступінь водовіддачі. Дебіти підземних вод палеоген-неогенових відкладень межиріччя Сів. Донець і Сухого Торця розраховані за величиною інфільтрації атмосферних осадків і складають 109,6 л/сек.

При відсутності на деяких ділянках у розрізі кайнозойських відкладень постійних водотривів фіксується гідравлічний зв'язок між водоносними горизонтами й комплексами палеоген-неогену та з вище- й нижчележачими горизонтами. Наявність гідравлічного зв'язку обумовлює загальний рівень підземних вод та їх близькість за хімічним складом. У межах Ново-Дмитрівської мульди у відкладеннях палеоген-неогену просліджується декілька водотривких товщ, складених глинами, аргілітами та алевролітами. У центральній частині мульди потужність водотривів досягає 40,5 – 55,5 м. До бортів їх потужність зменшується до 10 м. Саме тут відбувається гідравлічний зв'язок між окремими водоносними горизонтами й комплексами.

Умови живлення підземних вод у підземних кайнозойських відкладеннях дуже різноманітні. Найбільш сприятливі вони для верхніх водоносних горизонтів і комплексів, найбільш схильних до впливу кліматичних факторів. Області живлення місцеві й обмежуються площами розповсюдження відповідних водонасичуючих товщ. Значна порізаність цих площ балками й річками сприяє природному розвантаженню підземних вод. Основний дренажний вплив на водоносні горизонти чинить р. Сів. Донець з притоками. Для верхніх водоносних горизонтів і комплексів характерні прісні, рідше слабосолонуваті гідрокарбонатні, гідрокарбонатно-сульфатні, сульфатні, сульфатно-хлоридні води, помірно жорсткі та жорсткі. Нижче залягаючим горизонтам у тій чи іншій мірі властива сповільнена циркуляція. Тут формуються зазвичай слабкосолоні та солонуваті води, від помірно жорстких до сульфатно-гідрокарбонатного, сульфатного та сульфатно-хлоридного типу. Склад катіонів змішаний з незначною перевагою кальцію чи натрію.

Для середньої частини гідрогеологічного перерізу характерні шарово-тріщинні, шарово-порові, тріщинні та тріщинно-карстові води. У Ново-Дмитрівській мульді відкладення мезозойського структурного поверху відсутні. Постачання води водоносним горизонтам і комплексам здійснюється, головним чином, за рахунок інфільтрації атмосферних опадів. Найбільшу участь у постачанні приймають води вищележачих водоносних товщ кайнозою. У зонах тектонічних порушень мають перевагу високомінералізовані води пермі та карбону. Основні запаси підземних вод належать до тріщинуватої зони крейдо-мергельових порід верхньої крейди.

Хімічний склад вод строкатий. У зоні інтенсивного водообміну розвинуті переважно прісні води гідрокарбонатного, гідрокарбонатно-сульфатного чи змішаного складу, помірно жорсткі та жорсткі. Із їх зануренням зростає концентрація сульфатів і хлоридів, збільшується мінералізація та жорсткість. У зонах

тектонічних порушень зустрічаються хлоридно-натрієві води з мінералізацією до 13 г/л, що обумовлено розвантаженням водоносних комплексів палеозою.

Водоносні комплекси палеозойських відкладень на основній площі свого розвитку залягають на великих глибинах під водоносними й водотривкими породами мезо-кайнозою і тільки у склепіннях купольних структур виходять на денну поверхню чи під кайнозойські утворення. У зоні вивітрювання вони утворюють єдину гідравлічну систему з вільною поверхнею. До осьових частин синклінальних прогинів при зануренні під більш молоді осади утворюються ізольовані гідравлічні системи, що роз'єднані між собою водотривкими породами. Одночасно підземні води набувають і певного напору.

Регіональні області живлення підземних вод знаходяться нижче описуваної території – у межах Донецького кряжу та на південному схилі Вороніжської антиклізи. Місцеві області живлення вод розповсюджені у межах склепіння частин купольних структур. Підземний потік рухається у відповідності до загального ухилу денної поверхні до долини р. Сів. Донець зі спрямуванням до занурення водовміщуючих порід. По тектонічним порушенням відбувається розвантаження підземних вод палеозою до вищезалягаючих (тріасові тощо) водоносних горизонтів і комплексів.

У зоні вивітрювання формуються переважно прісні й слабосолонуваті води гідрокарбонатно-сульфатного чи змішаного типу. Із зануренням умови циркуляції й водообміну погіршуються. Формування води солоні, дуже солоні та розсоли, хімічний склад яких змінюється від сульфатно-кальцієвого до хлоридно-натрієвого із утворенням на різних глибинних вод проміжних типів. Для високмінералізованих вод хлоридно-натрієвого складу характерно підвищене утримання бром, бору, йоду, метану та ін. Живлення підземних вод зони вилугування галогенних відкладень нижньої пермі при порівняно близькому розташуванні карстуючого масиву до денної поверхні й відсутності у покрівлі постійних водотривів забезпечується атмосферними опадами. Напрямок його руху спостерігається поступовий із різким переходом від прісних сульфатно-гідрокарбонатних кальцієво-натрієвих вод до розсолів хлоридно-натрієвого складу. Така ж зональність спостерігається й у вертикальному перерізі.

II.3.2. Умови формування водоносних горизонтів

Із наведеної вище гідрогеологічної характеристики мульди, до якої приурочене Ново-Дмитрівське буровугільне родовище (рис. II.15), видно, що у межах його структури відсутній комплекс порід від карбону до крейди включно. Але при цьому різко зростає потужність палеоген-неогенових відкладень, які досягають у осьовій частині мульди тисячі метрів. Відповідно до цього й водоносні горизонти у межах мульди також приурочені до відкладень палеогену, неогену й покриваючих їх порід четвертинного віку та девонської брекчії, що залягають у основі мульди. У її бортах підземні води приурочені до порід палеозою.

Виходячи з геологічної будови мульди та характеристики поєднання водовміщуючих і водотривких порід, доцільно виділити наступні водоносні горизонти.

1. Водоносний горизонт четвертинних і пліоценових відкладень.

Водовміщуючими породами комплексу є лесовидні суглинки четвертинної системи, верхньопліоценові глинисті піски й пісковики. Водоносні породи перемежуються водотривкими глинами. Взагалі водоносний комплекс відрізняється складними умовами залягання водовміщуючих порід і характеризується слабкою водоносністю.

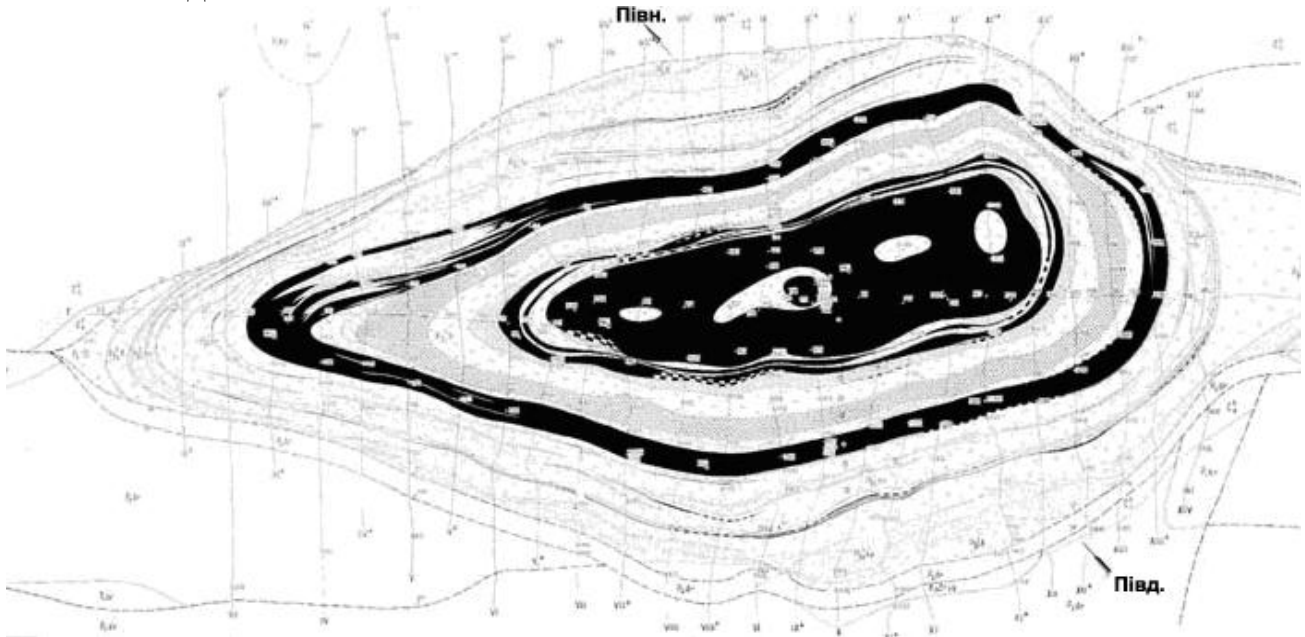


Рис. П.15. План горизонту –100 м Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

Верхнім водоносним горизонтом у комплексі є **четвертинний**, який приурочений до нижньої частини товщі лесовидних суглинків. Лесовидні суглинки розповсюджені повсюдно, залягають на різних стратиграфічних рівнях, що й обумовлює взаємозв'язок водоносного горизонту із водоносними горизонтами неогену й палеогену. Місцями, де лесовидні суглинки залягають на водотривких глинистих відкладеннях, цей взаємозв'язок порушується.

Водоносність лесовидних суглинків обумовлена їх вертикальною мікропористістю та наявністю у їх основі піщаних різновидів. Інколи водоносний горизонт розподіляється на ряд підгоризонтів, у яких роль водотривів відіграють викопні ґрунти. Водоносний горизонт досліджений пробною відкачкою води із одної свердловини, дебіт якої складає $1,16 \text{ м}^3/\text{год}$, при пониженні 19,7 м. Питомий дебіт свердловини $0,059 \text{ м}^3/\text{год}$, коефіцієнт фільтрації лесовидних суглинків, розрахований за результатами відкачок, становить $0,088 \text{ м/добу}$. Живлення водоносного горизонту відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів та перетікань з нижніх водоносних горизонтів.

Пліоценовий водоносний горизонт приурочений до глинистих пісків і пісковиків верхнього пліоцену, розповсюджений тільки у межах Ново-Дмитрівської мульди. Будова горизонту складна. Піски й пісковики часто змінюють один одного як у перерізі, так і за площею, а іноді вони переходять і у

піщані глини. Площа виходу горизонту під четвертинні відкладення складає 5,23 км². Максимальна потужність водоносних порід досягає 70,5 м. У північно-західній частині родовища вона зменшується до 20 – 30 м, а до бортів мульди вони повністю виклинюються.

Гіпсометричні поверхні покрівлі й подошви водоносного горизонту дуже складні. Подошва має найбільш низькі позначки (до –59,0 м) у південно-східній частині родовища. У той же час мінімальні позначки покрівлі (+90 – +95 м) спостерігаються у центральній частині родовища. До бортів мульди абсолютні позначки подошви й покрівлі водоносного горизонту зменшуються й досягають на південному сході значення –130 ÷ –144 м, а на північному заході – 138 – 160 м.

При витраті води у горизонті 0,252 м³/год було досягнуто її зниження до позначки –17,54 м. Коефіцієнт фільтрації дорівнює 0,17 м/добу. П'єзометричний рівень після пробної відкачки також встановлюється на позначці –112,78 м і практично не коливається. Таким чином, у центральній частині родовища водоносний горизонт має напірний характер, а у північно-західній та у південно-східній частинах, де позначки покрівлі мають високі значення, він має спокійну поверхню.

Живлення водоносного горизонту відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів через товщу лесовидних суглинків і, частково, за рахунок підземного притоку води з високих позначок вододілу. Розвантаження горизонту відбувається шляхом фільтрації води через лесовидні суглинки, що спостерігається за наявністю боліт у балці Бобровій.

2. Берексько-полтавський водоносний комплекс пов'язаний із тонкозернистими глинистими пісками й пісковиками, які поблизу вододілів залягають безпосередньо на пісках харківської свити. За межами Ново-Дмитрівської мульди водоносний горизонт спостерігається тільки на північно-західному її боці, де він має потужність 3,5 – 9 м і від харківського горизонту відокремлюється товщею піщаних глин потужністю 1 – 9,5 м. У межах мульди водоносному горизонту відповідають прошарки та лінзи пісків і пісковиків продуктивної товщі, а також буровугільні поклади. Водоносний горизонт має складну будову, особливо на крилах мульди, де спостерігаються вклинювання й розщеплення пластів вугілля. Тут спостерігаються найбільш потужні (до 30 – 40 м) шари водоносних пісків. Дані випробування пісків і бурого вугілля наведені у табл. П.3.

З неї видно, що піски берексько-полтавського водоносного горизонту й буре вугілля мають слабкі фільтраційні властивості, що буде ускладнювати їх дренажування при розробці. Підвищені значення коефіцієнтів фільтрації мають піски, які залягають між Складною і Верхньою буровугільними лінзами. По деяким свердловинам виконані повторні пробні відкачки. Характерно, що для пісків усі вони зафіксували підвищення питомого дебіту свердловин і коефіцієнту фільтрації, що пояснюється процесом природної декольматації стінок свердловин. Повторні води з шарів вугілля показують зворотну картину. Одне із пояснень цього у кольматації затрубного простору фільтрової колони, через яку був можливий її гідравлічний зв'язок із харківським водоносним горизонтом. Водоносний комплекс тут має напірний характер. Абсолютні позначки п'єзометричного рівня змінюються від –105,02 до –121,79 м. Спостереження за режимом рівня води показує, що зв'язок водоносного горизонту із джерелом живлення надто слабкий.

Водоносний горизонт практично не реагує на зміну кліматичних умов на протязі року.

Таблиця II.3

Результати випробування глинистих пісків і бурого вугілля берексько-полтавського водоносного комплексу

| № свердловини | Гірська порода | Глибина інтервалу відкачки води, м | | Дебіт, м ³ /год | Зниження динамічного рівня води, м | Питомий дебіт, м ³ /год | Коефіцієнт фільтрації, м/добу | Примітка |
|---------------|--|------------------------------------|------------------|----------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|--|
| | | від | до | | | | | |
| 1003 | Глинистий пісок між 3 і 4 буровугільними лінзами | 73,00 84,50 | 80,50 93,00 | 0,119 | 21,4 | 0,0056 | 0,009 | |
| 1003 | “ _ ” | 73,00 84,50 | 80,50 93,00 | 0,119 | 18,2 | 0,0065 | 0,010 | |
| 1009 | “ _ ” | 102,00 | 117,80 | 1,32 3,00 | 5,0 12,20 | 0,265 0,246 | 0,41 0,40 | |
| 1009 | “ _ ” | 102,00 | 117,80 | 10,65 6,08 | 23,42 15,42 | 0,454 0,394 | 0,70 0,67 | |
| 1012 | “ _ ” | 30,00 | 48,00 | 0,115 | 12,60 | 0,0092 | 0,010 | |
| 1059 | Пісок між 4 і 5 буровугільними лінзами | 16,70 | 35,00 | 0,090 | 11,60 | 0,078 | 0,008 | |
| 1128 | Пісок і пісковик над 3 буровугільною лінзою | 24,00 | 36,00 | 0,108 | 5,60 | 0,019 | 0,036 | |
| 1261 | “ _ ” | 24,00 | 96,00 | 0,667 0,451 | 37,57 23,42 | 0,018 0,019 | 0,034 | |
| 1026 | Прошарок піску у 3 буровугільній лінзі | 266,0 | 269,90 285,00 | 0,304 293,60 | 26,65 | 0,0114 | 0,010 | Фільтр обладнаний частково і тільки на вугіллі. Розрахунок зроблено тільки на прошарки піску |
| 1026 | “ _ ” | 266,00 285,00 | 269,90 293,60 | 0,205 | 33,90 | 0,0060 | 0,0053 | |
| 1261 | Третя лінза +0,7 м піску берекської свити | 94,60 99,50 | 96,50 120,0 | | | 0,0105 | 0,063 | |
| 746 | Буре вугілля (3 лінза) | 350,0 | 371,00 | 0,72 1,50 | 28,00 60,10 | 0,0257 0,0250 | 0,027 0,026 | |
| 746 | “ _ ” | 350,0 | 377,60 | 0,90 0,68 | 44,15 34,42 | 0,0204 0,0197 | 0,021 0,021 | |
| 1099 | “ _ ” | 330,0 | 377,60 | 1,20 2,77 | 4,0 10,0 | 0,30 0,28 | 0,16 | |
| 1099 | “ _ ” | 330,0 | | 0,36 0,119 | 10,38 5,65 | 0,035 0,021 | 0,018 0,011 | |

Основна вугільна пачка тріщинувата, у зв'язку з чим було зроблено висновок, що вона є водоносною й разом із нижчележачими харківськими пісками складає єдиний водоносний горизонт. Результати відкачок показують, що водоносність вугільної пачки незначна. Задавлені та закольматовані тріщини сприяють тільки деякому зволоженню вугілля. Утримувана у вугіллі вода буде виводитись із вугіллям сумісно під час розробки. На ділянках, де тріщинуватість й водонасиченість вугілля дещо вищі, витікання води буде незначним, що не має практичного значення стосовно надходження її до кар'єру. Дані витратометрії, що проводились у центральних свердловинах у період відкачок, підтверджують гідрогеологічні дані про відсутність істотних запасів у Основному вугільному пласті.

3. Харківський водоносний горизонт розповсюджений на усій розвіданій площі. Водоносними породами є вуглисто-кварцові темно-сірі тонко- і мілкозернисті глинисті піски. Місцями вони переходять у пісковики. Уся товща пісків розділена багаточисельними прошарками й лінзами глин та бурого вугілля. Таким чином водоносний горизонт являє собою складну шарувату систему, яка характеризується вираженою анізотропією фільтраційних властивостей. Водопроникливість породних шарів у вертикальному напрямку значно менша ніж у поперечному напрямку. У подошві темно-сірих пісків відмічаються невеликі за потужністю шари зеленувато-сірих глауконітових пісків.

Подошва водоносного горизонту у центральних частинах мульди залягає на позначках від $-360,3$ до $-411,0$ м. На північно-західному борті позначки подошви змінюються від -60 до $-91,8$ м. На північно-східному борті водоносний горизонт більш піднятий. Тут позначки його подошви знаходяться у межах від $-96,5$ до $-128,8$ м. Гіпсометрія подошви водоносного горизонту на південно-східному й південно-західному бортах мало вивчена. За даними розвідувального буріння невеликим числом свердловин вона змінюється від -100 до $-125,7$ м.

Покрівля водоносного горизонту у центрі мульди занурюється до позначки $-276,8$ м. Положення її на північно-західному борті змінюється від -106 до $-132,9$ м, а на північно-східному – досягають $-126,57$ м. Найбільш високі позначки покрівлі знаходяться на південно-західному борті мульди й становлять $-122,9$ м.

Найбільша вертикальна потужність водоносного горизонту спостерігається у північно-східній частині родовища, де шари харківської свити мають круте падіння. Тут її величина досягає $-170,0 \div -182,1$ м. Потужність водоносного горизонту у межах розвіданої частини північно-східного борту мульди змінюється від $12,6$ до $47,5$ м. Найменша потужність горизонту спостерігається на різкому перегині продуктивних пластів при зануренні їх до центру мульди. На північно-східному борті потужність харківського водоносного горизонту досягає $30,0$ м, на північно-східному – 160 м, а на північно-західному – $19,7$ м. За водоносністю харківський водоносний горизонт значно перевищує розташований вище водоносний комплекс четвертинних, пліоценових і полтавських відкладень.

Результати випробування харківського водоносного горизонту

| № свердловини | Гірська порода | Глибина інтервалу відкачки води, м | | Дебіт, м ³ /год | Зниження динамічного рівня води, м | Питомий дебіт, м ³ /год | Коефіцієнт фільтрації, м/добу | Примітка |
|---------------|--------------------------|------------------------------------|--------|----------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|--|
| | | від | до | | | | | |
| 1242 | Пісок глинистий | 520,67 | 393,56 | 42,3 | 21,74 | 1,97 | 0,86 | Промивка свердловин крейдовим розчином |
| 1243 | Пісок, вугілля | 497,65 | 360,6 | 44,9 | 14,22 | 3,15 | 1,60 | |
| 1244 | Пісок, вугілля | 492,10 | 341,63 | 5,4 | 48,79 | 0,116 | 0,064 | |
| 1245 | Пісок глинистий, вугілля | 494,40 | 367,07 | 46,5 | 19,84 | 2,34 | 0,90 | |
| 719 | Пісок | 440,60 | 421,60 | 0,072 | 40,55 | 0,0018 | 0,017 | Промивка свердловин глинистим розчином |
| 727 | Пісок | 401,20 | 381,45 | 8,6 | 37,77 | 0,228 | 0,46 | |
| 1251 | Пісок | 168,4 | 98,35 | 40,2 | 29,44 | 1,37 | 1,03 | Промивка свердловин крейдовим розчином |
| 1252 | Пісок | 154,6 | 101,1 | 37,4 | 23,65 | 1,58 | 1,35 | |
| 1254 | Пісок | 164,0 | 102,95 | 53,3 | 24,30 | 21,90 | 1,81 | |
| 1255 | Пісок, вугілля | 160,1 | 106,8 | 58,3 | 21,79 | 24,59 | 1,97 | |
| 1258 | Пісок | 53,4 | 33,2 | 5,15 | 14,55 | 0,354 | 0,65 | |
| 1259 | Пісок, вугілля | 141,0 | 88,75 | 29,8 | 29,35 | 1,02 | 1,40 | |
| 1109 | Пісок | 328,0 | 308,0 | 0,065 | 30,26 | 0,021 | 0,002 | |
| 1039 | Пісок | 362,0 | 340,0 | 0,45 | 26,35 | 0,017 | 0,031 | |
| 1343 | Пісок | 156,5 | 141,5 | 6,65 | 17,40 | 0,0382 | 0,77 | Промивка свердловин водою |
| 1402 | Вугілля | 99,3 | 93,3 | 2,38 | 54,35 | 0,044 | 0,25 | Промивка свердловин |
| 1403 | Пісковик | 67,0 | 61,0 | 1,16 | 9,23 | 0,126 | 0,94 | |
| 608 | Пісок | 336,0 | 287,0 | 5,14 | 29,20 | 0,176 | 0,095 | Промивка свердловин глинистим розчином |

У табл. П.4 наведені результати випробування водоносного горизонту пробними відкачками води із пошукових свердловин. Встановлено, що коефіцієнт фільтрації, розрахований за даними відкачок із свердловин, де застосовували промивку глиняним розчином, має дуже занижені значення порівняно з даними відкачок із свердловин, у яких в якості промивної рідини застосовувалася вода або крейдовий розчин. Порівняння табл. П.3 і П.4 показує, що проникність порід харківського горизонту майже на 1,5 – 2,0 порядки вище за водопроникність порід водоносного комплексу четвертинних, неогенових і берекських відкладень.

Харківський водоносний горизонт, що залягає у підшві Основної буровугільної лінзи, буде одним із основних джерел обводнення кар'єру. Живлення цього водоносного горизонту відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів через товщу лесовидних суглинків за межами мульди. Абсолютні позначки п'езометричної поверхні харківського водоносного горизонту у межах родовища змінюються від –99,5 до –121,88 м. Таким чином, напори водоносного горизонту на підшві Основної вугільної лінзи можуть досягати 350 – 400 м. Загальний напрямок підземного потоку води орієнтовано з північно-західного до південно-східного. У межах родовища потік має певний розподіл у південно-східному, південному й південно-західному напрямках. Занурення потоку у північно-західній частині родовища відбувається із ухилом 0,00555. У межах родовища він зменшується приблизно у три рази й на південно-східній та південно-західній границях різко збільшується. Найбільш можливою причиною такої поведінки водного потоку є порушення суцільності водотривів, відділяючих харківський водоносний горизонт від нижчезалягаючих київського і бучакського, п'езометричні рівні яких мають більш низькі позначки. Ці порушення суцільності можуть бути як тектонічного, так і ерозійного характерів.

4. Водоносний горизонт київських пісків розповсюджений на усій площі родовища та за його межами. Водоносними породами є глауконіто-кварцові піски й пісковики з різними ступенями глинистості. Покрівля водоносного горизонту у центральній частині мульди розташована на позначках від –224,0 до –438,8 м і коливається від 66,6 до 86,2, а на південно- та північно-східному бортах досягає 125,3 м. Гіпсометрія покрівлі горизонту на північно-західному борті вивчена небагатьма свердловинами, де зафіксовані позначки до –100,1 м. Покрівля горизонту на південно-західному борті мульди найбільш піднята й має позначку –135,5 м.

Гіпсометрія підшви водоносного горизонту також підкреслює його мульдopodobне залягання із різновисоким граничним місцезнаходженням бортів. Найбільш низьке положення підшви зафіксовано на позначці –474 м. Нижня частина підшви досить полого. На схилах її крутість різко зростає (особливо на південно-східному й південно-західному схилах). Абсолютні позначки підшви водоносного горизонту на бортах мульди мають значення: –55,9 ÷ –75,8 м – на північному заході; –55,0 ÷ –119,8 м – на північному сході; –64,5 ÷ –105,8 м – на південному сході та –50,7 ÷ –85,5 м – на південному заході. Потужність київського водоносного горизонту змінюється від 6,5 до 98,4 м. Найбільша його потужність характерна для центру мульди (42,5 – 98,4 м). Найбільша потужність горизонту виявлена на північно-західному (до 16,45 м) та південно-східному (до 35,8 м) бортах, а на північно-східному та південно-західному бортах вона характеризується значно меншими її значеннями – до 9,5 м.

Таблиця II.5

Результати випробування київського водоносного горизонту

| № свердловини | Гірська порода | Глибина інтервалу відкачки води, м | | Дебіт, м ³ /год | Зниження динамічного рівня води, м | Питомий дебіт, м ³ /год | Коефіцієнт фільтрації, м/добу | Примітка |
|---------------|------------------|------------------------------------|--------|----------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|------------------|
| | | від | до | | | | | |
| 1244 | Пісок і пісковик | 559,55 | 707,8 | 1,24 0,79 | 47,50 31,95 | 0,026 0,024 | 0,011 | |
| 1247 | Пісок і пісковик | 563,36 | 678,89 | 0,23 | 51,26 | 0,005 | 0,0025 | |
| 1250 | Пісок і пісковик | 184,15 | 256,1 | 20,60 19,40 | 22,47 17,21 | 0,91 1,13 | 0,0707 | |
| 1264 | Пісок | 131,27 | 173,75 | 10,62 5,54 | 28,44 15,44 | 0,37 0,35 | 0,258 | |
| 1072 | Пісок | 564,0 | 596,0 | 0,165 0,09 | 21,37 12,5 | 0,0077 0,072 | 0,006 | Глинистий розчин |

Таблиця II.6

Результати випробування бучакського водоносного горизонту

| № свердловини | Гірська порода | Глибина інтервалу відкачки води, м | | Дебіт, м ³ /год | Зниження динамічного рівня води, м | Питомий дебіт, м ³ /год | Коефіцієнт фільтрації, м/добу | Примітка |
|---------------|----------------|------------------------------------|--------|----------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|------------------|
| | | від | до | | | | | |
| 1253 | Пісок | 298,15 | 430,25 | 42,12 29,30 | 17,65 13,82 | 2,38 2,12 | 0,852 | |
| 1405 | Пісок | 88,0 | 109,0 | 0,216 0,130 | 13,30 8,10 | 0,0162 0,0148 | 0,03 | |
| 1406 | Пісок | 49,0 | 55,0 | 8,6 4,32 | 11,0 4,63 | 0,77 0,93 | 3,53 | |
| 1408 | Пісок | 82,8 | 91,8 | 0,302 0,173 | 17,45 9,75 | 0,017 0,018 | 0,061 | |
| 654 | Пісок | 106,50 | 131,0 | 0,165 | 89,45 | 0,0018 | 0,002 | Глинистий розчин |
| 1263 | Пісок | 179,8 | 212,8 | 16,20 10,62 | 21,46 14,36 | 0,75 0,73 | 0,40 | |

Водоємність київських пісків та їх режим досліджені сумісно з водоносним горизонтом київських пісковиків. Дані випробування свердловин, розкритих піски й пісковики київського віку (табл. II.5) свідчать про велику мінливість фільтраційних властивостей цих відкладень. Так, коефіцієнт фільтрації змінюється від 0,0025 до 0,707 м/добу, а дебїти свердловин – від 0,165 до 20,60 м³/год. Істотних різниць між пісками й пісковиками немає. Глинисті піски й рихлі пісковики приблизно у рівній мірі беруть участь у забезпеченні водовідбору проведеними свердловинами.

Водотрив між водоносними горизонтами київських пісків і пісковиків встановлений у межах усїєї розвіданої площі. Потужність його у центральній частині мульди досягає 55,5 м. При переході від центру мульди до північно-західного борту вона зменшується до 1,4 – 4,0 м і на самому борті знову зростає від 1,0 до 7,5 м. Значні його потужності (0,5 – 5,1 м) виявлені у межах розвіданої частини південно-східного й південно-західного бортів. Водотрив складений гідрослюдяною глиною, місцями піщаною. У центральній частині мульди глина переходить у аргіліти та алевроліти.

5. Водоносний горизонт київських пісковиків пересічений великою кількістю свердловин як у межах мульди, так і на її бортах. Покрівля водоносного горизонту у центральній частині мульди майже пласка й залягає на позначках від –412,5 до –447,5 м. Найбільш стрімко вона підіймається від центру мульди на північний схід. Абсолютні позначки покрівлі на цій ділянці досягають –96,0 м. На південно-східному схилі позначки покрівлі цього горизонту падають, а на позначці приблизно ± 0 м – знову поступово підіймаються до позначки +115,8 м. На північно-західному борті перехід від пологої частини також відбувається на позначках близьких до ± 0 м. Потім вони швидко вирівнюються й коливаються у межах –39,1 ÷ –66,8 м. На південно-західному борті максимальні значення позначки покрівлі досягають –92,0 м.

Підосва водоносного горизонту залягає на більш низьких позначках і у загальних рисах повторює особливості поведінки покрівлі. Найбільш низькі її значення відповідають центральній частині мульди (–400 ÷ –629,8 м). На південно-східному борті вони досягають 81,0 м, на північно-східному –107,8 м, а на північно-західному – –58,0 м. Потужність водоносного горизонту мінлива. У центральній частині мульди вона коливається від 60 до 160 м. На північно-східному борті вона швидко падає до 10 м, а у межах північно-західного – коливається від 8 до 22 м. Південно-східний і південно-західний борти мало вивчені. Мінімальні потужності зафіксовані тут на рівні 3,0 – 4,0 м. Водоносні породи представлені пісковиками, менше пісками різного ступеня глинистості. Водоємність горизонту мало вивчена. Водоносний горизонт напірний. Абсолютні позначки п'єзометричних рівнів води коливаються від –95,2 до –103,8 м. Режим київського водоносного горизонту не залежить від кліматичних факторів. Більш як півторарічний цикл спостережень не виявив у ньому будь-яких сезонних коливань рівнів підземних вод. Дослідження на південно-західному борті мульди свідчать, що між харківським і київським водоносними горизонтами існує гідравлічний зв'язок.

Водотрив між київським і бучакським водоносними горизонтами представлений гідрослюдяними темно-зеленими глинами, піщаними глинами й алевролітами. Потужність водотриву мінлива. У центральній частині мульди його потужність досягає 40,5 м. На північно-західному борті вона змінюється від 1,5 до 6,0 м, а на північно-східному та південно-західному бортах між київським і бучакським водоносними горизонтами водотриви відсутні. Між нижніми, природно, існує гідравлічний зв'язок. Слід відзначити, що ділянки, де водотриви між водоносними горизонтами відсутні, розташовані на найбільш піднятих бортах мульди. Таким чином, у обводненні кар'єру можуть приймати участь усі водоносні горизонти кайнозойської товщі, але доля їх участі може бути визначена тільки при будівництві чи експлуатації кар'єру.

6. Бучакський водоносний горизонт є самим нижчим у кайнозойській товщі. Він розповсюджений на всій площі родовища. У межах мульди він розташований на великій глибині, тому найменше вивчений. Розкритий він одиночними свердловинами, зустрівши покрівлю горизонту на позначках $-547,5$ і $-662,6$ м та подошву – на позначках $-677,0$ і $-845,9$ м. Покрівля на північно-східному борті починає вирівнюватися на позначках, близьких до ± 0 м і підіймається у північно-східному напрямку до позначки $+107,8$ м. На північно-західному борті настає швидке вирівнювання покрівлі з коливанням поверхні від $+20,2$ до $+49,1$ м. Південно-східний і південно-західний борти характеризуються одиничними свердловинами. Максимальні позначки покрівлі водоносного горизонту відповідно становлять $+99,7$ і $+82,2$ м.

Подошва водоносного горизонту розкрита у центральній частині мульди на позначках до $-845,9$ м; на північно-східному борті – від $-27,8$ до $-88,8$ м; на північно-західному борті – від $-28,1$ до $-21,7$ м. Максимальні позначки подошви на південно-західному і північно-східному бортах досягають відповідно $-68,7$ і $-36,1$ м. Водоносними породами горизонту є піски різної зернистості та пісковики. Цей водоносний горизонт має найбільшу потужність серед кайнозойських відкладень і тому має найбільші запаси підземних вод. Потужність його у центральній частині мульди досягає 809 м, а на крилах складає 30 – 35 м.

Водоносність порід вивчалась відкачками з одиночних свердловин, результати яких наведені у табл. П.6. Результати випробувань свідчать, що водоносний горизонт неоднорідний у фільтраційному відношенні. Коефіцієнт фільтрації порід, що його складають, порівняний із коефіцієнтом фільтрації берекського водоносного горизонту. Водоносний горизонт напірний. Його рівні у межах мульди становлять $-95,8$ ÷ $-96,5$ м. Повторна прокачка показала нове пониження рівня зі слабкими ознаками підняття його після відкачки. Ці спостереження дають привід вважати, що свердловина дуже закольматована й не реагує на зміну рівня у водоносному горизонті.

Встановлено, що жодна із свердловин не реагує на мінливість кліматичних факторів і на групову відкачку із харківського водоносного горизонту. Це свідчить про віддаленість границь області живлення та поганий гідравлічний зв'язок між водоносними горизонтами. Слід відзначити, що вплив відкачки був майже непомітний через мале зниження рівнів у місцях можливого гідравлічно-

го зв'язку водоносних горизонтів. У основі водоносного горизонту залягає тектонічна брекчія, фільтраційні властивості якої не встановлені.

Таблиця П.7

Результати випробування бучакського водоносного горизонту

| № свердловини | Гірська порода | Глибина інтервалу відкачки води, м | | Дебіт, м ³ /год | Зниження динамічного рівня води, м | Питомий дебіт, м ³ /год | Коефіцієнт фільтрації, м/добу |
|---------------|------------------|------------------------------------|--------|----------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|
| | | від | до | | | | |
| 626 | Слабкий пісковик | 89,5 | 111,85 | 2,52 | 8,5 | 0,29 | 0,15 |
| 646 | Слабкий пісковик | 230,0 | 255,0 | 0,065 | 15,75 | 0,004 | 0,003 |
| 650 | Пісковик | 120,5 | 180,0 | 4,62 | 25,7 | 0,18 | 0,003 |

7. Водоносний горизонт палеозойських порід скрізь залягає під кайнозойськими відкладеннями й представлений складнодислокованими теригенними породами верхнього карбону та нижньої й верхньої пермі. Водоемність порід комплексу визначена трьома відкачками води з окремих свердловин (табл. П.7). Отримані дані свідчать про слабку водоемність палеозойських порід. Режим підземних вод комплексу не вивчався.

П.3.3. Хімічний склад підземних вод

У процесі розвідувальних і гідрогеологічних робіт на площі Ново-Дмитрівського родовища було досліджено 73 проби підземних вод, які характеризують хімічний склад води водоносних горизонтів і комплексів: четвертинно-пліоценового, берексько-полтавського, харківського, київського, бучакського та пермсько-карбонного. Оскільки розміри мульди невеликі й мінералізація підземних вод у межах випробуваних глибин (до 850 м) змінюється у невеликих межах, результати гідрохімічного випробування дозволяють досить повно охарактеризувати особливості хімічного складу підземних вод мульди, прогнозувати можливий склад дренажних вод і оцінити їх якість з точки зору можливого господарського використання, впливу на роботу бетонних і металевих споруд та на зміни хімічного складу поверхневих джерел.

Водоносний горизонт четвертинних відкладень характеризується пробами із колодязів у селі Ново-Дмитрівка (табл. Д.1). Із наведених даних видно, що населення використовує воду гідрокарбонатно-сульфатного складу, яка має підвищену мінералізацію. У пробі колодязя №2 встановлений підвищений вміст натрію, що свідчить про поверхневе забруднення води. Не викликає сумніву, що при розробці родовища, будівництві кар'єру та інших споруд води четвертинних і пліоценових відкладень не будуть задовольняти потребам населення щодо якості, яка у випадку промислового освоєння району ще більше погіршиться. При освоєнні кар'єру роль водоносних горизонтів четвертинного та пліоценового відкладень буде незначною, помітного впливу на якість дренажних вод вони не створять.

Водоносний комплекс берексько-полтавських відкладень характеризується найбільш строкатим хімічним складом. Води переважно хлоридно-сульфатні чи гідрокарбонатно-сульфатні зі строкатим катіонним складом (табл. Д.2). Вміст сухого залишку змінюється від 0,6 до 5,7 г/л, частіше 2,5 – 3 г/л. Залежності складу й мінералізації води від глибини відбору проб не спостерігаються. Вміст токсичних компонентів (цинк, миш'як, фтор) не виходить за межі ДОСТУ 2874-54, але висока мінералізація та наявність сульфат-іона у більшості проб у 2-3 рази перевищують вимоги ДОСТУ 2761-57, що не дозволяє рекомендувати цю воду для питного водопостачання.

Харківський водоносний горизонт також характеризується хлоридно-сульфатними й гідрокарбонатно-сульфатними водами зі змішаним катіонним складом (табл. Д.3). Величина сухого залишку має більш низькі значення – від 0,5 до 2,2 г/л, частіше 1,0 – 1,2 г/л. У одному випадку була отримана вода хлоридно-сульфатного складу із сухим залишком 9,7 г/л, але при повторному опробуванні цієї свердловини величина сухого залишку стала рівною 2,2 г/л. Залежності хімічного складу води від глибини залягання водоносного горизонту не виявлено. Навіть у самих занурених частинах мульди (465-540 м) величина мінералізації підземних вод не перевищує 1,2 – 1,3 г/л і тільки у одній пробі вона була рівною 1,8 г/л.

Вміст токсичних компонентів у воді харківського водоносного горизонту ні у одній із проб не перевищує допустимих обмежень. Величина сухого залишку та сульфат-іона у окремих пробах дещо перевищують граничні значення, але у деяких випадках така вода може використовуватися для централізованого водопостачання великих міст.

У хімічному складі підземних вод київського водоносного горизонту значно підвищений відносний вміст хлоридних солей, який досягає 64-85,7% екв. (табл. Д.4). Вода у більшості проб має сульфатно-хлоридний кальцій-натрієвий склад. Вміст хлор-іона у глибоких частинах мульди до 1,7-2,9 г/л, а загальна мінералізація – 3,6 – 5,4 г/л. Вміст токсичних компонентів не перевищує граничних нормативів, а загальна мінералізація значно перевищує норму.

У бучакському водоносному горизонті (табл. Д.5) води також мають сульфатно-хлоридний і хлоридно-сульфатний кальцієво-натрієвий склад, а мінералізація їх падає й у самій зануреній частині мульди на глибині 850 м складає тільки 3,5 г/л.

Підземні води палеозойського фундаменту (табл. Д.6) опробувані у трьох свердловинах, розташованих у крайових частинах мульди, де глибина опробування складає 400 м. У двох свердловинах вода має сульфатно-хлоридний і хлоридно-сульфатний склад із мінералізацією 1,2 – 1,9 г/л, що близько за складом водам відповідних горизонтів палеогену й неогену. У третій свердловині на глибині 400 м зустріта дуже цікава лужна вода гідрокарбонатно-натрієвого складу, яка близька за складом деяким нарзанам. Підвищений вміст у цій воді азотних сполучень свідчить про її забруднення. Для вирішення питання про її значення як мінеральної води хімічні показники додатково не вивчалися.

II.3.4. Математична модель розвитку геофільтраційних процесів у водоносних горизонтах родовища

Основні диференціальні рівняння, що описують процеси геофільтрації у двошаровому середовищі різницевиими методами, можуть бути представлені системою еліптичних диференціальних рівнянь [92].

$$\begin{cases} d/dx(T_{x1} * dH/dx) + d/dy(T_{y1} * dH/dy) + Q_p + Q_{n1} + W = 0 \\ d/dx(T_{x2} * dH/dx) + d/dy(T_{y2} * dH/dy) + Q_{n2} = 0, \end{cases} \quad (\text{II.1})$$

де H – шукана функція напору, м; $T_{x1, 2}$ – провідність водоносного шару 1-го і 2-го горизонтів у напрямку «X», м²/добу; W – значення інфільтрації, м/добу; Q_p – питома витрата, що відображає взаємозв'язок підземних вод з річкою, м³/доб.*м²; Q_{n1}, Q_{n2} – питомі витрати, що характеризують взаємозв'язок водоносних горизонтів через слабкопрониклі розділяючі шари, для яких прийнята передумова Гірінського, м³/доб.*м².

Систему (II.1) можна вирішити при завданні граничних умов на зовнішніх і внутрішніх контурах модельованої області у вигляді крайової задачі. Перша крайова задача формулюється при завданні на граничних контурах значень функції $H/r = H(S)$, де r – сукупність зовнішніх і внутрішніх контурів; S – точка, що належить цій сукупності.

Граничні умови I роду задаються на зовнішніх і внутрішніх границях модельованої області у точках, де підтримується постійний рівень води й у яких практично відсутній фільтраційний опір. На граничних контурах, що характеризуються фільтраційним опором, задається гранична умова III роду у вигляді

$$\beta(H_e - H/r) = Q, \quad (\text{II.2})$$

де β – параметр взаємозв'язку поверхневих і ґрунтових вод, м²/добу; H_e – рівень води у водоймі, м.

При завданні граничних витрат потоку у вигляді $T(dH/dh)/r = Q(S)$, має місце друга крайова задача, де dH/dh – похідна по зовнішній нормалі до границі у будь-якій граничній точці; у окремому випадку може дорівнюватися нулю – $T(dH/dh)/r = 0$, тобто має місце крайова умова водопроникної границі.

Друга різницєва похідна для вузла (i, j) отримана за різницею між першою похідною «вліво» і першою похідною – «праворуч», яка віднесена до відстані між границями сусідніх блоків. Тому

на осі "X" маємо

$$\begin{aligned} d/dx(T * dH/dx) / i, j = & (H_{i-1, j} - H_{i, j}) / (\Delta x_i / 2 (\Delta x_{i-1} / T_{i-1, j} + \Delta x_i / T_{i, j})) - \\ & - (H_{i, j} - H_{i+1, j}) / (\Delta x_i / 2 (\Delta x_{i+1} / T_{i+1, j} + \Delta x_i / T_{i, j})); \end{aligned} \quad (\text{II.3})$$

на осі "Y" аналогічно

$$\begin{aligned} d/dy(T * dH/dy) / i, j = & (H_{i, j-1} - H_{i, j}) / (\Delta y_j / 2 (\Delta y_{j-1} / T_{i, j-1} + \Delta y_j / T_{i, j})) - \\ & - (H_{i, j} - H_{i, j+1}) / (\Delta y_j / 2 (\Delta y_{j+1} / T_{i, j+1} + \Delta y_j / T_{i, j})). \end{aligned} \quad (\text{II.4})$$

Різницєвий аналог умови на річках Q_p , який є умовою III роду на зовнішній або внутрішній границі, має вигляд:

$$\begin{cases} Q_{pi,j} = x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{i,j}) \\ x_{i,j} = (T_{i,j} * N_{pi,j}) / (L_{i,j} + \Delta L_{i,j}), \end{cases} \quad (II.5)$$

де $H_{pi,j}$ – позначка рівня річки чи водойми, м; $H_{i,j}$ – позначка рівня ґрунтових вод, м; $x_{i,j}$ – параметр взаємозв'язку поверхневих і підземних вод, який враховує недосконалість водойми, м²/сут; N_p – довжина водойми у клітинці (i, j), м; $\Delta L_{i,j}$ – еквівалентна недосконалість водойми чи водотоку, м; $L_{i,j}$ – мінімальна відстань між вузлом клітини та контуром водойми, м.

Притоки води (Q_{n1}, Q_{n2}), що представляють собою одиничні витрати через роздільні слабопроникні шари породи, для сіткової області фільтрації записуються у вигляді

$$\begin{aligned} Q_{n1} &= (H_{1i,j} - H_{2i,j}) / (m_{20}/k_{20})_{i,j}; \\ Q_{n2} &= (H_{1i,j} - H_{2i,j}) / (m_{20}/k_{20})_{i,j} - (H_{3i,j} - H_{2i,j}) / (m_{30}/k_{30})_{i,j}; \\ Q_{n3} &= (H_{2i,j} - H_{3i,j}) / (m_{30}/k_{30})_{i,j}, \end{aligned} \quad (II.6)$$

де $H_{1i,j}, H_{2i,j}, H_{3i,j}$ – рівні відповідно 1-го, 2-го і 3-го водоносних горизонтів від денної поверхні у вузлі (i, j), м; $(m_{20}/k_{20})_{i,j}, (m_{30}/k_{30})_{i,j}$ – фільтраційні опори розділяючих шарів між 1-м і 2-м, 2-м і 3-м водоносними горизонтами відповідно.

Різницевий аналог розподіленої за площею інфільтрації представляє собою зосереджене джерело, що задається обсягом (i, j) і чисельно дорівнює інтенсивності інфільтрації, помноженої на площу клітинки

$$Q_{wi,j} = W_{i,j} * \Delta x_i * \Delta y_j. \quad (II.7)$$

Після алгебраїчних перетворень (II.3) і (II.4) та приведення рівнянь (II.3) – (II.7) до одного значення будемо мати

$$TL_{i-1,j}(H_{i-1,j} - H_{i,j}) + TP_{i+1,j}(H_{i+1,j} - H_{i,j}) + TV_{i,j+1}(H_{i,j+1} - H_{i,j}) + TN_{i,j-1}(H_{i,j-1} - H_{i,j}) + Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j} = 0. \quad (II.8)$$

Коефіцієнти $TL_{i-1,j}, TP_{i+1,j}, TV_{i,j+1}, TN_{i,j-1}$ є величинами, зворотними фільтраційним опорам, представленими у вигляді

$$\begin{aligned} TL_{i-1,j} &= (2 * \Delta y_j * T_{i,j} * T_{i-1,j}) / (T_{i,j} * \Delta x_{i-1} + T_{i-1,j} * \Delta x_i); \\ TP_{i+1,j} &= (2 * \Delta y_j * T_{i,j} * T_{i+1,j}) / (T_{i,j} * \Delta x_{i+1} + T_{i+1,j} * \Delta x_i); \\ x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{i,j}) &= (2 * \Delta x_i * T_{i,j} * T_{i,j-1}) / (T_{i,j} * \Delta y_{j-1} + T_{i,j-1} * \Delta y_j); \\ TV_{i,j+1} &= (2 * \Delta x_i * T_{i,j} * T_{i,j+1}) / (T_{i,j} * \Delta y_{j+1} + T_{i,j+1} * \Delta y_j). \end{aligned} \quad (II.9)$$

Наведені формули (II.9) враховують площу клітинки $\Delta x_i, \Delta y_j$, м.

Існує два рішення для обґрунтування взаємозв'язку поверхневих і підземних вод: підпертий і вільний («крапельний»). У процесі зміни рівнів підземних вод під водоймою або у нижчезалягаючому водоносному шарі може відбутися зміна режимів. Річкова складова перетікання у цих випадках визначається таким чином

$$x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{i,j}) = \begin{cases} \text{при } H_{i,j} > H_{nod\ i,j} \\ x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{nod\ i,j}) \text{ при } H_{i,j} \leq H_{nod\ i,j}, \end{cases} \quad (II.10)$$

де $H_{pi,j}$ – рівень води у розрахунковій клітинці (i, j) , м; $H_{li,j}$ – рівень ґрунтового водоносного горизонту в розрахунковій клітинці, м; $H_{nod i,j}$ – позначка підшови підруслових відкладень у розрахунковій клітинці, м.

Як правило, геофільтраційні задачі у стаціонарній постановці вирішуються ітераційними методами, ідея яких полягає у послідовному наближенні одержуваного рішення до точного розв'язання даної системи рівнянь. Метод компонентної верхньої релаксації є модифікацією ітераційного методу Гауса-Зейделя. Для рівняння (II.8), вирішеного щодо $H_{i,j}$, обчислювальна схема методом верхньої релаксації записується у вигляді

$$\begin{aligned} H_{i,j}^{p+1/2} &= A_1 H_{i-1,j}^{p+1/2} + A_2 H_{i-1,j}^p + B_1 H_{i,j-1}^{p+1/2} + B_2 H_{i,j+1}^p + F_{i,j}; \\ H_{i,j}^{p+1} &= H_{i,j} + \tau_{onm}(H_{i,j}^{p+1/2} - H_{i,j}^p), \end{aligned} \quad (II.11)$$

тут

$$\begin{aligned} A_1 &= TL_{i-1,j}/TS; \quad TS = TL_{i-1,j} + TP_{i+1,j} + TN_{i,j-1} + TV_{i,j+1}; \\ A_2 &= TP_{i+1,j}/TS; \\ B_1 &= TN_{i,j-1}/TS; \\ B_2 &= TV_{i,j+1}/TS; \end{aligned}$$

$$F_{i,j} = (Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j}) = TS;$$

де $H_{i,j}^{p+1}$, $H_{i,j}^{p+1/2}$ – значення рівнів відповідно для поточної й подальшої ітерації, м; $H_{i,j}^p$ – той же рівень, що й на попередній ітерації, м; τ_{onm} – ітераційний параметр прискорення; значення τ_{onm} знаходиться у проміжку $1 < \tau_{onm} < 2$.

Критерієм завершення ітераційного процесу є умова близькості результатів двох наступних ітерацій: $\max(H_{i,j}^p - H_{i,j}^{p-1}) \leq \varepsilon$, де ε – задане мале число. Вважається, що розрахункова ітерація відрізняється від точного рішення не більше ніж на величину ε . Додатковим критерієм служить дотримання потокового балансу по усій області фільтрації.

Коли змінами фільтраційного потоку в часі не можна знехтувати, система (II.1) доповнюється еволюційним членом dH/dt і виглядає так

$$\begin{aligned} d/dx(T_{x1} * dH/dx) + d/dy(T_{y1} * dH/dy) + Q_p + Q_{n1} + W &= dH/dt * \mu_1; \\ d/dx(T_{x2} * dH/dx) + d/dy(T_{y2} * dH/dy) + Q_{n2} &= dH/dt * \mu_2, \end{aligned} \quad (II.12)$$

де μ_1 – гравітаційна водовіддача, дол.од.; μ_2 – коефіцієнти пружної водовіддачі дол.од.

Для чисельного рішення системи (II.12) її слід доповнити крайовими умовами, куди входять і початкові, які полягають у завданні розподілу напорів H до усіх горизонтів, що розраховуються у залежності

$$H(x,y,0) = H_0(x,y). \quad (II.13)$$

У якості початкового розподілу рівнів зазвичай використовують рішення, що отримане у стаціонарній постановці. Граничні умови I, II и III роду приймають ті ж самі, хоча кінцева умова першого роду може доповнюватися умовою сталості рівнів на границі модельованої області лише протягом певного проміжку часу: $H/r = H(S,t)$, де S – як і раніше, точка, що належить сукупності

зовнішніх і внутрішніх контурів r . Граничні умови II роду доповнюються умовою на сукупності точок, які складають внутрішній кордон $Q / j = F(S, t)$.

Система (II.12) апроксимується системою лінійних алгебраїчних рівнянь, яка може бути уніфікована до одного рівняння незалежно від числа водоносних горизонтів. Для апроксимації тимчасової похідної загальний час розбивається на рівномірні інтервали Δt_k . Із урахуванням різницевої похідної за часом для вузла (i, j) сіткове рівняння буде мати вигляд

$$C_{i,j,k} (H_{i,j,k}^{t+1} - H_{i,j,k}^t) = TL_{i-1,j} (H_{i-1,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + TP_{i+1,j} (H_{i+1,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + TV_{i,j+1} \cdot (H_{i,j+1}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + TN_{i,j-1} (H_{i,j-1}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + (Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j}) * \Delta x_i \Delta y_i, \quad (II.14)$$

де $C_{i,j,k} = \mu_{i,j} * \Delta x_i \Delta y_i / \Delta t_k$, тут $\mu_{i,j}$ – водовіддача.

Вираз (II.14) являє собою класичну схему вирішення системи лінійних рівнянь. Всі напори H_i в правій їх частині приймають на момент часу значення $t+1$. Якщо ж напори беруться за минулий момент часу (t), то говорять про класичну явну схему. Нестійкість явної схеми при певних співвідношеннях величин $T_1, T_2, \Delta x, \Delta y, \Delta t, \mu$ робить її застосування дуже обмеженим. Неявна ж схема є абсолютно стійкою, чому існує математичний доказ. Перепишучи (II.14) в явному вигляді щодо $H_{i,j,k}^{t+1}$ маємо

$$H_{i,j,k}^{t+1} = \beta + \alpha_1 H_{i-1,j}^{t+1} + \alpha_2 H_{i+1,j}^{t+1} + \alpha_3 H_{i,j-1}^{t+1} + \alpha_4 H_{i,j+1}^{t+1}, \quad (II.15)$$

де

$$\beta = (\mu * \Delta x \Delta y / \Delta t) H_{i,j}^t + W_{i,j} + Q_{ni,j} + Q_{pi,j} / TS;$$

$$TS = TL_{i-1,j} + TP_{i+1,j} + TN_{i,j-1} + TV_{i,j+1} + \mu_{i,j} * \Delta x \Delta y / \Delta t.$$

Коефіцієнти $\alpha_1, \dots, \alpha_4$ мають вигляд

$$\alpha_1 = TL_{i-1,j} / TS;$$

$$\alpha_2 = TP_{i+1,j} / TS;$$

$$\alpha_3 = TN_{i,j-1} / TS;$$

$$\alpha_4 = TV_{i,j+1} / TS.$$

Тоді для кожної розрахункової точки у кожному шарі

$$\sum_{i=1}^n i = (TL_{i-1,j} + TP_{i+1,j} + TN_{i,j-1} + TV_{i,j+1}) / TS < 1, \quad (II.16)$$

оскільки величина TS більше чисельника на доданок $\mu_{i,j} * \Delta x_i \Delta y_i / \Delta t$.

Таким чином, ітераційний процес для систем, що складаються із рівнянь (II.14) сходиться, і тим швидше, чим величина $\mu * \Delta x \Delta y / \Delta t$ буде більшою. Критерієм закінчення ітераційного процесу служать ті ж умови, що й при стаціонарній постановці, однак необхідно зауважити, що умова виконання потокового балансу при участі у ньому ємнісної складової «послаблюється» до неув'язки 5 – 8%.

Практично задачі нестационарної фільтрації рідко вирішуються чисто ітераційними методами [92]. Справа у тому, що кількість ітерацій – величина непередбачувана і не перебуває у залежності від числа рівнянь виду (II.15) у розв'язуваній системі розмірністю $(M-2) * (N-2)$, де M – число рядків; N – число стовпців у матриці. Це є головним недоліком усіх ітераційних методів.

У якості схеми, що формує початкові умови для ітераційного процесу, використовується абсолютно стійка явна схема Дюффорта-Франкеля. Уніфіковане різницеве рівняння, що відповідає (II.14) за цією схемою записується у вигляді

$$C_{i,j}(H_{i,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t-1}) = SQ - 0.5 (TS * H_{i,j}^{t+1} + TS * H_{i,j}^{t-1}) + Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j}, \quad (II.17)$$

де

$$SQ = (TL_{i-1,j} * H_{i-1,j}^t + TP_{i+1,j} * H_{i+1,j}^t + TV_{i,j+1} * H_{i,j+1}^t + TN_{i,j-1} * H_{i,j-1}^t);$$

$$TS = TL_{i-1,j} + TP_{i+1,j} + TN_{i,j-1} + TV_{i,j+1}.$$

У рівнянні (II.14) береться центральний різницеий вираз для функції за часом $(H_{i,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t-1})$, яка відноситься до суми поточного Δt_k і попереднього Δt_{k-1} кроків, а вираз $TS * H_{i,j}^t$, що є ознакою класичної явної схеми, замінюється виразом $0,5(TS * H_{i,j}^{t+1} + TS * H_{i,j}^{t-1})$.

Присутність неявного члена $TS * H_{i,j}^{t+1}$ робить явну схему теоретично абсолютно стійкою. Суворо кажучи, вид рівняння (II.17) відповідає явно-неявній схемі, тому що по обидва його боки беруть участь значення $H_{i,j}$ на момент часу $t+1$. Рахунок, однак, проводиться явно, оскільки (II.17) перетворюється до виду

$$H_{i,j}^{t+1} = A * H_{i,j}^{t-1} + B + C_1 + C_2 + C_3, \quad (II.18)$$

де

$$A = (C_{i,j} - TS/2) / (C_{i,j} + TS/2);$$

$$B = SQ / (C_{i,j} + TS/2);$$

$$C_1 = Q_p / (C_{i,j} + TS/2);$$

$$C_2 = Q_n / (C_{i,j} + TS/2);$$

$$C_3 = Q_w / (C_{i,j} + TS/2).$$

Розрахунок часового кроку при рішенні за схемою Дюффорта-Франкеля проводиться функціонально за логарифмічною залежністю. У цьому випадку кожен часовий крок обчислюється за формулою

$$IT/T_1 + \log T_{нач}; \Delta t_k = 10, \quad (II.19)$$

де IT – номер часового кроку; T_1 – кількість часових кроків, за яких розрахунковий часовий крок Δt_k збільшується на порядок; $T_{нач}$ – тривалість першого часового кроку, діб. Варіація величинами T_1 і $T_{нач}$ дозволяє організувати розрахунок зі швидким і правильним зростанням тривалості кожного часового кроку Δt_k .

II.3.5. Обґрунтування розрахункової схеми й фільтраційних параметрів гідродинамічної моделі родовища

Прогнозна оцінка гідродинамічного режиму підземних вод в умовах відпрацювання Ново-Дмитрівського родовища виконана із використанням чисельного геофільтраційного моделювання, реалізованого на базі методу кінцевих різниць [92]. У реальних координатах геофільтраційна модель родовища представлена областю фільтрації розмірами 6,8 км – у меридіональному напрямку і 2,6 км – у широтному. Розмір окремих розрахункових блоків моделі становить 200×200 м, загальна площа модельованої області – 10,92 км². У вертикальному перерізі чисельна модель, відповідно до геологічної будови родовища й умов залягання водоносних горизонтів, представлена п'ятишаровою товщею, окремі частини якої розділені різними за проникністю водотривкими шарами.

Першим розрахунковим шаром у геофільтраційній моделі аналізується товща піщано-глинистих водопроникних відкладень четвертинного віку, що залягає суцільним чохлам і перекриває вуглевмісні породи. Для цих відкладень

характерно близьке до горизонтального залягання при порівняно витриманій потужності. Живлення приуроченого до них водоносного горизонту здійснюється як за рахунок атмосферних опадів, так і притоку води із суміжних територій, розвантаження – у розгалужену балкову систему. Другим і третім шарами представлені вугільні поклади відповідно до Верхньої й Складної лінз родовища. Характерним для цих покладів є їхнє похиле залягання у межах крил лінз і практично горизонтальне – у їх центральній частині [69].

Основна лінза у чисельній моделі представлена четвертим шаром, що має залягання, аналогічне другому й третьому водопроникним шарам у геофільтраційній моделі. Найбільш потужний і водовмісний горизонт приурочений до підвугільної товщі пісків. У чисельній моделі він представлений п'ятим шаром, що також має мульдоподібне залягання. У силу відсутності виражених водотривких порід у покрівлі п'ятого шару, останній розглядається як єдина водопроникна товща сумісно з вугільними покладами четвертого горизонту.

Гіпсометричні поверхні покрівлі й підшви розрахункових шарів у чисельній моделі задані за даними розвідувального буріння у вигляді рівневих поверхонь, що дозволило деталізувати просторовий розподіл потужностей водопроникних і розділяючих шарів та їх водопроникність. Гідродинамічно розглянута область представлена вододільною частиною з границями, відповідно до контурів мульдоподібної вирви, на яких здійснюється живлення з боку суміжних територій на ділянках виходу вуглевмісних порід під четвертинні відкладення. Гідродинамічна схематизація виконана з урахуванням особливостей живлення й розвантаження водоносних горизонтів і враховує характер гідродинамічних режимів у верхньому й нижньому водоносних комплексах (рис. II.16).

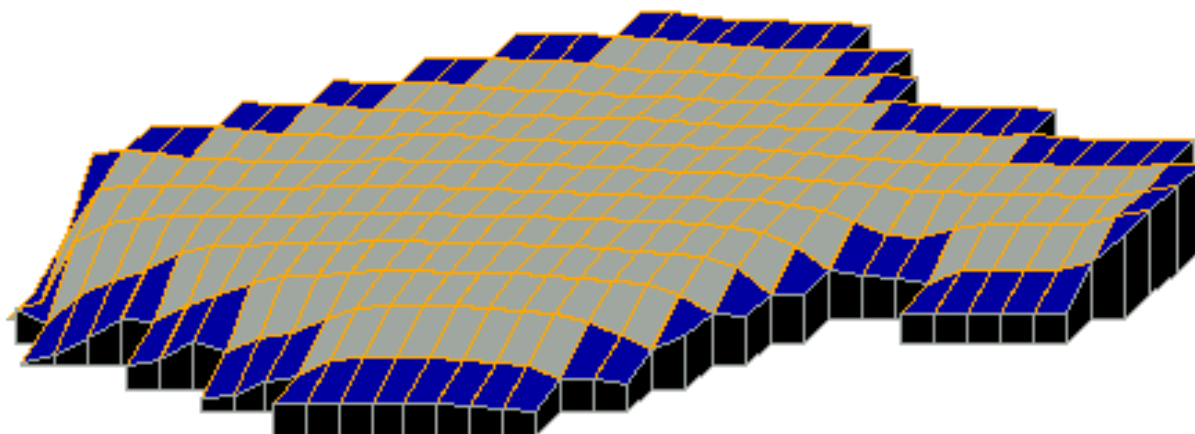


Рис. II.16. Гідродинамічна схематизація водоносних горизонтів вуглевмісної товщі у межах моделюємої області підземних вод

На контурах живлення й розвантаження горизонтів, що моделювалися, задані умови відділених границь із забезпеченим живленням (умова першого роду $H=Const$) і абсолютними позначками, відповідно до позначок поверхневих водотоків за межами модельованої області. З урахуванням виконаної гідродинамічної схематизації значення позначок на північно-західному та південно-східному контурах модельованої області встановлені відповідно рівними 125,00 м і 80,00 м.

Вплив віддалених границь у моделі враховувався введенням параметру взаємозв'язку DL ($\text{м}^3/\text{добу}$) підземних і поверхневих вод

$$DL = \frac{TS \cdot N}{L + \Delta L}, \quad (\text{II.20})$$

де TS – водопроникність водовмісної товщі, $\text{м}^2/\text{добу}$; N – довжина контуру вододойми у розрахунковому блоці, м; L – відстань від центру блоку до контуру вододойми, м; ΔL – похибка на гідродинамічну недосконалість, м.

Встановлена за даними дослідних робіт і режимних спостережень величина гідродинамічної недосконалісті тимчасових і малих водотоків становить у середньому $\Delta L = 250$ м. Враховуючи віддаленість границь $H = \text{Const}$ при значеннях водопровідності водоносних горизонтів $TS = 5 - 200$ $\text{м}^2/\text{добу}$, величина параметра взаємозв'язку на контурах модельованої області становить $DL = 0,16 - 6,67$ ($\text{м}^2/\text{добу}$) при відстані до контурів живлення $\Delta L = 5000 - 6000$ м. Інфільтраційне живлення у межах модельованої області оцінене із урахуванням особливостей досліджуваної території й склало величину біля 50 мм/рік, причому, його доля, що надходить із суміжних територій у вигляді додаткового контурного живлення, оцінюється величиною у межах 750 мм/рік. Надалі граничні умови на контурах області фільтрації корегувалися виходячи із загального балансу геодифузійної моделі при вирішенні зворотних задач [69].

Для характеристики просторової мінливості водопровідностей водовмісних порід їх значення у чисельній моделі розраховувалися окремо у кожному блоці модельованої області залежно від потужності водоносних горизонтів (рис. II.17, II.18) і корегувалися у процесі вирішення зворотних завдань.

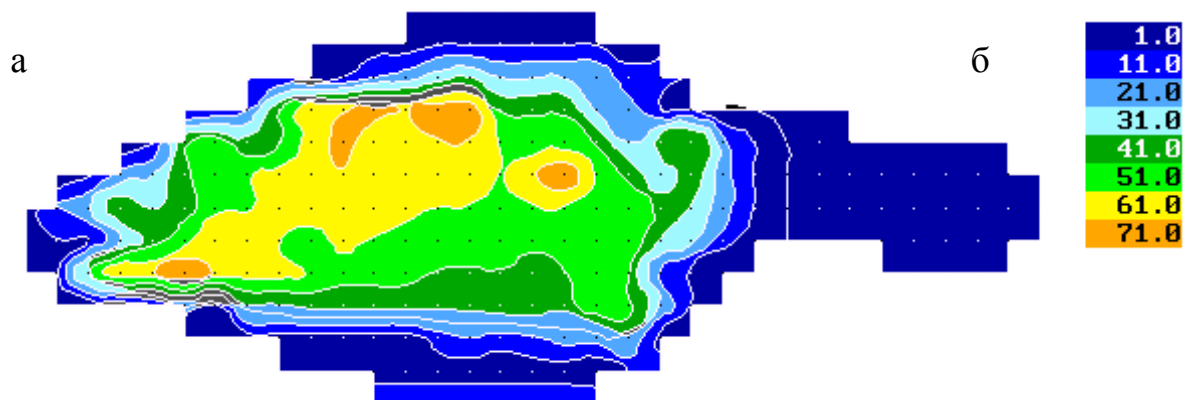


Рис. II.17. Карта водопровідності водоносного горизонту Основної вугільної лінзи у межах модельованої області: а – вид у плані; б – значення водопровідності, $\text{м}^2/\text{добу}$

При встановленні фільтраційних параметрів за основу прийняті дані інтерпретації дослідно-фільтраційних робіт, виконаних на різних етапах розвідки родовища. Відповідно до результатів досліджень, значення коефіцієнта фільтрації для різних типів водовмісних порід встановлене єдиним і рівним 1,0 м/добу. Відповідно до наведеного значення діапазон зміни водопровідності по розрахунковим пластам у межах модельованої області склав від 1,0 до 634,0 $\text{м}^2/\text{добу}$. Коефіцієнт фільтрації розділяючих шарів у межах модельованої товщі

становить 0,09 м/добу. Ємнісні характеристики водопроникних порід визначалися за величиною коефіцієнту водовіддачі, значення якого для розрахункових шарів відповідно до гідрогеологічних умов і типу відкладань прийняте $\mu=0,1$. Характер рівневих і п'єзометричних поверхонь водоносних горизонтів встановлений за даними розвідувального буріння й враховує загальні закономірності формування гідродинамічного режиму в межах досліджуваної території.

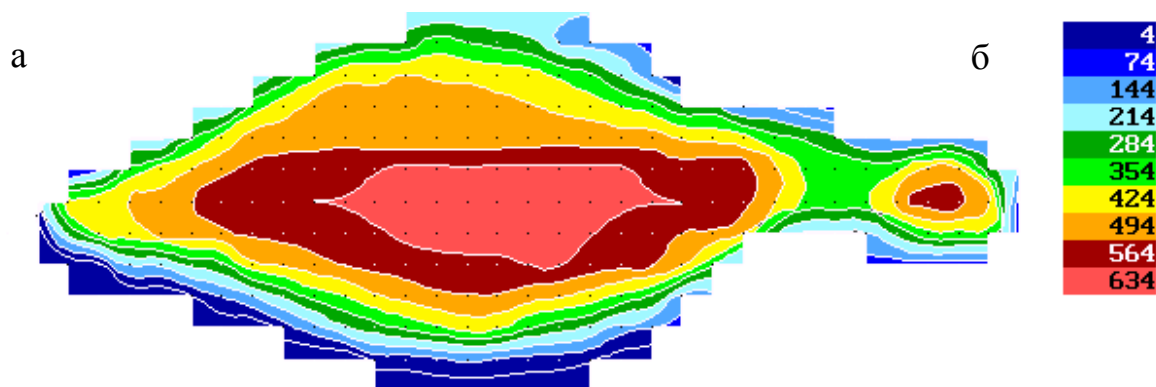


Рис. П.18. Карта водопровідності водоносного горизонту підвугільних пісків у межах моделюємої області кар'єрного поля: а – вид у плані; б – значення водопровідності, м²/добу

Для врахування параметрів розвантаження водоносного горизонту до поверхневих водотоків у межах тальвегів балок Боброва і Кругла, до чисельної моделі введений коефіцієнт інтенсивності височування, яким забезпечувалася можливість підтримки рівня ґрунтових вод у межах знижених ділянок рельєфу на позначках, що не перевищують гіпсометрію денної поверхні. Його значення встановлено виходячи із середнього значення коефіцієнта фільтрації порід у межах зони аерації та її потужності й склало 0,1 добу⁻¹.

Збіжність чисельних розрахунків оцінювалася у процесі вирішення зворотних задач за результатами аналізу балансових складових геофільтраційної моделі, а також відповідності початкового положення рівневої поверхні у четвертинному водоносному горизонті та п'єзометричних поверхонь підземних вод у вугільних шарах і водовмісних вміщуючих породах. Рішення зворотних задач являло собою сукупність розрахунків, у процесі яких визначався вплив на рівневі поверхні підземних вод послідовних змін інфільтраційного живлення, водопровідності й параметрів взаємозв'язку підземних і поверхневих вод на контурах модельованої області.

Розроблена гідродинамічна модель Ново-Дмитрівського буровугільного родовища на етапі епігнозного моделювання дозволила виконати оцінку балансових складових модельованої області відповідно до її геолого-структурних і гідрогеологічних особливостей. Представлені рівневі поверхні по розрахункових горизонтах модельованої області відтворюють існуючий характер живлення й розвантаження підземних вод у межах природних контурів досліджуваної території.

Розвантаження водоносних горизонтів відбувається до поверхневих водотоків тальвегів балок, причому, для четвертинного водоносного горизонту істо-

тним є наявність зон височування у понижених формах рельєфу. До особливостей гідравлічного взаємозв'язку водоносних горизонтів четвертинного водоносного горизонту, водоносних горизонтів вуглевмісної товщі й шарів підвугільних пісків слід віднести наявність у межах крил мульдopodobної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладань водопроникними піщаними породами. Характер живлення й розвантаження водоносних горизонтів модельованої області ілюструється її загальним балансом й розподілом по розрахунковим горизонтам, складові яких наведені в табл. II.8.

Таблиця II.8

Балансові складові модельованої області водоносних горизонтів у межах Ново-Дмитрівського родовища, м³/добу

| Складові балансу | Живлення | Розвантаження |
|----------------------------------|-----------------|---------------|
| Модельована область | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 575,70 | -3297,92 |
| Інфільтрація | 2646,58 | 0,00 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -75,64/ -0,279 | |
| Четвертинний водоносний горизонт | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 20,24 | -338,53 |
| Інфільтрація | 2646,57 | 0,00 |
| Перетікання через підшову | 0,00 | -2329,23 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -0,94/ -0,017 | |
| Верхня вугільна лінза | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 49,38 | -185,07 |
| Перетікання через покрівлю | 2329,23 | 0,00 |
| Перетікання через підшову | 0,00 | -2195,74 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -2,201 / -0,046 | |
| Складна вугільна лінза | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 165,84 | -914,14 |
| Перетікання через покрівлю | 2195,74 | 0,00 |
| Перетікання через підшову | 506,97 | -1986,34 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -31,94/ -0,553 | |
| Основна вугільна лінза | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 166,43 | -915,31 |
| Перетікання через покрівлю | 1986,34 | -506,97 |
| Перетікання через підшову | 1256,13 | -1992,42 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -5,80/ -0,084 | |
| Товща підвугільних пісків | | |
| Взаємозв'язок з ріками | 173,81 | -944,87 |
| Перетікання через покрівлю | 1992,42 | -1256,13 |
| Погрішність / Неув'язка, (%) | -34,76 / -0,796 | |

Аналіз результатів моделювання показав, що основним джерелом живлення водоносних горизонтів у межах модельованої області є інфільтрація атмосферних опадів і перетікання води з вищележачих горизонтів до нижчележачих через розділяючі їх слабопроникні шари та ділянки їх виклинювання на крилах мульди та частково – за рахунок підтоку підземних вод із суміжних ділянок на контурах вододілів.

II.3.6. Інженерно-геологічні умови родовищ бурого вугілля у районі

За детальністю пошуково-розвідувальних робіт геологічна будова, вугленосність, склад вугілля і вміщуючих порід та інші питання на Бантишевському, Степківському і Берекському родовищах досліджені на рівні, що відповідає пошуковій стадії. З цих причин фізико-механічні властивості вугленосних утворень (далі ФМВ) на малих родовищах практично не досліджувались. Однак, враховуючи єдиний генетичний тип та схожість їх геологічної будови, представляється правомірним використати результати досліджень ФМВ вугленосних порід Ново-Дмитрівського родовища для оцінки гірничогеологічних умов Бантишевського, Степківського і Берекського родовищ (табл. II.9).

Узагальнення та аналіз результатів досліджень фізико-механічних властивостей (ФМВ) вугілля та вміщуючих порід на родовищах північно-західного Донбасу дозволяє дати обґрунтовану характеристику цих параметрів для окремих літологічних типів. Останні виділені по класифікації Ломтадзе В.Д. [93].

Суглинки (четвертинні поклади). Бурувато-коричневі з карбонатними стяжіннями, масивної чи комкуватої текстури, з глинистими прошарками. Останні будуть затримувати воду та створювати умови для сповзання відкосів уступів. Мінімальні, максимальні й середні значення основних фізичних характеристик, а також стандарт і коефіцієнт варіації цих параметрів наведені в табл. II.10.

З табл. II.10 витікає, що за більшістю фізичних властивостей суглинки є однорідними породами. Коефіцієнт варіації наведених даних не перевищує 15%. Єдиний параметр, за яким суглинки неоднорідні – пластичність. Більш щільні різновиди суглинків інтенсивно набухають до 19%, тоді як менш вологі і щільні – всього до 8%.

Маловологі породи легко розмокають вже в перші хвилини або години після занурення зразків у воду. У зв'язку з цим при їх розробці необхідно передбачати необхідні дії для регулювання поверхневого стоку. Для порід з підвищеною вологістю характерна водостійкість. Тиск набухання тут складає 0,5 – 4,0 кг/см² і зростає при зменшенні вологості масиву.

Порівняння паспортів міцності суглинків порушеного складу показує, що опір їх зсуву при капілярному зволоженні (повному водонасиченні) у середньому в 1,5 рази нижче, ніж при природній вологості. У зв'язку з цим, при відсипанні суглинків на підставу відвалів, стійкість їх буде забезпечена тільки при достатній ступені осушення основи й самого тіла відвалу.

Таблиця П.9

Фізико-механічні властивості гірських порід Ново-Дмитрівського родовища

| Потужність геологічної свити, м | № інженерно-геологічного шару | Природна вологість, % | Коеф. водонасич. | Число пластичності | Зміст фракцій, % | | | Об'ємна вага, г/см ³ | Питома вага, г/см ³ | Пористість, % | Кут внутр. тертя, град. | Зчеплення, т/м ² | Межа міцності при стиску, кг/см ² | |
|---------------------------------|-------------------------------|-----------------------|------------------|--------------------|----------------------|------------------------|----------------------|---------------------------------|--------------------------------|---------------|-------------------------|-----------------------------|--|---------|
| | | | | | піскових (0,05-2 мм) | пиловитих (0,002-0,05) | глинистих (0,002 мм) | | | | | | | |
| 35-40 | I | 21,2 | 0,84 | 22 | 23 | 54,4 | 22,8 | 1,97 | 2,67 | 39,8 | 12 | 12 | – | |
| 20-60 | II, | 14,0 | 0,88 | 13 | 83,9 | 18,9 | 9,0 | 2,11 | 2,64 | 29,8 | 29 | 7,5 | – | |
| | III | 17,4 | 0,86 | 20 | 54,2 | 27,0 | 18,8 | 2,02 | 2,66 | 35,0 | 14 | 14,6 | | |
| 30-60 | IV | 21,2 | 0,92 | 24 | 49 | 42,8 | 16,4 | 2,03 | 2,66 | 36,2 | 20 | 15,2 | – | |
| | V, VI | 34,0 15,4 | 0,93 0,85 | 37 14 | 24,2 126,2 | 40,2 20,1 | 38,5 7,6 | 1,84 2,10 | 2,63 2,66 | 49,6 32,6 | 6 34 | 11,5 4,0 | – – | |
| 55-150 | VII, VIII | 19,9 57,1 | – – | 11 – | 15,4 – | 19,4 – | 35,2 – | 1,45 1,14 | 2,31 – | – – | 20 31 | 22,5 35,0 | – 18 | |
| | IX,X | 58,5 15,4 | 0,94 0,89 | 29 – | 20,5 45,9 | 45,4 36,9 | 36,8 17,2 | 1,74 2,12 | 2,55 2,69 | 51,5 31,6 | 15 34 | 14,0 4,0 | – – | |
| | | XI, XII | 50,6 87,1 | 0,98 – | 25 – | 24,4 – | 31,1 – | 27,6 – | 1,47 1,19 | 2,28 – | 31,3 – | 20 31/31 | 22,5 35,0 | 18 |
| | XIII | 62,0 | 0,9 | 17 | 26,1 | 52,4 | 24,8 | 1,40 | 2,20 | 64,8 | 20 | 22,5 | 23 | |
| 12-140 | XIV | 64,6 | 0,88 | 36 | 33,7 | 43,6 | 31,5 | 1,37 | 2,43 | 61,9 | 21 | 18,0 | – | |
| | XV | 71,5 | 0,88 | 21 | 41,6 | 44,3 | 21,7 | 1,42 | 2,30 | 66,7 | 36/31 | 12,0 | 18 | |
| | XVI, XVII | 21,0 15,4 | – 0,68 | – 2 | – 37,8 | – 9,8 | – 5,7 | – – | 1,97 1,92 | – 2,60 | – 37,8 | 30 34 | 60 4,0 | 37 – |
| | | XVIII | 64,7 | – | – | – | – | – | 1,15 | – | – | 32/30 | 10 | 9 |
| 25-165 | XIX | 18,0 | 0,82 | 3 | 34,4 | 5,3 | 3,6 | 1,96 | 2,61 | 36,5 | 34 | 4,0 | – | |
| | XX | 44,5 | – | 16 | 23,3 | 19,3 | 27,8 | 1,53 | 2,53 | – | 14 | 18,0 | 46 | |
| | XXI | 19,6 | – | 3 | 87,1 | 8,7 | 5,8 | – | 2,62 | – | 34 | 4,0 | – | |

Фізико-механічні характеристики суглинків

| Фізичні параметри | Кількість аналізів | Значення | | | середнє квадратичне відхилення | коефіц. варіації |
|---|--------------------|------------|-------------|---------|--------------------------------|------------------|
| | | мінімальні | максимальні | середні | | |
| Природна вологість, % | 25 | 16,3 | 27,7 | 21,2 | 2,7 | 15 |
| Повна вологоємність, % | 19 | 19,7 | 28,6 | 25,7 | 2,7 | 10 |
| Коефіцієнт водонасичення | 18 | 0,69 | 1,0 | 0,84 | 0,08 | 9 |
| Межі пластичності: | | | | | | |
| – верхня, % | 32 | 28 | 59 | 43 | – | – |
| – нижня, % | 32 | 11 | 32 | 20 | – | – |
| Число пластичності, % | 32 | 3 | 45 | 22 | 9,2 | 42 |
| Показник консистенції, част. од. | 25 | –0,35 | 0,26 | 0,0 | | |
| Щільність, г/см ³ | 7 | 56,6 | 67,5 | 61,4 | 3,7 | 6 |
| Гранулометричний склад, мм | | | | | | |
| 2 – 1 | – | – | – | – | – | – |
| 1 – 0,5 | 1 | – | – | 0,8 | – | – |
| 0,5 – 0,25 | 29 | 0,25 | 23,5 | 3,6 | – | – |
| 0,25 – 0,10 | 33 | 0,25 | 59,2 | 8,9 | – | – |
| 0,10 – 0,05 | 26 | 1,3 | 42,5 | 9,7 | – | – |
| 0,05 – 0,01 | 33 | 1,0 | 62,0 | 26,2 | – | – |
| 0,01 – 0,02 | 33 | 10,9 | 52,5 | 28,2 | – | – |
| 0,002 | 33 | 6,8 | 43,2 | 22,6 | – | – |
| Об'ємна вага, г/см ³ | 28 | 1,77 | 2,08 | 1,97 | 0,08 | 4 |
| Об'ємна вага скелету, г/см ³ | 19 | 1,50 | 1,74 | 1,61 | 0,06 | 4 |
| Питома вага, г/см ³ | 33 | 2,58 | 2,8 | 2,67 | 0,14 | 5 |
| Пористість, % | 19 | 34,0 | 43,75 | 39,8 | 2,76 | 7 |
| Коефіцієнт пористості | 19 | 0,52 | 0,78 | 0,64 | 0,07 | 11 |

Супіски (пліоценові поклади) – пістряві, переважно червоні, бурі та жовті, слюдисті. Містять значну кількість карбонатних стяжінь та напівокатану кварцеву й кременисту гальку. За даними гранулометричного аналізу – це слабозцементовані пісковики й мілкозернисті глинисті піски.

Супіски мають обмежене розповсюдження й залягають у формі лінз у верхній частині пліоценових покладів. За даними лабораторії Петербурзького гірничого інституту об'ємна вага супіску природного складу (слабозцементовані пісковики) зростає з глибиною від 2,05 до 2,24 г/см³, а природна вологість – навпаки, зменшується з 16 до 11,5%. Питома вага змінюється у межах 2,68 – 2,7 г/см³. За даними досліджень супіски на глибині 15 – 20 м мають зчеплення 7 – 10 т/м² і кут внутрішнього тертя 23 – 30°, а нижче – відповідно 12 – 16,5 т/м² і 28 – 31°. Значення основних фізичних характеристик, стандарт і коефіцієнт варіації цих параметрів наведені в табл. П.11.

Фізико-механічні характеристики супісків

| Фізичні параметри | Кількість аналізів | Значення | | | середнє квадратичне відхилення | коефіц. варіації |
|--|--------------------|------------|-------------|---------|--------------------------------|------------------|
| | | мінімальні | максимальні | середні | | |
| Природна вологість, % | 4 | 12,7 | 15,7 | 14,0 | 1,2 | 8 |
| Повна вологоємність, % | 4 | 14,4 | 17,3 | 15,9 | 1,0 | 6 |
| Коефіцієнт водонасичення | 4 | 0,77 | 0,98 | 0,88 | 0,08 | 8 |
| Максимальна молекулярна вологоємність, % | 3 | 11,8 | 14,3 | 13,2 | 1,0 | 8 |
| Межі пластичності: | | | | | | |
| – верхня, % | 3 | 22,5 | 33,2 | 29,2 | – | – |
| – нижня, % | 3 | 15,0 | 17,7 | 16,7 | – | – |
| Число пластичності, % | 3 | 7,5 | 15,8 | 12,5 | 3,6 | 29 |
| Показник консистенції, част. од. | 3 | –0,30 | –0,12 | –0,22 | – | – |
| Щільність, г/см ³ | 3 | 68,7 | 71,0 | 70,2 | 0,9 | 1 |
| Гранулометричний склад, мм | | | | | | |
| 2 – 1 | 1 | – | – | 4,6 | – | – |
| 1 – 0,5 | 1 | – | – | 4,9 | – | – |
| 0,5 – 0,25 | 7 | 2,1 | 53,3 | 15,4 | – | – |
| 0,25 – 0,10 | 7 | 25,8 | 71,0 | 52,6 | – | – |
| 0,10 – 0,05 | 8 | 3,9 | 8,5 | 6,4 | – | – |
| 0,05 – 0,01 | 7 | 3,2 | 18,1 | 7,8 | – | – |
| 0,01 – 0,02 | 7 | 2,9 | 19,5 | 11,6 | – | – |
| 0,002 | 7 | 2,8 | 12,4 | 9,0 | – | – |
| Об'ємна вага, г/см ³ | 4 | 2,05 | 2,14 | 2,11 | 0,02 | 1 |
| Об'ємна вага скелету, г/см ³ | 4 | 1,80 | 1,89 | 1,85 | 0,03 | 2 |
| Питома вага, г/см ³ | 7 | 2,62 | 2,66 | 2,64 | 0,02 | 0,8 |
| Пористість, % | 4 | 29,0 | 31,3 | 29,8 | 0,9 | 3 |
| Коефіцієнт пористості | 4 | 0,41 | 0,46 | 0,42 | 0,02 | 5 |

Тиск набухання супісків змінюється від 0,8 до 1,5 кг/см² і зростає з глибиною (зверху вниз). Величина набухання змінюється від 2,6 до 15 кг/см² і зростає з глибиною (зверху вниз). Величина набухання змінюється від 2,6 до 12,7%. При повному набуханні міцність у верхній частині зменшується на 20 – 25%, у середній – 50 – 55%, а у нижній – майже на 75%. При цьому кут внутрішнього тертя зменшується на 3 – 5° [91].

Глини піщані – пістряві, частіше червоні й червоно-бурі, щільні, з карбонатними й залізо-марганцевими стяжіннями, із прошарками піску та друзами гіпсу. За складом – гідролюдисті й монтморилонітові з незначною домішкою каолініту. За гранулометричним складом розподіляються від піщанистих до дуже піщаних. Ці породи є однорідними за багатьма фізичними параметрами. Неоднорідні – тільки з пластичності (табл. П.12).

Фізико-механічні характеристики піщаних глин

| Фізичні параметри | Кількість аналізів | Значення | | | середнє квадратичне відхилення | коефіц. варіації |
|--|--------------------|------------|-------------|---------|--------------------------------|------------------|
| | | мінімальні | максимальні | середні | | |
| Природна вологість, % | 25 | 10,0 | 25,2 | 17,4 | 3,9 | 22 |
| Повна вологоємність, % | 23 | 16,4 | 26,0 | 20,8 | 2,6 | 12 |
| Коефіцієнт водонасичення | 22 | 0,63 | 0,97 | 0,86 | 0,07 | 8 |
| Максимальна молекулярна вологоємність, % | 24 | 7,76 | 25,65 | 16,37 | 3,95 | 24 |
| Межі пластичності: | | | | | | |
| – верхня, % | 31 | 22,0 | 58,4 | 35,3 | – | – |
| – нижня, % | 31 | 11,0 | 29,6 | 15,6 | – | – |
| Число пластичності, % | 31 | 10,0 | 33,0 | 19,5 | 5,6 | 28 |
| Показник консистенції, част. од. | 31 | –0,26 | 0,43 | 0,10 | – | – |
| Щільність, г/см ³ | 9 | 59,0 | 68,2 | 64,6 | 3,2 | 5 |
| Гранулометричний склад, мм | | | | | | |
| 2 – 1 | – | – | – | – | – | – |
| 1 – 0,5 | 1 | – | 6,75 | – | – | – |
| 0,5 – 0,25 | 33 | 1,0 | 64,5 | 9,6 | – | – |
| 0,25 – 0,10 | 33 | 2,25 | 67,1 | 33,3 | – | – |
| 0,10 – 0,05 | 26 | 0,58 | 27,25 | 11,3 | – | – |
| 0,05 – 0,01 | 33 | 1,5 | 28,0 | 11,7 | – | – |
| 0,01 – 0,02 | 33 | 3,38 | 68,7 | 15,3 | – | – |
| 0,002 | 33 | 10,4 | 38,0 | 18,8 | – | – |
| Об'ємна вага, г/см ³ | 25 | 1,96 | 2,19 | 2,02 | 0,05 | 3 |
| Об'ємна вага скелету, г/см ³ | 23 | 1,59 | 1,83 | 1,72 | 0,08 | 4 |
| Питома вага, г/см ³ | 32 | 2,54 | 2,74 | 2,66 | 0,04 | 2 |
| Пористість, % | 23 | 30,6 | 41,0 | 35,0 | 3,0 | 9 |
| Коефіцієнт пористості | 23 | 0,44 | 0,70 | 0,56 | 0,08 | 14 |

Щільність глин піщаних природної будови при умові природної вологості складає 9 т/м², кут внутрішнього тертя – відповідно 22 і 14°. Помітна різниця між показниками міцності в умовах природної вологості та капілярному зволоженні пов'язана із різним діапазоном нормальних навантажень при дослідженнях. У першому випадку навантаження не перевищували 3 кг/см², а у другому – досягали 8 кг/см². Враховуючи, що у відкосах уступів навантаження будуть перевищувати 3 кг/см², а глини на окремих ділянках будуть зволожені, для розрахунків стійкості бортів кар'єру слід приймати значення щільності й кута внутрішнього тертя за даними інституту УкрНДПроект – 14,6 т/м² і 14°. Міцність піщаних глин на поверхні послаблення (по тріщині) при навантаженні до 2 кг/см² – збільшувати в 1,5 рази. Кут внутрішнього тертя при навантаженні 4 – 8 кг/см² – нижча у 1,4 рази.

Глини монтморилонітові сірі і темно-сірі, слабо пилуваті, комкуваті, з незначними домішками гідролуд і каолініту. В глинах інколи спостерігаються тон-

кі прошарки вуглистих глин, високо зольного вугілля та слабозцементованих пісковиків. Фізичні характеристики монтморилонітових глин наведені в табл. П.13.

Таблиця П.13

Фізико-механічні характеристики монтморилонітових глин

| Фізичні параметри | Кількість аналізів | Значення | | | середнє квадратичне відхилення | коєфіц. варіації |
|--|--------------------|------------|-------------|---------|--------------------------------|------------------|
| | | мінімальні | максимальні | середні | | |
| Природна вологість, % | 52 | 16,0 | 47,0 | 34,0 | 8,0 | 24 |
| Повна вологоємність, % | 46 | 17,2 | 49,4 | 36,0 | 7,4 | 21 |
| Коефіцієнт водонасичення | 47 | 0,62 | 1,0 | 0,98 | 0,08 | 8 |
| Максимальна молекулярна вологоємність, % | 42 | 5,1 | 49,1 | 31,2 | 9,8 | 30 |
| Межі пластичності: | | | | | | |
| – верхня, % | 53 | 20,0 | 86 | 67,37 | – | – |
| – нижня, % | 53 | 10,0 | 44 | 29,47 | – | – |
| Число пластичності, % | 53 | 5,0 | 56,15 | 37,1 | 11,9 | 32 |
| Показник консистенції, част. од. | 26 | –0,20 | 0,51 | 0,15 | – | – |
| Щільність, г/см ³ | 23 | 44,0 | 68,0 | 50,1 | 6,28 | 12 |
| Гранулометричний склад, мм | | | | | | |
| 2 – 1 | – | – | – | – | – | – |
| 1 – 0,5 | 2 | 0,20 | 0,50 | 0,35 | – | – |
| 0,5 – 0,25 | 29 | 0,25 | 23,2 | 3,43 | – | – |
| 0,25 – 0,10 | 41 | 0,50 | 87,1 | 15,15 | – | – |
| 0,10 – 0,05 | 25 | 0,25 | 27,5 | 5,26 | – | – |
| 0,05 – 0,01 | 41 | 0,89 | 29,5 | 17,68 | – | – |
| 0,01 – 0,02 | 41 | 1,38 | 62,6 | 22,51 | – | – |
| 0,002 | 41 | 4,33 | 64,0 | 38,47 | – | – |
| Об'ємна вага, г/см ³ | 48 | 1,70 | 2,15 | 1,84 | 0,11 | 6 |
| Об'ємна вага скелету, г/см ³ | 46 | 1,17 | 1,88 | 1,37 | 0,15 | 11 |
| Питома вага, г/см ³ | 62 | 2,49 | 2,79 | 2,63 | 0,08 | 3 |
| Пористість, % | 48 | 31,4 | 55,85 | 48,6 | 5,74 | 12 |
| Коефіцієнт пористості | 48 | 0,46 | 1,29 | 0,96 | 0,21 | 22 |

З табл. П.13 витікає, що за фізичними параметрами монтморилонітові глини у цілому однорідні, окрім показників пластичності (коєф. варіації = 32). Зчеплення глин природної будови в умовах природної вологості складає 10,5 т/м²; при капілярному зволоженні і навантаженні – 4 – 8 кг/см² і 11,5 т/м²; кут внутрішнього тертя відповідно складає 23 і 8°. Оскільки при капілярному зволоженні зчеплення глин практично не змінюється, міцність їх при навантаженні до 5 кг/см² зменшується у 1,5 – 1,7 рази.

Припускаючи, що глини монтморилонітові у відкосах уступів місцями можуть знаходитись у водонасиченому стані, для розрахунків стійкості укосів слід приймати значення міцності, отримані при капілярному зволоженні: зчеплення – 11,5 т/м², кут внутрішнього тертя – 8°. Дзеркала ковзання у глинах ком-

куватої текстури у зв'язку із їх незначними розмірами не впливатимуть на міцність глин у масиві.

Величина зчеплення глин у польових умовах визначення прибором на косий зсув і складає 12 – 18 т/м², а кут внутрішнього тертя – 12 – 17°. У більш пластичних глинах, що утворюють тонкі прошарки, цей кут знижується до 8° – при середньому зчепленні 15 т/м². Розмір зчеплення глин зцементованих карбонатами досягає 29 т/м² – при куті внутрішнього тертя 17°. Дотичні напруження, що визивають незагортаючі пластичні деформації глин, складають у середньому 93% від руйнуючих. Розрахована міцність глин поверхнею ослаблення у 1,5 – 1,7 рази нижче монолітного зразку.

Таблиця П.14

Фізико-механічні характеристики глинистих пісків

| Фізичні параметри | Кількість аналізів | Значення | | | середнє квадратичне відхилення | коефіц. варіації |
|--|--------------------|------------|-------------|---------|--------------------------------|------------------|
| | | мінімальні | максимальні | середні | | |
| Природна вологість, % | 4 | 11,8 | 17,2 | 15,4 | 2,1 | 14 |
| Повна вологоємність, % | 4 | 15,9 | 20,2 | 18,2 | 1,9 | 10 |
| Коефіцієнт водонасичення | 4 | 0,71 | 0,99 | 0,85 | 0,09 | 10 |
| Максимальна молекулярна вологоємність, % | 2 | 9,68 | 14,0 | 11,8 | 2,16 | 18 |
| Межі пластичності: | | | | | | |
| – верхня, % | 4 | 23,0 | 37,6 | 30,5 | – | – |
| – нижня, % | 4 | 13,7 | 20,0 | 17,1 | – | – |
| Число пластичності, % | 4 | 3,0 | 18,7 | 13,5 | 6,2 | 46 |
| Показник консистенції, част. од. | 4 | –0,09 | 2,30 | 1,16 | – | – |
| Щільність, г/см ³ | 4 | 65,1 | 70,0 | 67,4 | 2,3 | 3 |
| Гранулометричний склад, мм | | | | | | |
| 2 – 1 | – | – | – | – | – | – |
| 1 – 0,5 | – | – | – | – | – | – |
| 0,5 – 0,25 | 2 | 0,2 | 5,6 | 2,9 | – | – |
| 0,25 – 0,10 | 3 | 9,98 | 62,07 | 43,9 | – | – |
| 0,10 – 0,05 | 1 | – | – | 79,4 | – | – |
| 0,05 – 0,01 | 3 | 4,0 | 20,9 | 14,2 | – | – |
| 0,01 – 0,02 | 3 | 0,89 | 9,1 | 5,9 | – | – |
| 0,002 | 3 | 2,4 | 10,4 | 7,6 | – | – |
| Об'ємна вага, г/см ³ | 4 | 2,03 | 2,18 | 2,10 | 0,09 | 4 |
| Об'ємна вага скелету, г/см ³ | 4 | 1,74 | 1,89 | 1,80 | 0,07 | 4 |
| Питома вага, г/см ³ | 5 | 2,61 | 2,70 | 2,66 | 0,09 | 3 |
| Пористість, % | 4 | 30,0 | 34,9 | 32,6 | 2,3 | 7 |
| Коефіцієнт пористості | 4 | 0,48 | 0,54 | 0,48 | 0,05 | 10 |

Опір зсуву монтморилонітових глин порушеної будови при капілярному зволоженні у інтервалі навантаження 1 – 10 кг/см² зафіксовано у 1,1 – 1,5 рази нижче, ніж без зволоження. При відсіпці цих глин до підшви відвалів, стійкість їх при малих значеннях коефіцієнту запасу може бути забезпечена тільки

при використанні ефективного дренажу відпрацьованого простору та підстави внутрішніх відвалів. При цьому відсипка і складування глин до нижнього ярусу внутрішніх відвалів недопустима у зв'язку з тим, що буде провокувати пластичну деформацію відвалів.

Монтморилонітові глини інтенсивно набухають (12 – 38%), тому міцність їх відповідно зменшується. Тиск набухання, за даними УкрНДІпроект, складає 8 – 9 кг/см². Вивітрювання глин у відкосах уступів буде протікати вельми інтенсивно, що потрібно враховувати при визначенні кутів природних відкосів. Підвищені значення відкосів уступів будуть більш стійкими, оскільки невивітрілі глини не розмокають або ж розмокають слабо [91].

Піски глинисті зеленувато-сірі, світло-сірі, іноді слабозцементовані пісковики. За гранулометричним складом мілкозернисті, глинисті, пілуваті, неоднорідні. Як видно із табл. П.14, піски у цілому однорідні, за винятком пластичності. Всі різновиди характеризуються близькими фізичними властивостями. На підставі цього можна зробити обґрунтований висновок, що за міцністю вони не будуть суттєво відрізнятися між собою.

П.4. Обґрунтування й розробка технологічних рішень щодо забезпечення стійкості укосів бортів й відвалів порід розкриття на Ново-Дмитрівському буровугільному кар'єрі

П.4.1. Фізико-механічні властивості вугілля та порід розкриття

Відповідно до результатів проведених геолого-розвідувальних робіт, у межах вертикального перерізу товщі гірських порід, починаючи з денної поверхні до низу, на Ново-Дмитрівському родовищі виявлені наступні їх фізико-механічні характеристики.

Шар I – суглинки (четвертинні відкладення) бурувато-коричневі й коричнювато-сірі з карбонатними стягненнями й дендритами гідроокислів марганцю, не шаруваті. Товща суглинків не однорідна переважно по вертикалі. Суглинки легкі, пілуваті до низу, перешаровуються середніми й важкими, пілуватими, місцями глинами, рідше – спостерігається їх чергування між собою. Глинисті прошарки будуть затримувати воду, що просочується під час дощу, і створювати сприятливі умови для оповзання укосів уступів.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 25%, повна вологоємність – 19%, межа пластичності – 32%, щільність – 7 г/см³, гранулометричний склад – 33, об'ємна вага – 28 г/см³, питома вага – 33 г/см³, пористість – 19, компресійні властивості – 4, набрякання – 14, водостійкість – 14, водовіддача – 12, коефіцієнт фільтрації – 4. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості: у моноліті 18, по тріщинам – 7; при капілярній вологості – у моноліті 4. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 6, без капілярного зволоження – 7.

Шар II – супіски (пліоценові відкладення) строкатокольорові, переважають червоні, червоно-бурі й жовті тони, слюдисті. Містять велику кількість вапнякових стягнень і включення рідкої слабоокатаної гальки кварцового й кре-

менистого складу. За даними гранулометричного аналізу – це важкі супіски або легкі суглинки. За даними Санкт-Петербурзького гірничого університету – це слабозцементовані піщаники й дрібнозернисті глинисті піски. Супіски мають обмежене поширення й залягають у вигляді лінз у верхній частині пліоценових відкладень.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 4%, повна вологоємність – 6%, максимальна вологоємність – 3%, межа пластичності – 3%, щільність 4 г/см³, гранулометричний склад – 7, об'ємна вага – 7 г/см³, питома вага – 7 г/см³, пористість – 4, компресійні властивості – 1, набрякання – 4, водостійкість – 4, водовіддача – 2, коефіцієнт фільтрації – 1, кут природного укосу – 2. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 4. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 4, без капілярного зволоження – 4.

Шар III – глини піщані строкато кольорові, представлені червоними, червоно-бурими й жовтими різновидами, щільні, з карбонатними стягненнями й боковинами залізомарганцевих з'єднань та прошарками піску й друз гіпсу. У нижній частині шаруваті глини сірі й темно сірі, з гумусовими прошарками. За гранулометричним складом глини піщанисті, піщані й сильно піщані, місцями пилюваті.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 25%, повна вологоємність – 23%, максимальна вологоємність – 24 %, межа пластичності – 31%, щільність – 9 г/см³, гранулометричний склад – 33, об'ємна вага – 25 г/см³, питома вага – 32 г/см³, пористість – 23, компресійні властивості – 6, водостійкість – 6, водовіддача – 1, коефіцієнт фільтрації – 7, кут природного укосу – 1. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості – у моноліті 9; при капілярній вологості у моноліті – 15, по тріщині – 9. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 9, без капілярного зволоження – 9.

Шар IV – глини монтморилонітові піщані, зеленувато-сірі, сірі й темно сірі, з прожилками гіпсу й прошарками кварцових пісків з включеннями уламків пухкого дрібнозернистого піщанику, з нерівномірним розподілом пластичної домішки. Глини грудкуваті, місцями тонковідмучені. Склад глин – гідролюдисто-монтморилонітовий з домішкою каолініту. За гранулометричним складом глини піщанисті, піщані й сильно піщані, місцями пилюваті.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 21%, повна вологоємність – 21%, максимальна вологоємність – 8%, межа пластичності – 14%, щільність – 14 г/см³, гранулометричний склад – 13, об'ємна вага – 20 г/см³, питома вага – 19 г/см³, пористість – 21, компресійні властивості – 7, набрякання – 3, водостійкість – 7, коефіцієнт фільтрації – 4. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості – у моноліті – 8, по тріщині – 1; при капілярній вологості у моноліті – 20, по тріщині – 14. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 13, без капілярного зволоження – 13.

Шар V – глини монтморилонітові, сірі й темно сірі, тонковідмучені або слабкопилюваті, грудкуваті чи неясногоризонтальношаруваті з поверхнями (дзеркалами) ковзання, складені монтморилонітом з незначною домішкою гід-

рослюд, місцями каолініту. У глинах спостерігаються малопотужні прошарки вуглистих глин, високозольного вугілля й щільних пісків, близьких до слабозцементованих піщаників.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 52%, повна вологоємність 46%, максимальна вологоємність – 42%, межа пластичності – 53%, щільність – 23 г/см³, гранулометричний склад – 57, об'ємна вага – 49 г/см³, питома вага 62 г/см³, пористість – 47, компресійні властивості – 5, набрякання – 22, водостійкість – 22. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 7, по тріщині – 1; при капілярній вологості у моноліті – 23, по тріщині – 23. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 22, без капілярного зволоження – 22.

Шар VI – піски глинисті, зеленувато-сірі, рідше світло-сірі, наближаються до слабозцементованих піщаників. За гранулометричним складом піски дрібнозернисті, глинисті, пилюваті й, найчастіше, неоднорідні.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 4%, повна вологоємність – 4%, максимальна вологоємність – 2%, межа пластичності – 4%, щільність – 4 г/см³, гранулометричний склад – 3, об'ємна вага – 4 г/см³, питома вага – 5 г/см³, пористість – 4, водовіддача – 2. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 2; при капілярній вологості у моноліті – 4. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 4, без капілярного зволоження – 4.

Шар VII – глини вуглисті темно-сірі й темно-коричневі з включеннями лігніту, пилюваті.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 2%, максимальна вологоємність – 2%, межа пластичності – 2%, гранулометричний склад – 2, об'ємна вага – 2 г/см³, питома вага – 2 г/см³, компресійні властивості – 1, водостійкість – 1. Опір зрушенню у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 2.

Шар VIII – вугілля верхнього горизонту. Характеристика фізико-механічних властивостей приводиться нижче разом з характеристикою вугілля Складного горизонту у зв'язку з тим, що за своїми властивостями вони істотно не розрізняються, а відібраних з них проб було не достатньо для побудови паспорту міцності.

Їх основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 10%, об'ємна вага – 10 г/см³, межа міцності на стиск – 28 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 2.

Шар IX – глини монтморилонітові темно-сірі й сірі, переважно монтморилонітового складу з малопотужними прошарками вуглистих глин, вугілля, слабких мергелів і мергелеподібних вапняків. Глини грудкуватої текстури з численними різноорієнтованими поверхнями (дзеркалами) ковзання, а також із тріщинами, переважно крутого падіння (80 – 85°).

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 73%, повна вологоємність – 54%, максимальна вологоємність – 94%, межа пластичності – 99%, щільність – 11 г/см³, гранулометричний склад – 104, об'ємна вага – 75 г/см³, питома вага – 105 г/см³, пористість – 65, компресійні властивості – 5, на-

брякання – 24, водостійкість – 24, коефіцієнт фільтрації – 3, межа міцності на стиск – 3 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості – у моноліті – 16; при капілярній вологості у моноліті – 12, по тріщині – 12. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 12, без капілярного зволоження – 12.

Шар X – піски, за фізико-механічними властивостями не відрізняються істотно від пісків, що складають шар XI.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 1%, повна вологоємність – 1%, максимальна вологоємність – 1%, щільність – 1 г/см³, гранулометричний склад – 1, об'ємна вага – 1 г/см³, питома вага – 1 г/см³, пористість – 1, водовіддача – 1. Опір зсуву у випадку природного складання при капілярній вологості у моноліті – 1. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 1, без капілярного зволоження – 1.

Шар XI – глини вуглисті, темно-сірі й темно-коричневі з включеннями лігніту, за гранулометричним складом – в основному пилуваті.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 3%, повна вологоємність – 1%, максимальна вологоємність – 5%, межа пластичності – 4%, щільність – 1 г/см³, гранулометричний склад – 8, об'ємна вага – 3 г/см³, питома вага 8 г/см³, пористість – 1. Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 2; при капілярній вологості у моноліті – 1, по тріщині – 1. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 1, без капілярного зволоження – 1.

Шар XII – вугілля Складного горизонту, за фізико-механічними властивостями схоже на вугілля Верхнього горизонту. Вугілля Верхнього й Складного горизонтів – від темно-коричневого до чорних кольорів з чергуваннями щільних і пухких різновидів, що включають численні залишки лігніту, масивні, рідше шаруваті, із по різному орієнтованими тріщинами.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 37%, об'ємна вага 46 г/см³, межа міцності на стиск 46 кг/см². Опір зсуву у випадку природного додавання води при природній вологості у моноліті – 13.

Шар XIII – глини вуглисті, темно-сірі й темно-коричневі, каолінітові з незначною домішкою гідрослюди та численними включеннями лігніту. Вуглисті глини являють собою породу, перехідну між вугіллям й глинами.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 9%, повна вологоємність – 6%, максимальна вологоємність – 5%, межа пластичності – 7%, щільність – 3 г/см³, гранулометричний склад – 9, об'ємна вага – 8 г/см³, питома вага 10 г/см³, пористість – 6, компресійні властивості – 1, водостійкість – 3, коефіцієнт фільтрації – 1, межа міцності на стиск – 7 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 3; при капілярній вологості у моноліті – 4, по тріщині – 4. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 4, без капілярного зволоження – 4.

Шар XIV – глини опоковидні, сірі, темно-сірі й зеленувато-сірі, приховано-горизонтально-шаруваті з прошарками вуглистих глин і вапняків, з вуглецікованим детритом по нашаруванню, гідрослюдисті.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 34%, повна вологоємність – 33%, максимальна вологоємність – 23%, межа пластичності 31%, щільність – 13 г/см³, гранулометричний склад – 22, об'ємна вага – 36 г/см³, питома вага – 37 г/см³, пористість – 33, компресійні властивості – 2, набрякання – 12, водостійкість 12. Опір зрушенню у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 4; при капілярній вологості по моноліту – 14, по тріщині – 14. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 13, без капілярного зволоження – 14.

Шар XV – діатоміти сірі, ясно-сірі, зеленувато-сірі й коричнювато-сірі. Легкі, нешаруваті й прихованошаруваті, що містять до 80 – 95% кремнезему. Складаються вони із дрібних слабко й міцно зцементованих часток, зустрічаються пухкі різниці, міцність яких трохи вище міцності опоковидних глин; міцні, схожі на породи напівскельного типу. Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 25%, повна вологоємність – 14%, максимальна вологоємність – 18%, межа пластичності – 14%, щільність – 10 г/см³, гранулометричний склад – 25, об'ємна вага – 24 г/см³, питома вага – 36 г/см³, пористість – 14, компресійні властивості – 1, набрякання – 1, водостійкість 3, коефіцієнт фільтрації – 1, межа міцності на стиск – 18 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 19, по тріщині – 5, при капілярній вологості у моноліті – 10, по тріщині – 10. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 2, без капілярного зволоження – 2.

Шар XVI – карбонатно-гіпсові породи, представлені знизу вверх гіпсами, карбонатно-гіпсовими, гіпсово-карбонатними й карбонатними різновидами (доломітами, вапняками, мергелями). У їх товщі залягають невитримані за площею й потужністю 1 – 3 прошарки міцних карбонатних порід потужністю 0,1 – 0,5 м, найчастіше – 0,2 м. Місцями потужність прошарка досягає 1 – 2 м. Мергелі й гіпсово-карбонатні породи містять самородну сірку. Характеризуємі породи відносяться до напівскельних.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 39%, об'ємна вага – 42 г/см³, компресійні властивості – 1, межа міцності на стиск – 23 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості – у моноліті – 11.

Шар XVII – піски, за фізико-механічними властивостями істотно не відрізняються від пісків, що складають шари XIX й XXI.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 12%, повна вологоємність – 12%, максимальна вологоємність – 16%, межа пластичності – 3%, щільність – 7 г/см³, гранулометричний склад – 17, об'ємна вага – 12 г/см³, питома вага – 19 г/см³, пористість – 7, водовіддача – 9, коефіцієнт фільтрації – 7, кут природного укусу – 8, межа міцності на стиск – 1 кг/см². Опір зсуву у випадку природного складання при капілярній вологості у моноліті – 7. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 7, без капілярного зволоження – 7.

Шар XVIII – вугілля Основного горизонту, темно-коричневе з численними залишками лігніту, більш щільні різниці чергуються з пухкими.

Основні його фізико-механічні властивості: природна вологість – 94%, об'ємна вага – 94 г/см^3 , межа міцності на стиск – 74 кг/см^2 . Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 24.

Шар XIX – піски сірі й темно-сірі, в залежності від вмісту вуглистою матеріалу – кварцові, на контактах із вугіллям – частіше вуглисті з малопотужними прошарками глинистих пісків і піщаних глин.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 48%, повна вологоємність – 49%, максимальна вологоємність – 62%, межа пластичності – 1%, щільність – 8 г/см^3 , гранулометричний склад – 65, об'ємна вага 45 г/см^3 , питома вага – 63 г/см^3 , пористість – 7, водовіддача – 51, коефіцієнт фільтрації – 57, кут природного укосу – 50, межа міцності на стиск – 2 кг/см^2 . Опір зсуву у випадку природного складання при капілярній вологості у моноліті – 8. У випадку порушеного складання при капілярному зволоженні – 8, без капілярного зволоження – 8.

Шар XX – глини темно-сірі й зеленувато-сірі, з рослинними залишками й включеннями піриту, із прошарками вуглистих глин.

Основні фізико-механічні властивості: природна вологість – 7%, повна вологоємність – 2%, максимальна вологоємність – 20%, межа пластичності – 19%, гранулометричний склад – 23, об'ємна вага – 6 г/см^3 , питома вага – 20 г/см^3 , водостійкість – 4, водовіддача – 1, межа міцності на стиск – 9 кг/см^2 . Опір зсуву у випадку природного складання при природній вологості у моноліті – 4.

Шар XXI – піски, за гранулометричним складом й фізичними властивостями істотно не відрізняються від пісків шару XIX.

Основні їх фізико-механічні властивості: природна вологість – 38%, повна вологоємність – 47%, максимальна вологоємність – 52%, межа пластичності – 3%, гранулометричний склад – 60, об'ємна вага – 45 г/см^3 , питома вага – 60 г/см^3 , водовіддача – 47, коефіцієнт фільтрації – 57, кут природного укосу – 57.

II.4.2. Встановлення параметрів неробочого борту кар'єру

II.4.2.1. Розрахунок параметрів уступів

Основними показниками, що характеризують стійкість і деформацію гірських порід під навантаженням, є їх механічні властивості (міцнісні показники). Під дією зовнішніх навантажень й власної ваги у масиві гірських порід виникають внутрішні напруження. Зовнішніми навантаженнями при веденні відкритих гірничих робіт є відвали, що розташовані на бортах кар'єрів, а також маса гірничо-транспортного устаткування.

Екскавація порід виймально-навантажувальними машинами впливає на стійкість укосів уступів. Цей вплив оцінюється двома факторами:

- формою укосу уступу у результаті екскавації;
- величиною навантаження уступу, що викликане масою екскаватора.

Одним з основних методів боротьби зі зсувами й обваленнями породи є створення стійких укосів. На цей час запропоновано й застосовується велика кількість методів розрахунку стійкості уступів, які узгоджуються з практикою й

грунтуються на теоретичних положеннях механіки гірських порід. Більшість із них засновані на граничній рівновазі гірського масиву уступу. За характером поверхні їх можна розділити на дві групи:

I. Методи, що засновані на плоскій поверхні зрушення;

II. Методи, що засновані на криволінійній поверхні зрушення.

Ново-Дмитрівське родовище представлено м'якими породами, що мають шаруватий характер і складають мульду. Вихідними даними для визначення стійкого профілю укосів уступів є фізико-механічні властивості порід і геологічні умови залягання даного родовища. При цьому усі гірські породи, що характеризуються зчепленням, здатні зберігати до певної висоти стійкий вертикальний укіс. Для визначення його висоти найбільше поширення одержав метод І.А. Симвуді й В.В. Соколовського, за яким стійка гранична висота вертикального оголення порід H_{90} (м) визначається за формулою

$$H_{90} = \frac{2 \cdot C}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right); \quad (\text{II.21})$$

де C – зчеплення порід, т/м²; γ – об'ємна вага порід, т/м³; ρ – кут внутрішнього тертя, град.

Розрахункові величини вертикального оголення порід Ново-Дмитрівського родовища за методом Симвуді-Соколовського представлені в табл. II.15.

Таблиця II.15

Розрахункові величини вертикального оголення гірських порід
Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

| Найменування порід (номер шару) | Критична висота уступу H_{90}^k , м |
|---------------------------------|---------------------------------------|
| Суглинки | 1,51 |
| Супісі | 1,21 |
| Глини піщані | 1,86 |
| Глини монтморилонітові (V) | 2,37 |
| Глини монтморилонітові (IX) | 1,05 |
| Піски | 0,72 |
| Глини вуглисті | 4,48 |
| Глини опоковидні | 1,92 |
| Діатоміти на глибину до 200 м | 3,33 |
| Вугілля (XVIII) | 1,55 |
| Вугілля (VII, XII) | 3,04 |

Крім наведеної формули, розрахунки проводяться також за величиною критичного вертикального оголення (рис. II.19).

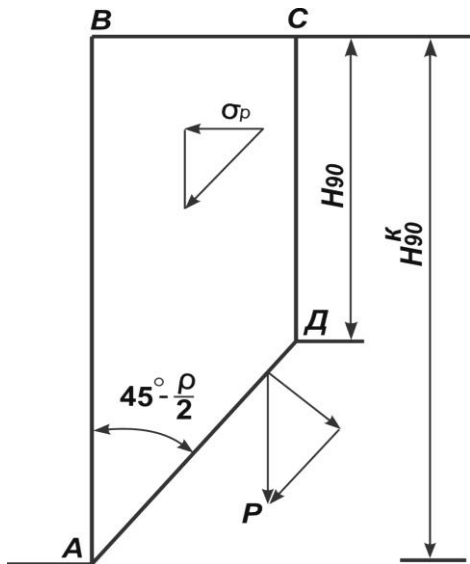


Рис. П.19. Схема до визначення критичної тимчасово стійкої висоти укосу порід

Для цього використовують методи:
за А.Г. Шапарем

$$H_{90}^k = H_{90} + 2ctg\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_p \cdot H_{90}}{\gamma}}; \quad (\text{П.22})$$

за Г.Л. Фісенко

$$H_{90}^k = H_{90} \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_p}{C} \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\rho}{2}\right)}\right). \quad (\text{П.23})$$

де σ_p – опір порід на розтягнення, т/м².

Розрахункові дані вертикального оголення порід наведені у табл. П.16. При розрахунку висоти уступу враховувалося пологонахилене залягання шарів м'яких порід.

Крім того, висоту уступу можна визначити за розрахунковою схемою, представленою на рис. П.20.

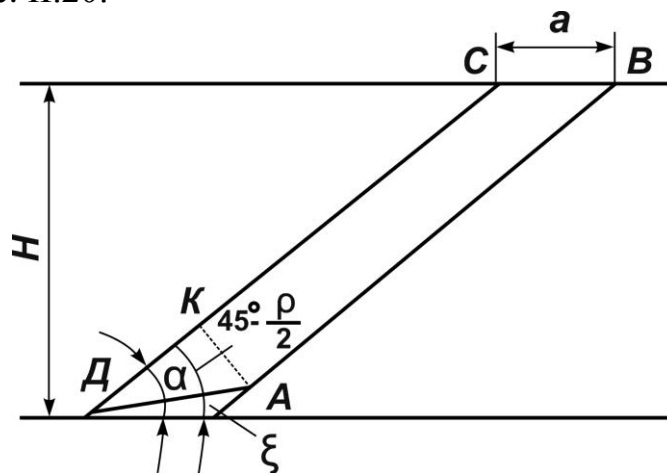


Рис. П.20. Схема до розрахунку граничної висоти уступу із різнотипових порід, заукошеного по їх нашаруванню

Призма ABCD перебуває у рівновазі під дією сил тертя по поверхні АВ, а також сил тертя й зчеплення по поверхні АД, нахиленої до поверхні укосу (до

нашарування) під кутом $\left(\alpha = 45^\circ - \frac{\rho}{2}\right)$. З іншого боку, масу призми ABCD Q (кг) із достатньою точністю можна вважати рівною

$$Q = a \cdot H^k \cdot \gamma \quad (\text{II.24})$$

Призма ABCD давить на основу по напрямку падіння шарів з силою A (Н)

$$A = a \cdot H^k \cdot \gamma (\sin \alpha - \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \rho'). \quad (\text{II.25})$$

де H^k – критична висота уступу, м.

Гранична рівновага, виходячи з умови появи площадок ковзання, забезпечується, якщо дотримуватися вимоги

$$a \cdot H^k \cdot \gamma (\sin \alpha - \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \rho') = a \cdot \sin \alpha \cdot 2C \cdot \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right). \quad (\text{II.26})$$

Вирішуючи це рівняння відносно H^k , одержимо

$$H^k = \frac{2 \cdot C}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right) \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \rho'}\right), \quad (\text{II.27})$$

або

$$H^k = H_{90} \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \rho'}\right). \quad (\text{II.28})$$

Таблиця II.16

Розрахунки вертикального оголення для порід Ново-Дмитрівського родовища

| Найменування порід (номер шару) | Значення H_{90} | |
|---------------------------------|-------------------|------------------|
| | За А. Г. Шапарем | За Г. Л. Фісенко |
| Суглинки | 5,26 | 4,15 |
| Супісі | 5,34 | 4,11 |
| Глини піщані | 6,63 | 5,22 |
| Глини монтморилонітові (V) | 9,16 | 7,15 |
| Глини монтморилонітові (IX) | 3,81 | 2,99 |
| Піски | 3,43 | 2,63 |
| Глини вуглисті | 17,33 | 13,52 |
| Глини опоковидні | 7,53 | 5,86 |
| Діатоміти на глибину до 200 м | 16,44 | 12,55 |
| Вугілля (XVIII) | 7,06 | 5,42 |
| Вугілля (VII, XII) | 13,62 | 10,48 |

Дані розрахунків стійкої висоти уступу наведені у табл. II.17. Залежності між величиною куту укосу й висотою уступу в м'яких породах наведені на рис. II.21. З них слідує, що кути укосів і висота уступів цілком відповідають вимо-

гам, що пред'являються до глинистих гірських порід (суглинків, піщаних глин, супісей) [94]. Однак, необхідно враховувати, що зміна фізико-механічних властивостей м'яких порід під впливом кліматичних умов та підземних вод може різко змінити робочі параметри уступів й потребує додаткових заходів для підвищення їх стійкості.

Таблиця П.17

Розрахункові показники висоти уступів окремих шарів породи
Ново-Дмитрівського родовища

| Основні породи Ново-Дмитрівського родовища (номер шару) | Показники | | |
|--|--------------|-----------------|-----------|
| | H_{90} , м | α , град | H^k , м |
| Суглинки | 1,51 | 31 | 13,00 |
| Супісі | 1,21 | 32 | 8,10 |
| Глини піщані | 1,86 | 33 | 10,20 |
| Глини монтморилонітові (V) | 2,37 | 33 | 13,07 |
| Глини монтморилонітові (IX) | 1,05 | 33 | 5,80 |
| Піски | 0,72 | 30 | 3,96 |
| Глини вуглисті | 4,48 | 33 | 24,00 |
| Глини опоковидні | 1,92 | 33 | 10,60 |
| Діатоміти на глибину до 200 м | 3,33 | 30 | 18,00 |
| Вугілля (XVIII) | 1,55 | 33 | 9,99 |
| Вугілля (VII, XII) | 3,04 | 33 | 16,78 |

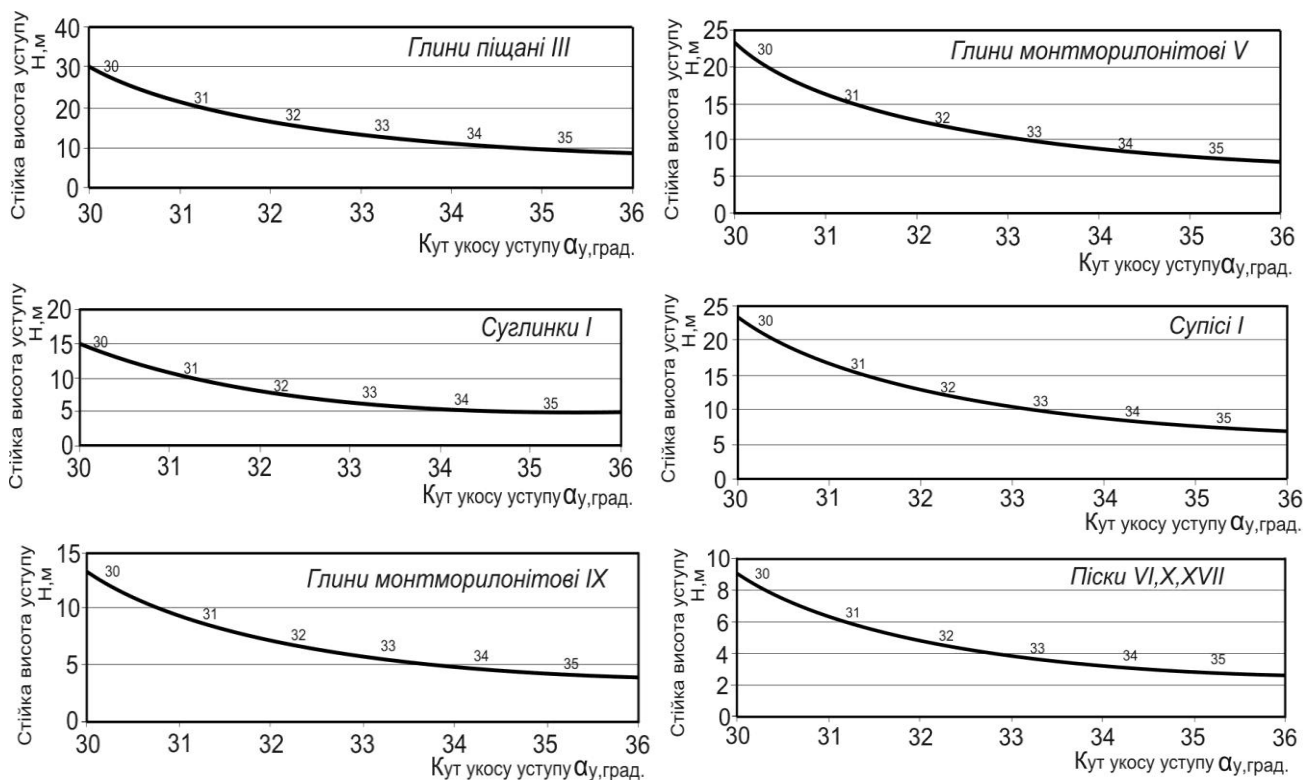
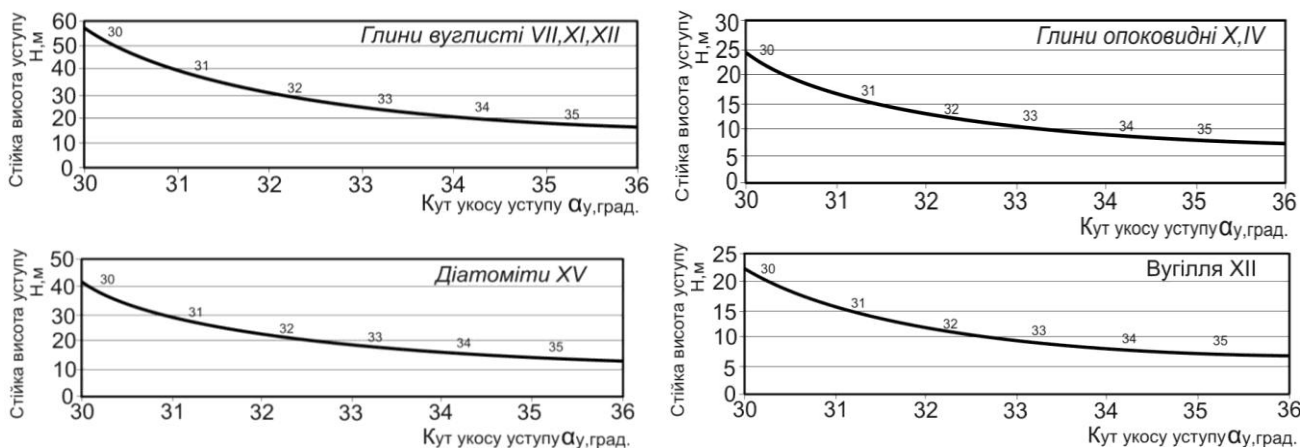


Рис. П.21. Графіки залежностей стійкої висоти уступу H (м) від кута укосу α , (град.)



Продовження рис. П.21.

П.4.2.2. Технологічні рішення, які забезпечують стійкість уступів

Забезпечення стійкості уступів і бортів кар'єру при розробці родовищ корисних копалин виконується технологічними та інженерно-технічними способами, а також проведенням якісного осушування масивів гірських порід та їх дренажу в період експлуатації. Усі заходи щодо забезпечення стійкості уступів для безпечного виконання гірничих робіт у кар'єрі класифікуються як заходи з управління станом гірського масиву [95].

Найбільш заощадливі способи управління станом гірського масиву пов'язані з технологічними рішеннями. До них можна віднести такі: маневрування гірничими роботами; раціональне розкриття й розкרוювання кар'єрного поля; зміна параметрів уступів і бортів, напрямку та швидкості посування фронту гірничих робіт.

Інженерно-технічні способи управління станом гірського масиву пов'язані із механічним закріпленням укосів уступів і бортів за допомогою використання різних конструкцій (шпонів, анкерів, контрфорсів, підпірних стінок), а також зміцнення масиву шляхом їх цементації, силікатизації та інших засобів. Зазначені інженерні методи використовують найбільш у масивах тріщинуватих твердих (скельних і міцних осадових) порід з несприятливою орієнтацією шаруватості, що падають у бік виробленого простору під кутом 20 – 30°, коли неможливо виполоджувати борт при роботах на глибоких горизонтах. У досліджуваних умовах Ново-Дмитрівського родовища ці ознаки до застосування відсутні. Осушування масивів гірських порід та їх дренаж теж є конкурентоздатним варіантом поряд з технологічними способами управління. Отже до порівняння потрібно прийняти зазначені два способи управління стійкістю укосів на кар'єрі.

Сутність керування гірничими роботами полягає у тісному взаємозв'язку технологічної схеми розробки родовища із фактичною стійкістю уступів і бортів. Маневрування гірничими роботами проводиться у межах усього родовища або його частини. Сюди включаються такі технологічні прийоми як дотримання черговості відробки родовища, зміна напрямку посування фронту гірничих робіт і зміна параметрів уступів.

Оцінюючи ці складові технологічних способів управління стійкістю уступів і бортів, можна зазначити, що вони будуть застосуватися при експлуатації родовища з дотриманням встановленого загального коефіцієнта ефективності – мінімального поточного значення собівартості добування. Виключення становить зміна параметрів уступів, оскільки відповідно до них, наприклад висоти, підбирається основне виймально-навантажувальне обладнання. А тому зі зміною висоти уступів, що розробляються, необхідно буде переходити на використання інших типів екскаваторів у процесі поглиблення кар'єру. Така зміна пов'язана з великими капіталовкладеннями. Тому не може бути рекомендована до застосування на Ново-Дмитрівському кар'єрі.

Особливе значення має розміщення розкривних виробок. Щоб забезпечити безаварійну експлуатацію зовнішніх розкривних траншей на протязі усього терміну існування кар'єру їх доцільно розташовувати у масиві із найбільш стійкими породами. Для розміщення стаціонарних внутрішніх напівтраншей – з'їздів у практиці відкритих розробок використовують ділянки масиву із падінням шарів та поверхнею ослаблення у їхню сторону. При цьому, розробка кар'єрного поля розпочинається з тієї його частини, де існують найбільш сприятливі умови. Потім освоєнню підлягають масиви, які складаються із слабких літологічних різновидів і мають структурні ослаблення з тим, щоб скоротити термін стояння їх укосів. На думку фахівців [4, 43, 45, 51, 52, 94-96] спосіб управління стійкістю укосів шляхом керування гірничими роботами найбільш доцільно застосувати при відробці мульдopodobних родовищ, яким є й Ново-Дмитрівське.

При виборі схеми розкриття та системи розробки родовища вирішальне значення на стійкість укосів виявляє кут нахилу покладу. Горизонтальне його залягання, у тому числі й шарів покривних порід, не будуть здійснювати вирішального значення на стійкість укосів. Параметри уступу чи борту у такому разі доцільно регулювати екскаваторами, змінюючи висоту укосу. З економічної точки зору на потужних кар'єрах краще застосовувати екскаватори, які можуть розробляти більш високі уступи. Отже, на Ново-Дмитрівському родовищі на ділянках де кут падіння пластів має горизонтальне залягання, доцільно розробку вести уступами із максимальними за висотою стійких укосів.

При пологому заляганні шарів (кут їх нахилу від 6 до 15°) поклади частіше розробляються за напрямком падіння. Це знижує число проявів деформування укосів. Тому таку технологічну схему необхідно розглянути для досліджуваних умов.

Якщо ж розробку родовища з пологим заляганням шарів вести за напрямком їх підйому, то підвищується вірогідність виникнення зсувів по поверхням ковзання, які формуються за нашаруванням порід. У практиці відкритих гірничих робіт для попередження такі деформації укосів на підшві уступів, споруджують тимчасові контрфорси із порід розкриву або ж підпірні призми. Використовуються для цього скельні чи напівскельні породи, які мають більшу вагу та добре фільтрують воду, що буде стікати по укосі або височуватися із нього. У досліджуваних умовах такий породний матеріал у товщі порід розкриву відсутній. Тому ці заходи будуть значно обтяжливими для кар'єра, якщо скельні та

напівскельні породи підвозити ззовні за декілька сот кілометрів та у великій кількості.

Значно привабливішим для зазначених умов є застосування способу керування гірничими роботами шляхом зміни напрямку посування фронту гірничих робіт. Такі зміни напрямку виконуються шляхом зміни напрямку переміщення гірничих робіт від паралельного до посування за віялом або діагонально, відповідно до несприятливої орієнтації поверхонь ослаблень.

При використанні стрічкових конвеєрів для транспортування порід обов'язковою умовою їх безаварійної та продуктивної роботи є прямолінійне розміщення ставів у плані, що особливо важливо для вибійних конвеєрів, які періодично переміщуються услід за посуванням фронту гірничих робіт. У таких технологічних схемах більш сприятливим буде посування фронту гірничих робіт по віялу. Діагональне переміщення фронту гірничих робіт також можливе, але потребує, як мінімум, двох вузлів перевантажування порід на вибійному конвеєрі. Така конструкція вибійного конвеєра має меншу надійність роботи, ніж попередньо розглянута. Також ускладнюється організація пересування цього конвеєра та зменшується його продуктивність.

На зсувних ділянках борту кар'єра, де використання вищенаведених способів управління стійкістю укосів бортів не приводить до постійних позитивних результатів, застосовуються заходи з керованим обрушенням та зсувопроявленням укосів [53]. Технологічні схеми, у яких застосовуються такі заходи, необхідно чітко планувати, щоб використовувати обладнання зі зменшеними параметрами та яке не пов'язане із жорсткою залежністю їх параметрів від висоти та кута нахилу уступів. На деяких підприємствах із складними гідрогеологічними умовами використання технологічних схем із керованим обрушенням уступів економічно вигідно, тому що скорочуються такі технічні показники на розробку порід як питома металоємність виймально-навантажувального обладнання, кількість робочих площадок на борту, енергоємність гірничих робіт, собівартість розробки 1 м³ гірничої маси.

Забезпечення стійкості уступів і бортів у кар'єрі може супроводжуватися також шляхом здійснення якісного попереднього осушування родовища та дренажу в період експлуатації [97]. За даними Фісенка Г.Л., Мироненка В.А. [42, 43, 94, 98, 99] та інших авторів стійкість укосів на родовищах, які складаються із м'яких, зв'язних, незцементованих твердих глинистих та розпушених незв'язних і слабозцементованих порід, у значній мірі залежить від наявності підземних вод. Для підвищення стійкості бортів у таких випадках потрібно знизити напір води до безпечної величини та зменшити приток її до кар'єру. З урахуванням результатів виконаних досліджень [97-99] слід зауважити, що в умовах розглядаємого родовища потрібно буде застосувати попереднє осушування (випереджаючі дренажні системи), а також використовувати паралельну дренажну систему. При цьому можна буде знизити приток води до величини 200-300 м³/годину. У цих умовах параметри стійких укосів уступів і бортів можна прогнозувати у межах, що наведені вище.

З урахуванням вищенаведеного до детальнішого обґрунтування параметрів розкриття Ново-Дмитрівського родовища слід прийняти наступні технологічні рішення:

- розміщення виробок розкриття (капітальних і розкривних траншей) уздовж різних меж родовища – навхрест простяганню покладів вугілля та за його простяганням;
- застосування виймально-навантажувального обладнання, яке може відробляти максимальні за висотою уступи із стійкими укосами;
- розробка пологих ділянок родовища із посуванням борту за напрямком падіння;
- розробка пологих ділянок родовища за напрямком їх підйому з маневруванням гірничими роботами;
- розробка похилих ділянок родовища з використанням керованого обрушення високих уступів.

II.4.2.3. Орієнтування напрямку посування розкривних уступів у межах кар'єрного поля

На бокових ділянках мульди Ново-Дмитрівського родовища шари порід залягають під кутами до $15 - 20^\circ$. Тому в разі відробки родовища кар'єром 1-ї черги (від південно-західного контуру до північно-східного) фронт гірничих робіт спочатку буде посуватися за напрямком падіння шарів. У середній частині мульди він проходить по пологій їх ділянці, а біля північно-східного контуру відробка проводиться за напрямком підйому (рис. II.22).

Технологічно при розробці родовища за напрямком падіння стійкість уступів буде забезпечена в умовах підтримування укосу робочих уступів у межах до 50° по суглинках і супісках, $40 - 45^\circ$ – по монтморилонітових глинах, $30 - 35^\circ$ по вуглистих глинах та 40° – по вугіллю. Фронт робіт буде переміщуватися паралельно. Аналогічна технологія розробки використовується на центральній ділянці покладу (мульди). Тут кути укосу уступів витримуються на $3 - 5^\circ$ меншими.

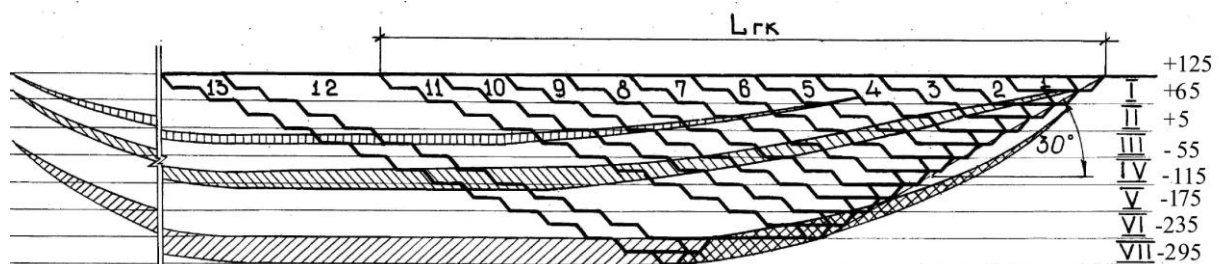


Рис. II.22. Схема пошарового розкриття горизонтів Ново-Дмитрівського родовища

Відробка шарів породи у напрямку їх підйому є найбільш безпечною. Для забезпечення необхідної стійкості укосів на уступах можна змінити напрямок фронту гірничих робіт. Західне його крило слід посувати швидше за східне на $20 - 30$ м/рік. Тоді утвориться випередження західного крила, фронт гірничих робіт на ділянці № 1 кар'єру орієнтується під кутом $10 - 12^\circ$ відносно вісі му-

льди за простяганням. Таке випередження здійснюється однією західною шириною 50 – 60 м від центру фронту до західного торця, а потім ще однією західною такої ж ширини розробляють від точки, що знаходиться західніше на 0,75 повної довжини фронту до західного торця. Технологія розробки борту та схема відпрацювання шарів породи за напрямком їх підйому наводиться нижче (рис. П.23). При цьому, відробка північної частини кар'єру № 1 виконується завдяки повороту фронту гірничих робіт у північно-західну сторону.



Рис. П.23. Схеми відпрацювання північної частини мульди родовища у напрямку підйому шарів з переміщенням фронту гірничих робіт довжиною $L_{фр}$ по віялу; ПівЗ – північно-західне крило фронту гірничих робіт; ПдС – південно-східне його крило; а, б, в – фрагменти відпрацювання борту кар'єру роторними екскаваторами

При відпрацюванні кар'єру № 2 поворот лінії фронту гірничих робіт рекомендується здійснювати по північному крилу, а відробку кар'єра № 3 виконувати з поворотом лінії фронту на південному крилі фронту гірничих робіт. На цих ділянках фронту гірничих робіт кут підйому шарів порід більший на 5 – 8° ніж на протилежних. Відробка борту за віялом з випередженням посування лінії фронту гірничих робіт на крилі, що має більший кут підйому, дозволяє створити ефект „зажимання” борту в більш небезпечному за оповзнепроявленням місці фронту. Ці заходи посилять ступінь запасу стійкості борту.

П.4.2.4. Розрахунок параметрів неробочих бортів

Властивостями гірських порід, що є найбільш важливими з визначення параметрів стійкості бортів для кар'єрів значної глибини, є міцність порід у зразку, характер і ступінь тріщинуватості, вивітрюваність (стійкість) і розчинність, схильність до пластичних деформацій (повзучості). Залежно від цих властивостей усі гірські породи розподілені на п'ять груп [2]. Ново-Дмитрівське родовище відноситься до третьої групи за класифікацією. Загальні характеристики даної групи порід наведені нижче.

Група слабких (глинистих) порід є найбільш різноманітною. Основними властивостями цих порід є схильність до пластичних деформацій у бортах, чим вони якісно відрізняються від порід другої й четвертої груп, що є твердими.

Механічні властивості гірських порід, особливо порушеної структури (відвали) або зв'язані, розподіляють на тверді й м'які. До твердих відносяться породи міцні, середньої міцності й частина глинистих порід зі зчепленням понад 8 – 10 кг/см². Тверді породи у основному характеризуються тим, що у відвалах практично будь-якої висоти вони не піддаються злежуванню.

М'які глинисті породи (зчеплення менш 8 – 10 кг/см²) у водонасиченому стані мають вологість понад 10%, у відвалах – злежуються й здобувають стійкість; при деякій висоті відвалу ущільнюються, переходять у двофазний стан і можуть оповзати.

Стійкість неробочих бортів Ново-Дмитровського кар'єру обумовлюється потужністю окремих шарів, які складені переважно піщаними підвугільними породами. Кути укосів бортів визначаються відповідно до фактичних кутів падіння шарів і становлять на південно-західній стороні – 18 – 22°, на північно-східній – до 30°. Стійкість їх обґрунтована шляхом виконання наступних розрахунків:

- визначення стійкості укосу при фактичних кутах падіння шарів порід здійснено не менше чим по трьом профільним поперечним перерізам;
- визначення стійкості неробочого борту виконано з урахуванням тривалої міцності порід.

Вихідні значення міцностних характеристик масиву для вказаних розрахунків визначалися відповідно до паспортів міцності порід природного походження з урахуванням коефіцієнта структурного ослаблення. Відносно знайденим у такий спосіб значенням зчеплення й кута внутрішнього тертя обчислювалися їхні середньозважені значення для всієї розрахункової товщі порід.

У розрахунках стійкості бортів з урахуванням поверхні ослаблення у масиві міцність породи визначалася за паспортом, побудованим за результатами випробувань на зрушення зразків по заздалегідь підготовленій поверхні. Ці ж характеристики приймалися при визначенні стійкості бортів з урахуванням гідростатичного зважування. У всіх розрахунках використовувалася відповідна середньозважена об'ємна вага.

У межах Ново-Дмитрівського родовища було виділено 4 зони, що характеризуються подібними геологічною будовою розкривної товщі порід та інженерно-геологічними умовами розробки (рис. II.24). Їх характеристика наведена нижче.

Зона I. Породи розкриву контурних ділянок представлені у основному піщаними глинами й пісками харківської свити (піщана зона) з невеликою питомою вагою четвертинних суглинків й опоковидних глин. Обсяг зони становить приблизно 10% площі родовища.

Зона II. Породи розкриву приконтурних ділянок представлені монтморилонітовими й опоковидними глинами й діатомітами, що перешаровуються глинистими пісками, з незначним вмістом у перерізі четвертинних суглинків і гліоценових піщаних глин. Площа зони досягає 10%.

Зона III. Породи розкриву середніх ділянок представлені монтморилонітовими, вуглистими й опоковидними глинами й діатомітами з невеликою питомою вагою суглинків і піщаних глин (глиниста зона). Обсяг зони становить приблизно 40% площі родовища.

Середньозважені показники фізико-механічних властивостей порід
Ново-Дмитрівського родовища

| Найменування показників | Од. вим. | Зони з подібною геологічною будовою | | | |
|-------------------------|------------------|-------------------------------------|------|------|------|
| | | I | II | III | IV |
| Верхня частина товщі | | | | | |
| Кут внутрішнього тертя | град | 11 | 11 | 12 | 18 |
| Зчеплення | т/м ² | 11,2 | 8,4 | 7,7 | 7,8 |
| Об'ємна вага | т/м ³ | 1,79 | 1,78 | 1,8 | 1,88 |
| Нижня частина товщі | | | | | |
| Кут внутрішнього тертя | град | 28 | 29 | 28 | 27 |
| Зчеплення | т/м ² | 17,1 | 11,9 | 15 | 15,4 |
| Об'ємна вага | т/м ³ | 1,41 | 1,37 | 1,25 | 1,58 |

Графіком користуються у наступному порядку. Визначають величину H_{90} . По заданому куті укосу визначається висота уступа. На осі абсцис приймається заданий кут α_y . По ординаті, що відповідає цьому куту, проводиться лінія до кривої, що відповідає заданому куту внутрішнього тертя ρ . На осі ординат визначають умовну висоту укосу H' . Величину H' множать на величину H_{90} й у такий спосіб одержують стійку висоту неробочого борту (табл. П.19).



Рис. П.25. Графік залежності між висотою плоско-го укосу H' (м) і його кутом α_y (град.) для різних значень розрахункових характеристик неробочого борту кар'єру

Значення граничної висоти неробочого борту кар'єра

| Зона | H_{90} , м | α , град | H' , м | H , м |
|----------------------|--------------|-----------------|----------|---------|
| Верхня частина товщі | | | | |
| I | 0,04 | 21 | 8 | 0,32 |
| II | 0,03 | 21 | 8 | 0,24 |
| III | 5,67 | 21 | 9,1 | 51,59 |
| IV | 4,12 | 21 | 25 | 103,0 |
| Нижня частина товщі | | | | |
| I | 20,13 | 35 | 19 | 382,49 |
| II | 30,46 | 35 | 22,8 | 694,48 |
| III | 19,92 | 35 | 19 | 378,48 |
| IV | 4,25 | 35 | 15,8 | 67,15 |

З урахуванням отриманих даних попередньо визначаються параметри неробочого борту. При цьому загальний кут укосу складе 29° . Висота борту 380 м, верхня частина товщі порід розкриву становить 100 м.

П.4.3. Встановлення стійких параметрів робочого борту кар'єру

Параметри стійкого робочого борту кар'єру визначають шляхом послідовного виконання наступних розрахунків.

1. Встановлюють значення результуючих кутів укосу бортів за трьома профільними перетинами при розробці кар'єрного поля у північно-східному напрямку (уздовж мульди).

2. Те ж – при розробці у південно-західному напрямку (уздовж мульди).

3. Те ж – по центральному перетину при розробці у південно-східному напрямку (поперек мульди).

4. Встановлюють висоту навантажених уступів, складених однорідними породами.

5. Розраховують стійкість борту з урахуванням поверхонь ослаблення.

Вихідні значення міцностних характеристик так само, як і для неробочого борту, визначають на паспортах міцності порід шляхом природного додавання стійкості з урахуванням коефіцієнта структурного ослаблення. При розрахунку значень укосів робочого борту кар'єра був прийнятий коефіцієнт запасу – 1,3. Розкривна товща порід також була розділена на дві частини: верхню й нижню. Розрахунок стійкості робочих бортів кар'єру виконувався з урахуванням наступних умов:

– визначення параметрів борту кар'єра без урахування ослаблення у ґрунті;

– визначення можливості обвалення окремих уступів робочого борту по ослабленим контактам.

Для розрахунку стійкості робочих бортів за першої умови були використані залежності їхньої висоти від значення кута нахилу борту, що установлені ВНДМІ. Сутність розрахунку по другій умові складалася у визначенні показників граничної рівноваги при заданому коефіцієнті запасу стійкості за декілько-

ма імовірними поверхнями ковзання (рис. П.26). Розрахунки виконувалися із використанням наведених вище залежностей.

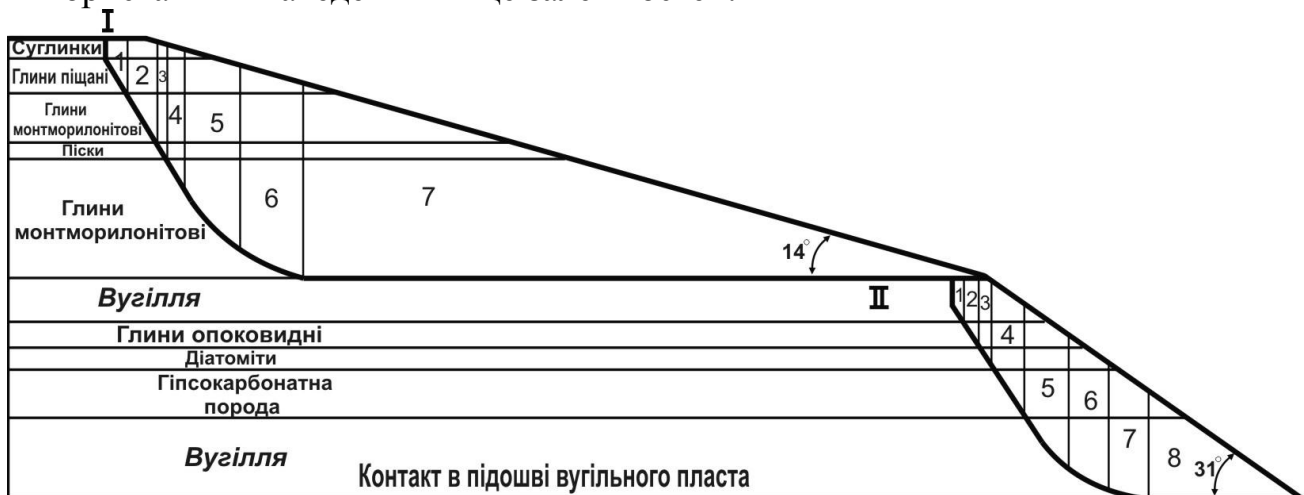


Рис. П.26. Схема щодо розрахунку стійкості робочого борту Ново-Дмитрівського кар'єру з урахуванням ослаблень у покрівлі й підшві вугільних шарів з коефіцієнтом запаса стійкості 1,3

З метою визначення допустимих навантажень від маси устаткування й безпечних відстаней від нього до верхньої брівки уступів були виконані розрахунки стійкості укосів навантажених уступів (рис. П.27).

Розрахунки стійкості робочих бортів виконані відповідно до можливих варіантів розкриття й розробки родовища уздовж декількох профільних перетинів, три з яких розташовуються поперек мульди й один – уздовж неї (профільні перетини показані на погоризонтних планах). У результаті розрахунків установлені граничні положення бортів, при яких подальше відпрацювання кар'єру в північно-східному або південно-західному напрямку стає неможливим за умовами оповзання робочого борту по нижньому контактному шарі у підшві Основного вугільного горизонту. Ці граничні положення бортів визначаються положенням точок A_1 й A_2 на профільному перетині IX-IX' (рис. П.28).

При посуванні робочого борту в північно-східному напрямку відпрацювання можливо вести доти, поки нижня брівка борту сполучиться із точкою A_1 . Починаючи із цієї точки стійкість північно-східного робочого борту не буде забезпечена. При розробці у зворотному південно-західному напрямку, граничне положення нижньої брівки укосу в плані відповідає точці A_2 .

По усім трьом розрахунковим профілям величина водного напору в самій нижній позначці підшви Основного вугільного горизонту не повинна перевищувати 30 м. На рис. П.28 показана розрахункова депресійна крива, що знайдена за методикою ВНДМІ. З огляду на складність геологічної будови родовища, рекомендується на весь період його експлуатації враховувати найбільш низькі розраховані значення кутів укосів робочих бортів: для верхньої частини товщі – 12° , для нижньої частини – 26° . Результуючий кут укосу прийнято 15° .

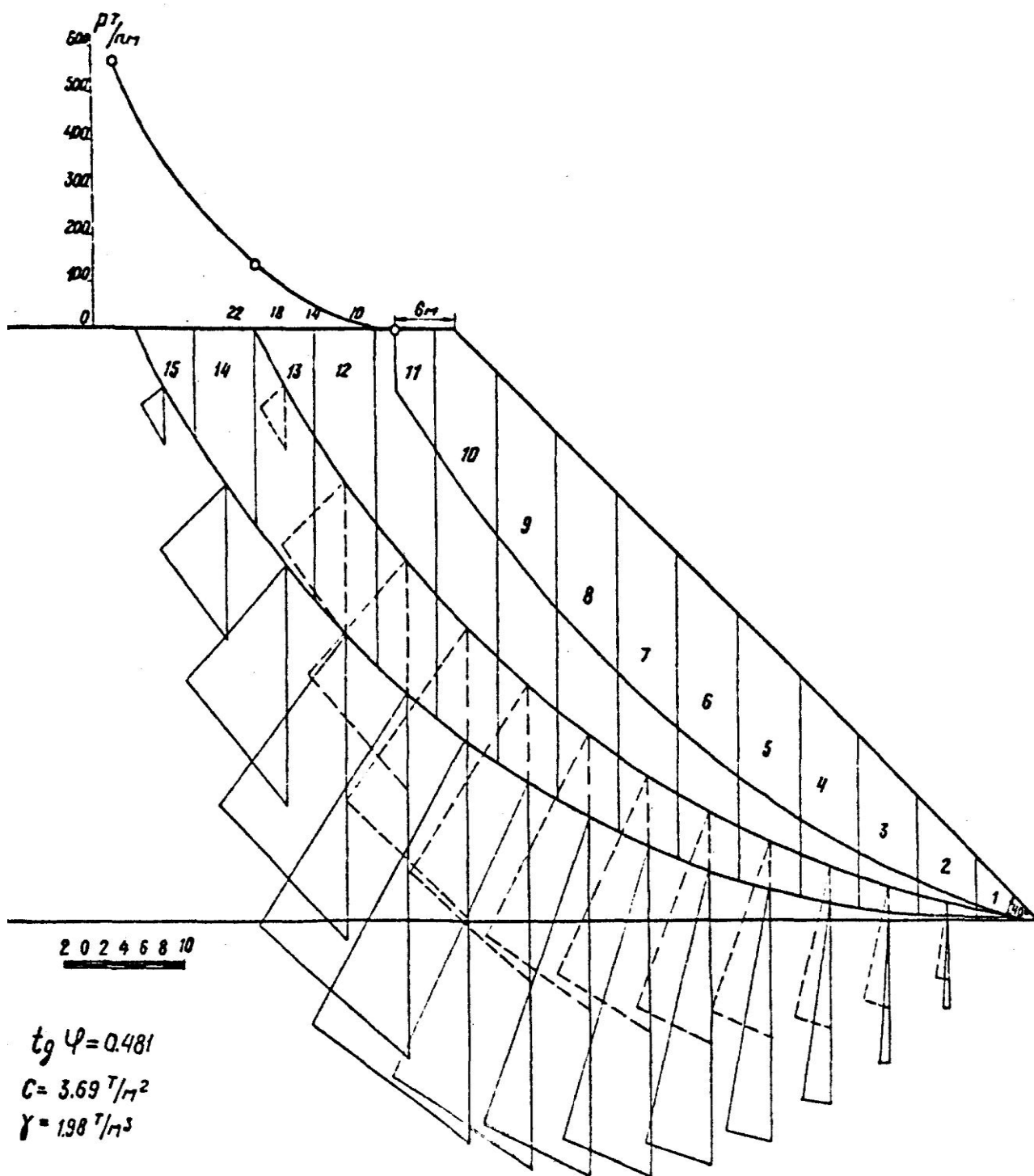


Рис. П.27. Дія сил зрушення при розрахунку доцільного навантаження на верхню площадку уступа

У процесі визначення стійкості робочих уступів були отримані залежності їхньої висоти H (м) від кута укосу α_y (град) для усіх основних літологічних різновидів порід. Залежності параметрів уступів для неробочих і робочих бортів однакові (див.рис.П.21). За аналогією із породами Дніпровського буровугільного басейну з використанням їх фізико-механічних властивостей, визначені кути укосу бортів кар'єру й породних відвалів (табл. П.20).

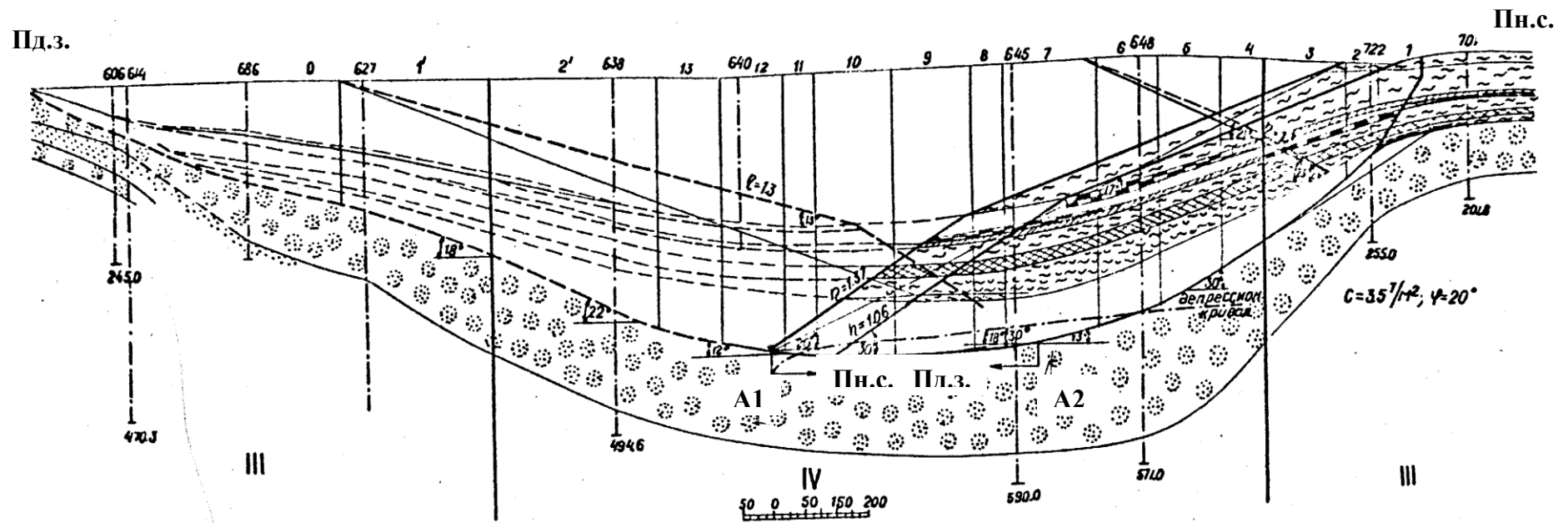


Рис. П.28. Схема до розрахунку стійкості робочого борту кар'єру із урахуванням ослаблень поверхні у основі Основного вугільного пласта (по профільній лінії ІХ-ІХ')

Кути укосів бортів Ново-Дмитрівського кар'єру й породних відвалів

| Найменування укосів | Загальна висота, м | Загальний кут укосу, град | Примітка |
|---|--------------------|---------------------------|----------------------------|
| Укіс у четвертинних і полтавських суглинках та глинах | 50 | 32° | |
| | 150 | 18° | |
| | 270 | 14° | |
| Укіс борту кар'єру при максимальному поглибленні гірничих робіт | 385 | 16° | |
| Укіс породних відвалів | 50 | 30° | Без обліку похилої підошви |

Кути укосів бортів кар'єру й породних відвалів визначалися для умов попередньо осушених порід. Коефіцієнт запасу стійкості приймався для бортів кар'єру – 1,3; для породних відвалів – 1.1.

П. 4.4. Дослідження стійкості відвалів порід розкриву

Фактори, що визначають стійкість відвалів, як і для природних масивів гірських порід, підрозділяються на природні: геологічні, інженерно-геологічні, гідрогеологічні й фізико-географічні, а також техногенні, до яких відносяться диференціація порід у процесі їхнього розміщення у відвалі, застосовуване гірничо-транспортне устаткування, інтенсивність ведення відвальних робіт, а також динамічні й статичні навантаження. При оцінці стійкості відвалів враховується те, що кут внутрішнього тертя піщано-глинистих порід – величина неперемінна. Під впливом різних факторів, у першу чергу під впливом води, вона може змінюватися у широких межах, переважно зменшуватися у часі, викликаючи тим самим зниження висоти стійкого відвалу.

Міцність порід підошви відвалу також багато у чому визначає їхню стійкість. Цей фактор проявляється тоді, коли міцність порід, що складаються у відвалі, перевищує міцність гірських порід у його основі, тому що у протилежному випадку стійкість укосів буде визначатися параметрами опору зрушенню самого відвалу й деформації не будуть поширюватися нижче його підошви. Деформація відвалів на підошвах з малою несучою здатністю проявляються у вигляді їхнього осідання або із видавлюванням порід підошви чи у вигляді зсувів, які захоплюють й нижчі породи.

Для оцінки стійкості відвалів Ново-Дмитрівського кар'єру прийняті характеристики порід, що виконані інститутом УкрНДІпроект у звичайних зрізних приладах випробування на зрушення розкритих порід шляхом порушеного складування при капілярному насиченні й без нього. Для цього зразки породи дробилися до 2 – 5 мм, потім ущільнювалися у приладах попереднього заповнення під навантаженнями від 0,5 кг/см² до межі, при якій не відбувався відтік

води при ущільненні. Після чого зразки зрізалися при нормальних навантаженнях.

Оцінка стійкості відвалів, складених різними породними сумішами, визначалася по найнебезпечнішим у зсувному відношенні напрямкам й найбільш імовірною комбінацією порід у сумішах. Це встановлювалося за паспортами міцності вже випробуваних однорідних розпушених порід. Обрані комбінації породних сумішей були випробувані у компресійних й зрізних приладах. За результатами випробувань були знайдені залежності, що характеризують відмінність зразків по значеннях опору зсуву породних сумішей від однорідних порід. Коефіцієнт розпушення порід у відвалах визначався шляхом компресійних випробувань найбільш імовірних породних сумішей.

На підставі визначення залежності результуючого кута укусу від висоти відвалу Інститутом УкрНДІпроект розрахований графік зміни його величини (рис. П.29) при обумовлених вихідних даних і передумовах. За розрахункові дані прийняті паспорти міцності монтморилонітових глин шару V без і при капілярному зволоженні, побудовані по руйнуючих дотичних напруженнях. Прийнято, що відвал буде складатися із породних сумішей, міцність яких при існуючому кількісному співвідношенні порід у розкривній товщі кар'єру відповідає міцності найбільш слабкої монтморилонітової глини шару V.

Об'ємна вага прийнята як середньозважена для основних порід порушеного розкриття шляхом додавання показників при природній вологості. Залежність об'ємної ваги для природної суміші від стискаючих навантажень виявилася близькою до монтморилонітових глин шару V при природній вологості. Коефіцієнт запасу стійкості, відповідно до рекомендованого, прийнятий рівним 1,2. Форма укусу відвальних ярусів прийнята пласкою, основа відвалів – горизонтальною.

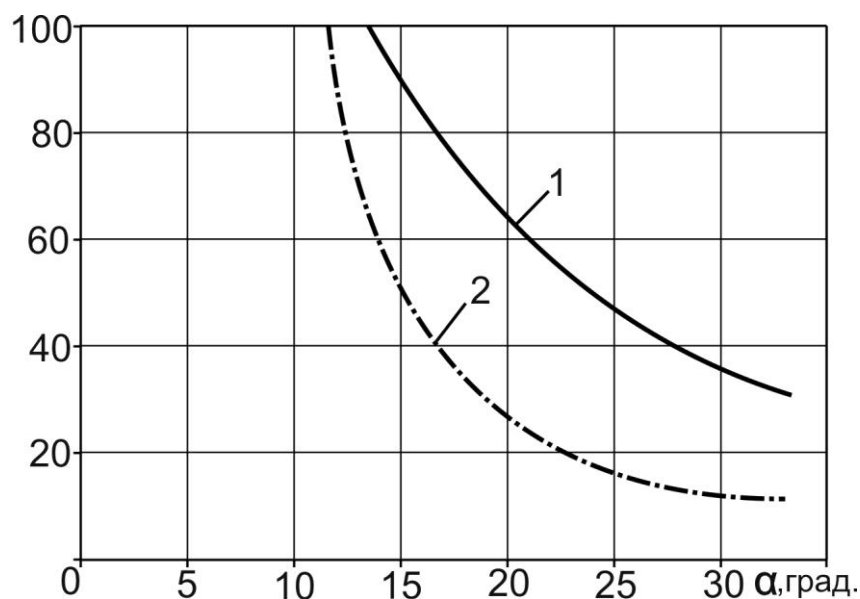


Рис. П.29. Графік залежності висоти відвалу від результуючого кута його укусу:
1 – відвальні суміші або монтморилонітові глини природної вологості;
2 – капілярно-зволожені породні суміші або монтморилонітові глини

Оцінка граничної висоти стійких відвалів показала, що розрахункова формула ВНДМІ при правильному положенні початкових і граничних умов дає цілком задовільні результати. Для визначення граничної висоти відвалів порід Ново-Дмитрівського родовища H_e (м) використовувалася формула ВНДМІ. Після елементарних перетворень її можливо надати у простому виді

$$H_e = \frac{2 \cdot \tau_n \sin 2\alpha \cdot \sin(\omega_n - \beta)}{\gamma \cdot \sin(\alpha - \beta) \left[\frac{(1 - \sin \varphi_n) \cdot \sin(\alpha - \beta)}{\sin(\omega_n + \beta)} - 2 \cos \beta \sin \left(\omega_n - \alpha \frac{\sin(\varphi_n - \beta)}{\cos \varphi_n} \right) \right]}; \quad (\text{II.30})$$

де τ – зчеплення у відвальній масі, т/м²; α – кут укосу відвалу, град; β – кут поверхні зрушення усередині відвалу, град; φ – кут внутрішнього тертя, град; γ – об'ємна вага відвальної породи, т/м²; $\omega = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}$; n – коефіцієнт запасу стійкості, що у загальному залежить від вірогідності механічних характеристик порід n_1 , їхньої мінливості n_2 , технології розробки й динамічних впливів n_3 , у тому числі від сейсмічності району n_4 ; $n_1 = 1,07$ – ураховує недостатню показність зразків, використаних для визначення механічних характеристик; $n_2 = 1,2 - 1,3$ – ураховує погрішність обчислень за рахунок зниження опору зсуву із часом внаслідок їх повзучості; $n_3 = 1,15 - 1,2$ – ураховує погрішність визначення середньої величини об'ємної ваги й методів розрахунку динамічних навантажень; $n_4 = 1,2 - 1,3$ – ураховує пластичність порід.

Загальна величина коефіцієнта запасу стійкості дорівнює $n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot n_4$ і для Ново-Дмитрівського родовища після відповідних розрахунків становить $n = 2,72$.

Величини, що входять у формулу (II.30) з індексом n , уводяться при розрахунках із урахуванням коефіцієнта запасу стійкості

$$\tau = \frac{\tau}{n}; \quad \omega_n = 45^\circ + \frac{\varphi_n}{2}; \quad \text{tg } \varphi_n = \frac{\text{tg } \varphi}{n}. \quad (\text{II.31})$$

Розрахункова гранична висота для відвалів відповідно до аналізованих порід розкриву наведена у табл. II.21.

З огляду на отримані дані можливо прийняти граничну висоту відвальних ярусів при складуванні суглинків – 15 м, супісєй – 15 м, глин піщаних – 20 м, глин монтморилонітових – 20 м, пісків – 12 м, глин вуглистих – 40 м, глин опоквидних – 23 м, діатомітів – 35 м. Загальна висота породного відвалу розраховується відповідно до кількості відвальних ярусів і відведеної площі для їх розташування.

Показники граничної висоти відвальних ярусів
на Ново-Дмитрівському родовищі

| Відвальні породи | Показники | | | | | |
|-----------------------------|---|-----------------------------------|--------------------------------------|---|------------------------------|--|
| | Зчеплення у відвальній масі τ , т/м ² | Кут укошу відвалу α , град | Кут поверхні зрушення β , град | Кут внутрішнього тертя φ , град | Об'ємна вага γ , град | Стійка висота відвального ярусу, H_B , м |
| Суглинки | 12 | 31 | 12 | 12 | 1,97 | 16,61 |
| Супісі | 7,5 | 30 | 12 | 29 | 2,11 | 16,11 |
| Глини піщані | 14,6 | 33 | 15 | 14 | 2,02 | 21,18 |
| Глини монтморилонітові (V) | 15,2 | 33 | 14 | 12 | 1,84 | 20,37 |
| Глини монтморилонітові (IX) | 7 | 30 | 17 | 29 | 2,11 | 21,14 |
| Піски | 4 | 30 | 15 | 34 | 2,1 | 12,36 |
| Глини вуглисті | 22,5 | 33 | 10 | 20 | 1,44 | 40,15 |
| Глини опоконвидні | 9 | 33 | 17 | 21 | 1,37 | 24,73 |
| Діатоміти (до 200 м) | 12 | 33 | 9 | 36 | 1,42 | 35,14 |

П.5. Характеристика перспективних родовищ бурого вугілля у районі**П.5.1. Бантишевське родовище****П.5.1.1. Геологічна будова**

Родовище розташоване в долині р. Сухий Торець поблизу залізничної станції Бантишево Слов'янського району Донецької області. Родовище відноситься до западини над сольовим діапиром, яка сформувалась на протязі еоцену, олігоцену та міоцену. Корінні борти западини досить круті і складають 40 – 45°. У плані структура має овальну форму із простяганням на південний схід – південний захід. Розмір її у контурі розповсюдження бурого вугілля 0,85×0,9 км. Глибина в центральній частині досягає 270 м. Западина заповнена породами бучакської, київської, харківської й берекської свит палеогену та полтавської свити неогену. Вони складають чашоподібну структуру із кутами падіння в центральній частині 1 – 3°, а на крилах – 10 – 12°. У структурному плані родовище являє собою конседиментаційну мульду, яка підстиляється пісковиками й

гравелітами дроновської свити верхньої пермі потужністю 300 м. Саме це відрізняє його від інших буровугільних родовищ району (Берекське, Ново-Дмитрівське), де породи кайнозою безпосередньо підстилаються надсольовою брекчією (табл. П.22). На Бантишевському родовищі надсольова брекчія перекрита верхньопермськими утвореннями (рис. П.30).

Таблиця П.22

Потужність та літологічний склад кайнозойських покладів

| Ін-декс свити | Центральна частина | | Прибортова частина | |
|------------------|--------------------|--|--------------------|---|
| | Потужність, м | Літологічний склад | Потужність, м | Літологічний склад |
| N_1^{pt} | 25,0 | Піски мілкозернисті кварцові з рослинними залишками | 12,0 | Піски різнозернисті кварцові, глинисті |
| \square_3^{br} | 50,0 | Буре вугілля, глини сірі, алеврити, піски з останками рослин | 34,0 | Алеврити з останками рослин, піски кварцові |
| \square_3^{hr} | 92,0 | Піски кварцові глинисті з домішками глауконіту | 60,0 | Піски кварцові різнозернисті |
| \square_2^{kv} | 42,0 | Глини алевритисті, прошарки мергелю, піски глинисті | 26,0 | Алеврити з прошарками глини, піски |
| \square_2^{bu} | 59,0 | Піски кварцглауконітові, слабкі пісковики, у подошві конгломерат | 41,0 | Піски різнозернисті кварцеві, в подошві конгломерат |

З наведених даних видно, що сприятливі умови для формування вугільних покладів склалися тільки у центральній частині депресії, що й призвело до створення торф'яного болота. У бік бортів проявляється погрублення уламкового матеріалу, що вказує на активізацію тут ерозійних процесів.

Поклади бурого вугілля відносяться до берекської свити олігоцену й полтавської свити пліоцену. Представлені двома вугільними пластами, що зафіксовано буровими свердловинами №№ 1-Б, 5-Б, 13-Б, Б-24, Б-27, Б-25 і 947 на площі біля 0,8 км². Верхній вугільний пласт розповсюджений на площі біля 0,6 км², залягає на глибині від 9,5 м (свердл. №13-Б) до 35,3 м (свердл. №17-Б). Відрізняється простою морфологічною будовою й потужністю від 2,1 м – у периферійній частині родовища, до 27,1 м – у його центрі.

Подошва пласта складена слабким вуглисто-глинистим пісковиком, покривля – різнозернистими кварцовими пісками. За вмістом золи вугілля відноситься до середньозольних: $A^d=15,1 - 23,6\%$. Вміст сірки загальної коливається від 1,6 до 1,8%, що дозволяє віднести вугілля до малосірчаних. Вихід летючих компонентів на горючу масу змінюється від 56,3% до 80,0% у залежності від

петрографічного складу й зольності. Теплота згорання вугілля Верхнього пласта складає 5733 – 7565 ккал/кг. Середня зольність пласта 25,5%.

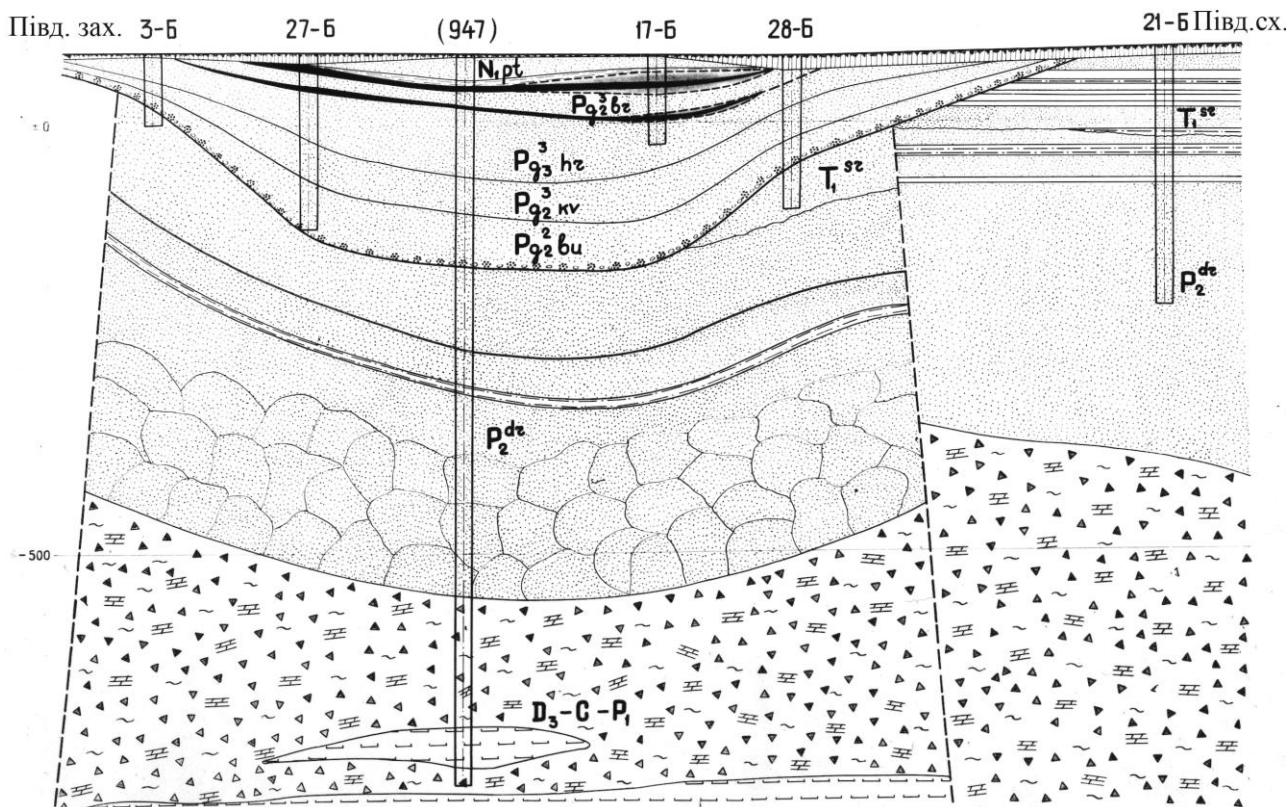


Рис. П.30. Геологічний переріз Бантишевського родовища

П.5.1.2. Вугленосність та якість вугілля

В 1978 р. було проведено дослідження Верхнього пласта на вміст органічних складових: бітумів, смол і гумінових кислот з метою використання вугілля для вилучення цінного продукту – монтан-воску. Для цього були пробурені шість свердловин (№№А-2630, А-2631, А-2632, А-2633, А-2634 і А-2635) та відібрано 65 метрових проб вугілля, із яких, після відповідної обробки, сформовані шість збірних проб для кожного перетину пласта окремою свердловиною. В пробах був проведений технічний аналіз, досліджені теплота згорання та вихід екстракту на суху масу – бензольного й гексанового (табл. П.23).

Таблиця П.23

Технічний аналіз бензольного та гексанового екстракту з бурого вугілля

| Екстракт | Вміст смоли, % | Кислотне число | Число окислення | Ефірне число |
|----------|----------------|----------------|-----------------|--------------|
| бензол | 25,71 | 45,6 | 82,4 | 36,8 |
| гексан | 12,42 | 39,8 | 85,5 | 45,7 |

Дослідження вугільних проб в спеціалізованій лабораторії Дніпропетровського хіміко-технологічного університету дозволяють зробити такі висновки.

1. Вугілля Верхнього пласта може бути використано як сировина для видобутку високоякісного монтан-воску.

2. Розподіл бітумів за даними лабораторних досліджень рівномірний по усьому перетину пласта свердловиною.

3. Вихід бітумів класу “А” у межах родовища коливається від 3 до 11%; при цьому середні показники (5 – 6%) та підвищені (понад 6%) характеризують вугільний пласт по усьому перетину від покрівлі до подошви, а не чергуються по окремим секціям.

Такий розподіл бітумів по перетину пласта полегшує технологію екстрагування монтан-воску. У процесі досліджень для оцінки бітумінозності вугілля у якості екстрагенту (розчинника) використовувалися бензол і гексан. Вихід бензольного екстракту в збірних пробах по шести свердловинам коливався від 4 до 7%. Такі показники дозволяють рекомендувати вугілля Верхнього пласта для виготовлення монтан-воску. Вміст воску в бітумах бензольного екстракту коливається у межах 70 – 78%, а вміст смоли у бітумах – 22 – 29%. Вихід смоли напівкоксування з Верхнього пласта досить високий: від 12,1 до 17,5%. Це приводить до висновку про придатність вугілля для технологічної переробки.

Таким чином, вугілля Верхнього пласта Бантишевського родовища можливо використовувати у якості:

- енергетичної сировини;
- сировини для видобутку монтан-воску;
- сировини для енерготехнологічної переробки.

Нижній пласт родовища розповсюджений на площі біля 0,6 км² (0,87×0,65 км) і залягає на глибині від 21,6 м (свердл. 5-Б) до 77,8 м (свердл. 17-Б). Має просту морфологічну будову й потужність від 3,0 до 6,7 м. За даними технічного аналізу вугілля характеризується такими показниками. Зольність пластова по окремим перетинам – 32,5 – 53,8%; середньопластова по родовищу – 40,2%, тобто на межі кондиції. Сірчаність – 2,1 – 6,8%, тобто вугілля середньо та високосірчане. Теплота згорання – 4666 – 6687 ккал/кг у залежності від зольності.

II.5.1.3. Загальні запаси й промислове значення родовища

Підрахунок запасів вугілля Бантишевського родовища проведений окремо для Верхнього й Нижнього пластів. За категорією С₂ запаси складають 6823,3 тис. т, у т.ч. Верхній – 4069,4 тис. т (60%); Нижній – 2751,9 тис. т (40%). Промислові запаси бітуму Верхнього пласта перевищують 42 тис. т, що значно покращує промислову оцінку Бантишевського родовища у цілому.

Відносно використаної для оцінки запасів вугілля категорії С₂, з технічної точки зору доречно скористатись документом, що регламентує саме використання оціночних категорій. Згідно з нею, запаси категорії С₂ повинні відповідати наступним вимогам.

1. Розмір, форма, внутрішня будова тіл корисних копалин і умови їх залягання, що оцінені за геологічними й геофізичними даними та підтверджені одиничними свердловинами.

2. Якість та технологічні властивості корисних копалин, що визначені за даними одиничних лабораторних проб.

3. Гідрогеологічні, інженерно-геологічні, геохронологічні, гірничо-геологічні та інші природні умови, що оцінені за даними по інших ділянках родовища та по аналогії з відомими у районі родовищами (у даному разі Ново-Дмитрівському).

4. Контур запасів корисних копалин визначений у відповідності з вимогами кондицій на основі одиничних свердловин з урахуванням даних геофізичних і геохімічних досліджень та геологічних побудов.

Віднесення запасів вугілля Бантишевського родовища до категорії C_2 є цілком правомірним.

II.5.1.4. Породи розкриву

До порід розкриву Бантишевського родовища віднесені пісчано-глинисті утворення полтавської свити міоцену, що трансгресивно залягають на свитах еоцену та олігоцену, а за межами родовища – на мезозойських покладах. У центральній частині депресія складена товщею вуглистих глин та слабких глинистих пісковиків із тонкими прошарками мергелю. У прибортовій зоні – виключно глинистими різнозернистими кварцовими пісками із рослинними залишками. Потужність розкривних порід коливається від 9,5 (свердл. №13-Б) до 35,3 м (свердл. №17-Б). Середній коефіцієнт розкриву 2,8 м³/т.

На пошуковій стадії геологорозвідувальних робіт дослідження фізико-механічних властивостей порід, у тому числі й порід розкриву, не проводилися, оскільки вони не передбачені “Положеннями про стадії геологорозвідувальних робіт”. Це відноситься також до Степківського й Берекського буровугільних родовищ. Але в процесі детальної розвідки Ново-Дмитрівського родовища дослідження фізико-механічних властивостей порід і вугілля були виконані детально у повному обсязі. Наведені параметри вугленосних порід є базовими для оцінки інженерно-геологічних умов буровугільних родовищ того ж генетичного типу.

II.5.2. Степківське родовище

II.5.2.1. Геологічна будова

Родовище розташоване у долині р. Берека на західній околиці с. Секретарівка Барвенківського району Харківської області. Приурочено до западини над сольовим штоком, який ускладнює північно-західну перикліналь Степківської антикліналі. Корінні борти складені породами верхнього палеозою (P_1 та P_2) і мезозою (T_{1-2}). Крутизна їх коливається від 45 до 70°. Западина має овальну форму, витягнута у північно-західному напрямку. Розмір біля 2 км², максимальна зафіксована глибина в центральній частині по підшві кайнозойських утворень становить 412 м.

Депресія заповнена покладами бучакської, київської, харківської і берекської свит палеогену та полтавської свити неогену. Загальна потужність близько 400 м. Форма залягання окремих свит мульдоподібна з різним кутом падіння

для різних стратиграфічних горизонтів (рис. П.31). Найбільші кути падіння зафіксовані на нижніх стратиграфічних горизонтах, найменші – у верхніх. За умовами формування та літолого-фаціальним складом кайнозойські утворення можна розділити на дві частини. Нижня представлена виключно морськими теригенними пісчано-глинистими покладами палеогену. Верхня – складена вугленосними континентальними утвореннями міоцену (N_1).

Поклади бучакської свити трансгресивно залягають на ерозійній поверхні палеозойських та мезозойських утворень. Підставою для виділення бучакської свити є спорово-пилкові спектри та їх співставлення з палеофітологічними комплексами середнього еоцену Дніпровсько-Донецької западини. Літологічно вони представлені зеленувато-сірими глауконіт-кварцовими різнозернистими пісковиками з тонкими (до 1 м) прошарками світло-сірих кварцових пісків. Крім кварцу й глауконіту (вміст останнього від 1 до 20%) в пісковиках постійно присутні польові шпати, кремені, біотит. Зерна кварцу (0,25 – 0,5 мм) прозорі, або пофарбовані окислами заліза у бурувато-жовтий колір, а зерна глауконіту мають овальну форму й темно-зелене забарвлення та розмір 0,1 – 0,2 мм. Потужність свити змінюється від 18 м – в свердл. №952, до 86 м в свердл. – №907.

Поклади київської свити широко розповсюджені на території району й трансгресивно залягають на поверхні бучакських або більш стародавніх утворень. Присутність київської свити в Степківській западині встановлена дослідженням комплексу форамініфер та складу спорово-пилкових спектрів [91]. Нижня частина київської свити представлена зеленувато-сірими глинами, алевритистими, іноді – кремнистими і карбонатними, які вниз переходять у кварц-глауконітові піски та пісковики. Характерна присутність цеолітів і фосфоритових конкрецій, а у подошві свити – конкрецій і прошарків бариту. Глини щільні, масивні, зеленуваті, монтморилонітові з незначними домішками каолініту, містять до 10% глауконіту. Потужність свити в Степківській западині досягає 43,5 м (свердл. №907), а за її межами – не перевищує 12 – 18 м.

Поклади харківської свити розповсюджені на всій території північно-західного Донбасу, де залягають на породах київської й бучакської свит, а інколи – навіть на мезозойських утвореннях. Спорово-пилкові спектри, що характеризують поклади харківської свити, представлені відкладеннями широколистових і хвойних рослин із незначною присутністю соснових і таксо дієвих дерев.

Літологічно поклади харківської свити представлені слабозцементованими, зеленувато-сірими глауконіт-кварцовими тонкозернистими пісковиками з прошарками алевритових глин і алевролітів. Постійно присутні незначні домішки мікрокліну, плагіоклазу, мусковіту. Вміст глауконіту не перевищує 7 – 9%, що характеризує поступовий перехід від морського режиму до континентального. У верхній частині свити з'являється перший тонкий (0,3 – 3,7 м) пласт високозольного бурого вугілля, який містить окрім геліфікованих рослин залишки колоніальних водоростей. Потужність свити за межами родовища коливається від 5 – 7 до 12 – 18 м. В Степківській депресії глибина родовища досягає 46 м (свердл. №960), а у Ново-Дмитрівській – 138 м.

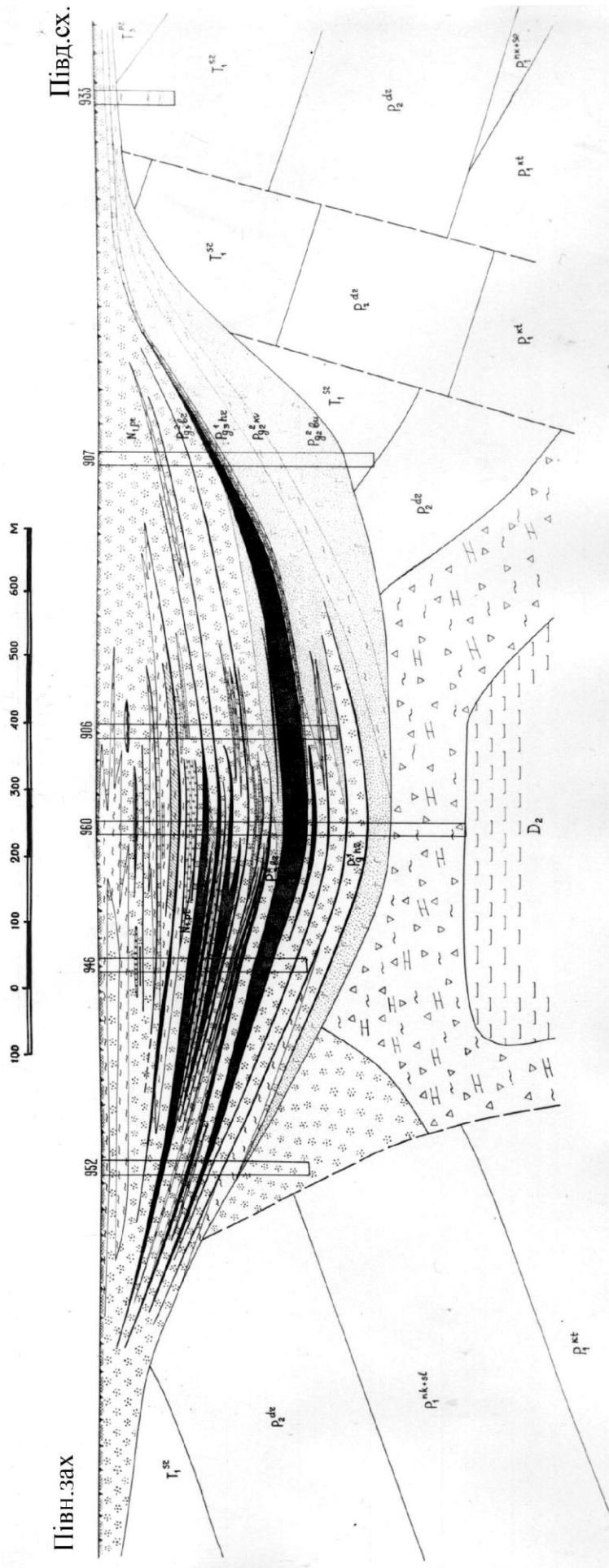


Рис. П.31. Геологічний переріз Степківського родовища

Поклади берекської свити відрізняються складним і різноманітним літолого-фаціальним складом, що відображає багатократну зміну умов її формування. У центральній частині Степківського родовища вони представлені перешаруванням пластів бурого вугілля (у т.ч. сапропелевого) з гідрослюдистими глинами і кварцовими глинистими пісками. У нижній частині розрізу – різнозернисті (до гравелітів) кварц-глауконітові пісковики з геліфікованими рослинними залишками і піритом. У верхній частині свити свердловиною №960 виявлений тонкий (1,1 м) пласт доломіту.

Степківське родовище відрізняється від інших більш складною історією свого формування саме у берекський вік. Наприклад, на рис. П.31 можна чітко простежити розщеплення верхнього вугільного пласта одночасно з його зануренням в південно-східному напрямку (свердл. №№952, 946, 960). Генетичне виклинювання вугільного пласта вказує на помітну різницю в амплітудах прогинання північно-західної та південно-східної частин родовища. Літологічний склад берекської свити в свердловинах №№906 і 907 (різнозернисті піски) безперечно вказує на значно більшу швидкість прогинання саме цієї частини депресії. Останнє й призвело до умов несумісних із торфонакопиченням. Потужність берекської свити зростає від 60 м – поблизу бортів депресії, до 180 м – у її центральній частині (свердл. №960).

Поклади полтавської свити розповсюджені майже на всій території району й трансгресивно залягають на породах палеогену та мезозою. Зверху перекриті червоно-бурими глинами пліоцену та четвертинними суглинками. За межами депресій свита складена одноманітною товщею континентальних світлих кварцових пісків різної зернистості. У надсольових западинах літолого-фаціальний склад змінюється корінним чином. Тут він представлений товщею вуглистих глин, утворюючих потужні лінзовидні тіла серед світлих різнозернистих кварцових пісків. У нижній половині свити присутні декілька нестійких тонких вугільних пластів, прошарки мергелів і глинистих вапняків.

Глини каолініт-гідрослюдисті з домішками монтморилоніту, майже чорні за рахунок гумусової речовини й тонкорозсіяного вуглефікованого детриту. Зустрічаються різновиди “сланцевих” глин, збагачених сапропельовою органікою. Вони містять також інші органічні залишки: діатомітові водорості, спікули прісноводних губок, фосфатизовані останки рибних кісток (свердл. №960). Вапняки світло-сірі, мергелоподібні, складені з пелітоморфного кальциту із незначними домішками глинистого матеріалу та вуглефікованого рослинного детриту. Потужність полтавської свити зростає від 8 – 15 м – на бортах Степківської депресії, до 149 м – у її центрі (свердл. №960).

П.5.2.2. Вугленосність та якість вугілля

Поклади бурого вугілля Степківського родовища, як і попереднього, належать до берекської свити міоцену. Їх варто об'єднати у два продуктивних горизонти: нижній – Основний, і верхній – Складний, які досить переконливо співставляються із відповідними вугільними покладами Ново-Дмитрівського родовища. Вугільні пласти займають загальну площу біля 1,7 км² і досліджені

свердловинами №№906, 907, 937, 946, 952, 960 і 7164. Контур розповсюдження Основного пласта з потужністю 2,0 м і більше має у плані овальну форму й розміри 0,95×1,45 км, площею 1,38 км². Має просту будову й потужність від 2, поблизу бортів, до 36,5 м – у центральній частині депресії (свердл. №960). У цьому ж напрямку пласт заглиблюється від 130,0 (свердл. №952) до 300,1 м – свердл. №960 (див. рис. П.26). На 5 – 12 м нижче підшви пласта залягає тонкий (0,5 – 1,95 м) вугільний поклад, який можна віднести до Основного.

За даними технічного аналізу вугілля Основного пласта відноситься до середньо зольного. Зольність на сухе паливо коливається від 13,9% до 35%, середньопластова – 29,2%. Вміст сірки змінюється від 0,8% до 1,2%. Вихід летючих компонентів на горючу масу становить від 57,3 до 61,5%. Теплота згорання вугілля коливається від 4271 ккал/кг до 5689 ккал/кг. Дані про потужність і умови залягання вугільних покладів наведені в табл. П.24.

Таблиця П.24

Характеристика бурого вугілля Степківського родовища

| №№ свердл. | Глибина підшви Основного пласта, м | Потужність Основного пласта, м | Глибина підшви Складного пласта, м | Загальна потужність Складного пласта, м |
|---|------------------------------------|--------------------------------|------------------------------------|---|
| 906 | 299,2 | 35,0 | 214,2 | 2,05 |
| 907 | 162,0 | 9,0 | 123,3 | 2,65 |
| 937 | 171,0 | 19,7 | 130,3 | 13,5 |
| 946 | 237,5 | 24,5 | 181,5 | 30,8 |
| 950 | 59,2 | 1,2 | – | – |
| 952 | 131,7 | 3,8 | 119,9 | 4,3 |
| 960 | 300,1 | 36,5 | 233,6 | 10,4 |
| 7164 | 62,2 | 4,6 | – | – |
| Середня потужність вугільних пластів без породних прошарків | | 16,8 | – | 10,6 |

Складний пласт займає значно меншу площу ніж попередній – біля 1 км² і розповсюджений тільки в північно-західній частині Степківської депресії. Складається із 4-х вугільних пачок, розподілених прошарками глинистого піску, вуглистих глин і діатомітів. Сама будова пласта відображає складні та мінливі умови його формування, які пов'язані з нерівномірністю за швидкістю прогинання донної частини депресії. Загальна максимальна потужність Складного пласта досягає 30,8 м в свердл. №946, а мінімальна – 2,05 м – зафіксована свердл. №906. За даними технічного аналізу вугілля високозольне – від 22,9 до 38,3% на суху речовину, але малосірчане – від 0,9 до 1,6% сірки загальної. Глибина залягання підшви пласта зростає від 119,9 м – в прибортовій зоні депресії, до 214,2 м – у її центрі.

П.5.2.3. Загальні запаси й промислове значення родовища

Підрахунок запасів вугілля Степківського родовища проведено за категорією С₁, що дозволяє надати їм статус “розвідані” й відзначається від “попередньо оцінених категорії С₂ (на Бантишевському родовищі). Згідно діючим нормативним документам [100], запаси категорії С₁ повинні відповідати наступним вимогам.

1. Встановлені розміри й форма тіл корисних копалин, умови їх залягання та внутрішня будова. Дана оцінка мінливості й переривчатості тіл корисної копалини, а також наявність та інтенсивність малоамплітудних тектонічних порушень.

2. Встановлені природні різновиди та промислові (технологічні) типи корисної копалини. Виявлені загальні закономірності їх розповсюдження та співвідношення промислових типів корисної копалини, мінеральні форми корисних та шкідливих компонентів. Якість виділених промислових типів і сортів охарактеризовано за всіма передбаченими кондиціями показників.

3. Технологічні властивості корисних копалин охарактеризовані з детальною, достатньою для обґрунтування промислової цінності розвіданих запасів.

4. Гідрогеологічні, інженерно-геологічні, гірничо-геологічні та інші природні умови вивчені з повнотою, що дозволяють попередньо охарактеризувати їх основні показники.

5. Контур запасів корисних копалин визначений у відповідності з вимогами кондицій по свердловинам або гірничим виробкам з урахуванням геофізичних досліджень та геологічно обґрунтованій екстраполяції.

У цьому зв'язку, загальні запаси бурого вугілля Степківського родовища цілком правомірно віднесені до категорії С₁ і складають 22,918 млн. т.

П.5.3. Берекське родовище

П.5.3.1. Геологічна будова

Берекське родовище бурого вугілля розташоване на території Барвенківського району Харківської області між селами Петриківське – на заході, та Мала Камишуваха – на сході (рис. П.32). В орографічному відношенні представляє собою заболочену пойму р. Берека. Берекська структура сформувалась над сольовим діапіром на початку еоцену і в геологічному відношенні являє собою овальну депресію розміром 6,1×2,3 км, площею понад 14 км² і глибиною 315 – 400 м. З півдня, півночі та сходу оконтурена крутими (55 – 60°) корінними бортами, складеними породами карбону, верхньої пермі та тріасу. На заході – обмежена глибинним скидом, який відділяє її від Петрівського куполу.

Як і розглянуті вище структури, Берекська депресія заповнена породами еоцену (бучакська та київська свити) та олігоцену (харківська й берекська свити). Поклади бучакської свити залягають безпосередньо на поверхні діапірової брекчії, а за межами депресії – на різних утвореннях палеозою й мезозою. Літологічно складені кварц-глауконітовими різнозернистими пісковиками із лінзами та прошарками світлих кварцових пісків. Цемент пісковиків глинистий і

глинисто-карбонатний. Вміст глауконіту досягає 6%. Акцесорні мінерали – ставроліт, кіаніт, турмалін та важкі мінерали – циркон і гранат. Органічні залишки представлені опаловими спікулами губок, фосфатизованою органікою й форамініферами. У деяких свердловинах виявлено наявність кварцової та халцедонової гальки розміром 10 – 50 мм.

Потужність свити коливається від 30 м – на бортах Берекської депресії, до 110 м – у її центрі. Утворення київської свити залягають трансгресивно на поверхні бучакських і більш давніх покладів. Наявність її доведена дослідженнями комплексу форамініфер і спорово-пильцевих спектрів.

При детальному вивченні макроскопічного й петрографічного складу можна виділити три комплекси порід. Нижній, представлений зеленувато-сірими алевритистими глинами, які переходять у сторону бортів до кварц-глауконітових пісків і глинистих пісковиків. Вміст кварцу 40%, глауконіту – 10 – 12%.

Піски середньої частини київської свити добре виділяються на зеленувато-сірому фоні своїм світло-жовтим кольором. Піски мілкозернисті, добре відсортовані, складені виключно кварцом. Глинисто-алевритові опоки нижньої частини київської свити являють собою зеленувато-сірі щільні породи, складені з аморфного опалу із домішками глинисто-алевритового матеріалу та органіки – спікул губок, радіолярій, діатомових водоростей. У цілому, породи київської свити характеризуються підвищеною піритизацією, містять кременисту й фосфатну органіку, іноді карбонатні. Характерна наявність цеолітів і фосфоритових конкрецій, а в нижній частині – конкрецій і прошарків бариту. Потужність київської свити у центрі депресії досягає 90 м і зменшується в сторону бортів до 10 – 30 м.

Поклади харківської свити широко розповсюджені на території регіону і трансгресивно залягають на породах еоцену та палеогену. Літологічно представлені товщею зеленувато-сірих кварцових пісків збагачених глауконітом. У деяких депресіях (Ново-Дмитрівська, Біляївська) у верхній частині свити присутній пласт бурого вугілля. Спорово-пильцеві спектри містять пилок і спори хвойних і листвяних дерев з незначними домішками соснових і таксодієвих. Переважає пилок покритосемінних рослин. З палеонтологічних залишків рідко трапляється фауна пектинід та уламки зубів акул. Важка фракція мінералів характеризується наявністю кіаніту, гранату (до 18%) і глауконіту (до 12%) та майже повною відсутністю сілліманіту. Потужність харківської свити змінюється від 120 м, в центральній частині депресії, до 2 – 7 м – за її межами.

Берекська свита у якості окремої стратиграфічної одиниці виділена Ключніковим М.Н., який дослідив її повні розрізи у долині р. Берека. У звичайних умовах свита представлена товщею мілководних морських утворень, що залягають нижче континентальних осадів полтавської свити. Підстилається морським комплексом харківської свити, рідше – більш стародавніми утвореннями. Потужність у межах регіону коливається від 5 – 8 м до 20 – 25 м. В депресійних вирвах літологічний склад берекської свити принципово змінюється. У найбільш повних розрізах присутні горизонти діатоміту, сульфатно-карбонатного, горючих сланців і бурого вугілля (Ново-Дмитрівська депресія). Вік свити встановлений за великою кількістю пилку покритосемінних і голосемінних рослин, присутніх майже у рівній кількості між собою.

У повних розрізах поклади берекської свити характеризуються складним і різноманітним літологічним складом. У центральній частині Берекську западину можна розділити на три товщі – нижню, представлену горизонтом бурого вугілля, середню – сульфатно-карбонатну та верхню – глинисто-кремнієву. У сторону бортів депресії склад порід поступово змінюється – зникають сульфатно-карбонатні утворення, горизонти діатомітів і бурого вугілля та набуває характер звичайного розрізу, створеного мілководними морськими осадами. У центральній частині Берекської депресії потужність свити складає 90 – 110 м, а в сторону бортів – зменшується до 15 – 20 м (див. рис. П.32).

Поклади полтавської свити розповсюджені майже на всій території району (див. рис. П.31) і досліджені в кернах бурових свердловин. Вони залягають трансгресивно на різних утвореннях палеогену та надзвичайно рідко – на більш стародавніх покладах мезозою. Перекриті червоно-бурими глинами пліоцену або четвертинними суглинками. Склад спорово-пилкових спектрів характеризується різкою перевагою пилку покритосемінних (70 – 80%) над пилком голосемінних (10 – 15%) рослин.

У межах Берекської западини свита складена товщею темно-сірих вуглистих глин з прошарками мергелю та бурого вугілля. Верхня частина свити – темно-сірі, майже чорні, тонко відмучені гідрослюдисті та монтморилонітові глини, насичені тонкорозсіяним вуглефікованим рослинним детритом. Органічні залишки часто піритизовані та фосфатизовані. У нижній частині свити присутні діатомові водорослі центричного типу. Важкі мінерали представлені кіанітом і цирконом.

У основі свити залягає верхній горизонт бурого вугілля. Потужність свити змінюється від 15 – 25 м – в прибортовій частині депресії, до 90 – 100 м – в її центральній частині.

П.5.3.2. Вугленосність та якість вугілля

Буровугільні пласти Берекського родовища розповсюджені в покладах берекської та полтавської свит і представлені чотирма продуктивними горизонтами. Всі вони мають мінливу складну будову й потужність від 1 – 2 м до 6,2 м. Найбільш стійкими за потужністю, морфологією та якістю є вугільні пласти 1 і 2. Глибина залягання Нижнього (пласт 1) коливається від 19 м – на периферії депресії, до 235 м – у її центральній частині (див. рис. П.32). Площа розповсюдження у межах контуру потужності 2 м і більше, складає 12,5 км².

За якістю вугілля високозольне – 40 – 50%. Вуглисті глини, що залягають у покрівлі пласта, мають зольність 50 – 60%. За вмістом сірки – середньо сірчані з коливанням у межах 0,8 – 3,1%. Теплота згорання – від 5884 ккал/кг до 6798 ккал/кг (табл. П.25).

Наведені в табл. П.25 результати лабораторних досліджень по свердловині №900 у цілому відображають якість вугілля усього Берекського родовища.

Якісна характеристика вугілля Берекського родовища

| № свердл. | Глибина відбору проби, м | Зольність, A ^d , % | Вологість аналітична, W ^a , % | Вологість робоча, W ^p , % | Зольність аналітична, A ^a , % | Об'ємна вага, г/см ³ |
|-----------|--------------------------|-------------------------------|--|--------------------------------------|--|---------------------------------|
| 900 | 230,0 231,6 | 25,9 | 11,0 | 44,4 | 23,1 | 1,32 |
| -//- | 232,6 | 43,8 | 8,5 | 40,2 | 40,1 | 1,35 |
| -//- | 233,6 | 50,9 | 7,1 | 56,8 | 47,4 | 1,17 |
| -//- | 234,6 | 20,4 | 10,9 | 50,2 | 18,2 | 1,21 |
| -//- | 235,6 | 18,8 | 11,9 | 52,6 | 16,6 | 1,22 |
| -//- | 236,0 | 23,7 | 11,6 | 51,0 | 20,9 | 1,12 |
| -//- | 248,0 71,9 | 28,9 | 0,8 | | 26,4 | |
| -//- | 72,9 | 25,5 | 9,3 | 50,4 | 23,2 | 1,18 |
| -//- | 73,4 73,9 | 47,5 | 7,3 | | 44,1 | |
| -//- | 74,1 164,0 | 44,8 | 5,5 | | 42,3 | |
| -//- | 165,0 | 33,5 | 10,7 | 48,0 | 29,9 | 1,30 |
| -//- | 166,0 | 33,6 | 11,2 | 46,6 | 29,8 | 1,41 |
| -//- | 167,0 | 36,8 | 10,0 | 45,2 | 33,4 | 1,33 |
| -//- | 168,0 | 49,3 | 7,9 | 43,4 | 45,4 | 1,42 |
| -//- | 169,0 | 52,1 | 4,7 | 60,0 | 68,7 | 1,38 |
| -//- | 170,0 | 53,6 | 7,1 | 56,0 | 49,8 | 1,38 |
| -//- | 171,0 | 64,3 | 5,4 | 58,4 | 60,8 | 1,21 |
| -//- | 172,4 174,9 | 37,2 | 8,6 | 49,0 | 34,1 | 1,24 |
| -//- | 175,6 | 41,1 | 8,7 | 47,4 | 37,5 | 1,26 |

П.5.3.3. Загальні запаси й промислове значення родовища

Загальні запаси бурого вугілля підраховані за категорією С₂ в пластах потужністю понад 2 м та зольністю до 50% і складають 161 млн т, у т.ч. високозольного (40 – 50%) – 121 млн т. Висока зольність вугілля та вельми складні гірничо-геологічні умови ставлять під сумнів промислове значення Берекського родовища. Однак, однозначну відповідь та обґрунтовані висновки можуть дати тільки додаткові пошуково-розвідувальні роботи на цьому надзвичайно складному і цікавому геологічному об'єкті.

ЧАСТИНА III. ТЕХНОЛОГІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ПРОМИСЛОВОГО ОСВОЄННЯ БУРОВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

III.6. Основні методичні положення з формування системи розкриття глибокозалягаючих обводнених родовищ бурого вугілля

III.6.1. Систематизація технологічних рішень з розкриття глибоких горизонтів родовищ бурого вугілля

Підготовка кар'єрного поля до експлуатації характеризується певною послідовністю й способом проведення спеціально призначених для цього гірничих виробок розкриття, що обумовлюють доступ кар'єрного транспорту з поверхні до покладу корисної копалини та подальшого його відпрацювання. Залежно від розташування покладів корисних копалин над рівнем земної поверхні, кутом їх залягання, продуктивності кар'єрів із добування гірничої маси, конструктивних особливостей і робочих параметрів виймально-транспортного устаткування та місця знаходження відвалів пустих порід приймаються певний тип виробок розкриття та технологія їх проведення. З метою подальшої експлуатації родовищ устаткування, що було задіяне для проведення виробок розкриття, доцільно ефективно використовувати також і у майбутньому до повного відпрацювання балансових запасів корисних копалин у межах кар'єрного поля.

У загальному випадку для нормального функціонування підприємства відповідно заданому технічним проектом режиму експлуатації родовища **розкриття кар'єрного поля** здійснюється гірничими виробками, які забезпечують транспортний доступ із земної поверхні до робочих горизонтів у кар'єрі з метою доставки порід розкриву на відвали, а корисної копалини – до пунктів приймання на поверхні. Проведення виробок розкриття починають з поверхні або із вже розкритого проміжного робочого горизонту й закінчують на позначці робочої площадки горизонту, що розкривається.

Слід відзначити, що відпрацювання родовищ з похилим, крутопохилим та крутим заляганням пластів, до яких належать глибокозалягаючі буровугільні поклади, ведеться з систематичним поглибленням дна кар'єрів. Досягнення кінцевої глибини здійснюється через значний проміжок часу від початку експлуатації кар'єру, який коливається від 10 – 15 до 40 – 60 і більше років. За таких умов виробки розкриття проводять поступово одна за одною відповідно до потрібного терміну введення до експлуатації чергового нижнього горизонту в кар'єрі. Як правило, в основний період експлуатації кар'єру породи розкриву складують у зовнішніх відвалах. Проте, залежно від потужності вміщуючих порід і пластів корисних копалин, при певних технологіях розробки з'являється можливість організації складування відходів виробництва також і у виробленому просторі [101].

Розкриття робочих горизонтів зазвичай виконується із застосуванням основного гірничотранспортного устаткування, що експлуатується в кар'єрі: виймально-навантажувального у сукупності із автомобільним, залізничним, конвеєрним або гідравлічним транспортом та їх комбінаціями між собою (табл. Д.7-17). Дос-

туп до нижньої позначки горизонту, що розкривається, ведеться шляхом проведення виробок розкриття, кут нахилу та ширина по подошві яких регламентується типом рухомого складу кар'єрного транспорту, його габаритами, кількістю смуг руху в вантажному та порожняковому напрямках, проведенням допоміжних транспортних комунікацій для його обслуговування тощо. При цьому кут залягання родовища корисної копалини, потужність порід розкриття та відстань переміщення гірничої маси поверхнею поряд із її фізико-технічними характеристиками та встановленою продуктивністю кар'єру й витратами на придбання гірничотранспортного устаткування у процесі його експлуатації є основними для обґрунтування доцільних параметрів гірничотранспортної системи.

Якщо аналізувати умови розробки глибокозалягаючих покладів буровугільних родовищ над сольовими штоками, то розкриття й підготовка до експлуатації кар'єрного поля для них є складним завданням, від правильного вирішення якого суттєво залежать основні техніко-економічні показники кар'єру у процесі його експлуатації.

Так, аналіз умов залягання **Бантисевського буровугільного** родовища дозволяє встановити напрям посування видобувних гірничих виробок з північного сходу на південний захід. Кар'єрне поле знаходиться на місцевості, що не придатна для господарської діяльності. Тому породи розкриття на початку гірничобудівельних робіт складуються на відстані 10 – 20 м від верхньої брівки кар'єру до зовнішнього насипу-відвалу шириною до 30 м. Довжина зовнішнього відвалу 750 м, висота – до 10 м. Заїзди транспортних засобів виконуються з обох кінців зовнішнього відвалу. Складування порід розкриття бульдозерне [102].

У якості розкривного, а надалі й виймального устаткування приймаються драглайни типу ЕШ-6/45. Їх кількість у дві одиниці забезпечує видобування гірничої маси у обсязі до 2 млн м³/рік із виконанням усіх потрібних видів ремонту на протязі року. Транспортування порід розкриття до зовнішнього відвалу пропонується виконувати автосамоскидами з гідромеханічною передачею типу МоАЗ-7505 вантажністю 23 т. Роботи виконуються у три зміни на протязі 300 діб. Кількість машин для перевезення порід розкриття – 6 одиниць. Для планування поверхні відвалу та упорядкування автодоріг і робочих площадок на уступах приймається два бульдозера типу Д-384 (табл. Д.18-19)

Відповідно до встановленої продуктивності кар'єра 500 тис. т/рік середній коефіцієнт розкриття Верхнього пласта Бантисевського родовища складає 1,26 м³/т; Нижнього – 6,48 м³/т. Для управління обсягами виймання порід розкриття Верхній пласт слід відпрацьовувати з випередженням на 30 – 40 м проти Нижнього пласта. Середня довжина фронту добувних робіт 650 м, швидкість його посування – 30,5 м/рік. З урахуванням параметрів екскаватора, висота уступу може досягати 25 м з поділенням його на верхній і нижній підступи. Термін підготовки кар'єру до експлуатації складає 0,5 років, а повне його відпрацювання – 14 років. Зазначені строки й обсяги робіт потребують уточнення у зв'язку з недостатнім вивченням гірничо-геологічної ситуації родовища, на площі якого пробурено тільки 6 розвідувальних свердловин.

Згідно гірничо-геологічних умов будови **Степківського буровугільного** родовища розкриття виробку пропонується проходити уздовж південної грани-

ці кар'єрного поля й розвивати добувні роботи на північ від неї. При цьому породи розкриву складуються уздовж південного борту на відстані до 20 – 30 м від верхньої брівки кар'єру у два яруси висотою по 10 м. Заїзди на відвал – двохсторонні зі сходу та заходу. Породи розкриву виймаються двома роторними екскаваторами ЕРГ-400-17/5 у комплексі зі стрічковими конвеєрами із шириною стрічки 1,4 м та консольними відвалоутворювачами ОШ-1500/105. Гірничо-підготовчі роботи ведуться екскаваторами ЕШ-6/45 у комплексі із автосамоскидами МоАЗ-7505 (табл. Д.20) [102].

Добувні роботи ведуться двома драглайнами ЕШ-6/45. Середня довжина фронту добувних робіт 500 м, швидкість їх посування 91,2 м/рік. Кар'єрне поле відпрацьовується на протязі 25 років 14 етапами. Починаючи з другого етапу експлуатації, породи розкриву складуються відвалоутворювачем ОШ-1500/105 до виробленого простору у внутрішній відвал. Буре вугілля перевозиться з робочих уступів на перевантажувальну площадку автосамоскидами МоАЗ-7505 на відстань до 1,5 км. Для виконання планового завдання у кар'єрі потрібно задіяти 2 – 3 автосамоскиди при чисельності інвентарного парку 4 – 5 одиниць.

З перевантажувального пункту об'ємом 500 тис. м³ буре вугілля навантажується до залізничних потягів ємністю 3600 т і транспортується залізницею до накопичувального складу біля ст. Гусарівка. При відстані до неї 82,6 км термін рейсу складає 4 – 5 годин. За добу буде перевезено 13400 т вугілля, за рік – до 500 тис. т. Для забезпечення нормативної продуктивності кар'єру інвентарний парк потягів складає 4 одиниці. Термін відпрацювання родовища 25 років.

Гірничо-підготовчі роботи на **Берекському** буровугільному родовищі здійснюються двома екскаваторами ЕШ-6/45 шляхом проведення розрізної траншеї зі складуванням порід розкриву уздовж торця кар'єрного поля у районі с. Петрівське у напрямку з заходу на північ. Розкривні роботи ведуться двома роторними екскаваторами ЕРГ-1600×40/10 з переміщенням пустої породи стрічковими конвеєрами із шириною стрічки 1,6 м і укладанням її до виробленого простору двома відвалоутворювачами ОШ-1600/110 (табл. Д.21-22) [102].

Добувні роботи здійснюються двома драглайнами ЕШ-6/45 з доставкою вугілля на проміжний склад ємністю 100 тис. м³ автосамоскидами МоАЗ-7505. Середня відстань перевезення 1,5 км. Парк автосамоскидів складає 10 одиниць. Термін підготовки кар'єру до експлуатації 3,5 роки. До ст. Гусарівка вугілля транспортується залізницею на відстань 41 км. Завантаження вагонів здійснюється прямою мехлопатою ЕКГ-5А (табл. Д.23) Парк залізничних потягів становить 4 – 5 одиниць. Термін відпрацювання кар'єрного поля 62 роки.

Досліди показують, що розкриття й підготовку горизонтів кар'єрного поля **Ново-Дмитрівського** буровугільного родовища до експлуатації можливо проводити як у поперечному так і поздовжньому напрямках (рис. III.1). При поперечному розкритті довжина фронту робіт на кожному із горизонтів змінюється від 2536 до 1260 м відповідно до зниження глибини кар'єру від 50 до 250 м. Для потужних роторних екскаваторів таке значення довжини фронту робіт недостатнє й не відповідає Нормам технологічного проектування. Крім того, висота кожного із уступів по 50 м для будування кар'єру з річною інтенсивністю по вийманню

вугілля 9 млн т потребує експлуатації чотирьох екскаваторів типу СРС-6300, що не дозволяє повністю використовувати їх технічну продуктивність [103].

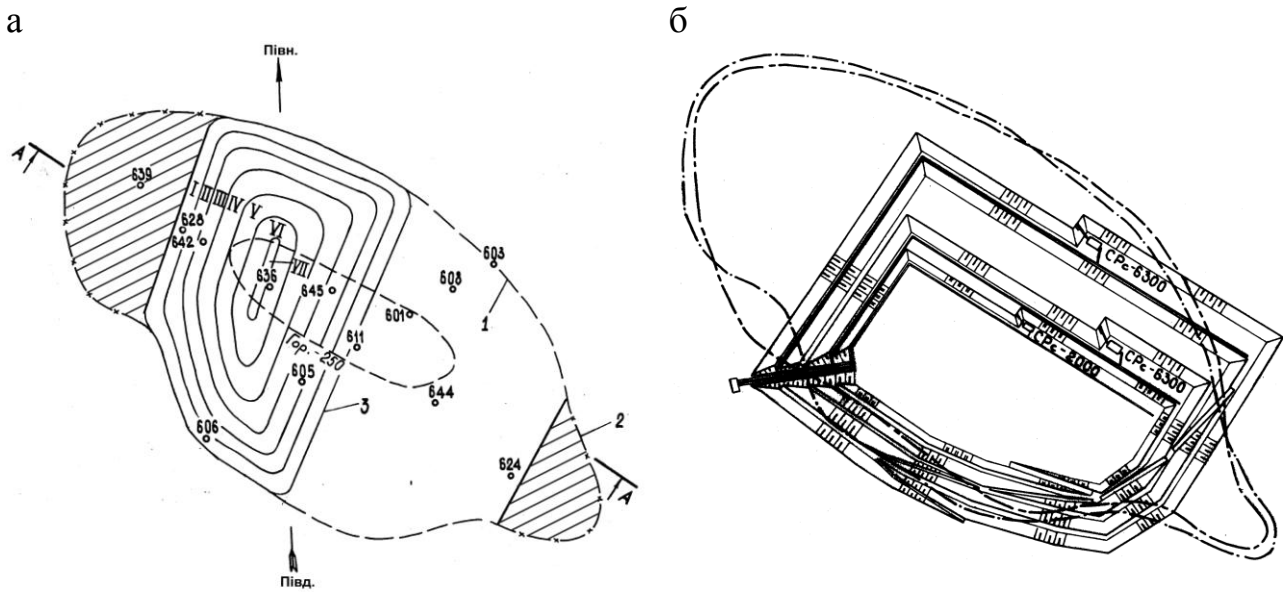


Рис. 3.1. План кар'єрного поля Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля: при поперечному (а) і поздовжньому напрямку розкриття (б): 1 – границя основної ділянки; 2 – перспективні границі кар'єру; 3 – контури проведення виробок розкриття при досягненні дна кар'єру; I – VII – робочі горизонти кар'єру

При поздовжньому напрямку розкриття уступів уздовж південно-західної границі кар'єрного поля довжина фронту для тих же глибин збільшується до 3460 – 2000 м. Це дозволяє більш продуктивно використовувати потужну виймальну техніку в робочій зоні. При цьому з'являється можливість відпрацьовувати два уступи висотою по 50 м з навантаженням породи на один вибійний стрічковий конвеєр. На верхньому уступі порода від роторного екскаватора подається на стрічковий конвеєр через перевантажувач, на нижньому – через відвалоутворювач типу ОШР-10000/190 з верхнім навантаженням.

За пропозицією інституту УкрНДІпроект розкриття найбільш потужного Ново-Дмитрівського родовища запропоновано здійснити в південно-східній частині груповою траншеєю з переміщенням фронту гірничих робіт у південно-західному напрямку. При цьому траншеєю раціонально обладнати конвеєрним транспортом, розташувати в ній підйомний магістральний, на бермах – збірні, а на робочих площадках горизонтів – вибійні пересувні стрічкові конвеєри.

Слід відмітити, що жодна із запропонованих схем розкриття не враховує значного обводнення продуктивних горизонтів. У цьому зв'язку необхідне застосування нетрадиційних схем розкриття глибоких буровугільних родовищ із поєднанням процесів виймання та одночасного осушення кар'єрного поля від підземних вод. Застосування засобів гідромеханізації при розкритті обводнених горизонтів дозволить вести підготовку кар'єру до експлуатації упродовж усього фронту гірничих робіт проти 60 – 100 м – для автосамоскидів і 250 – 300 м – для залізничного транспорту.

Наведені вище схеми розкриття дозволили виділити наступні особливості експлуатації глибоких буровугільних кар'єрів України:

- значна кінцева глибина;
- поступове збільшення глибини й кількості уступів, що розкриваються;
- мінливість обсягів вантажопотоків;
- необхідність переміщення гірничої маси за межі кар'єру;
- переважна наявність м'яких порід, що потрібно враховувати для забезпечення потрібної стійкості бортів;
- наявність суттєвого обводнення продуктивних горизонтів.

Такі родовища, як правило, розкриваються системою загальних або групових капітальних траншей внутрішнього або змішаного закладення. Параметри підготовки горизонту до експлуатації залежать від конструктивних особливостей виймально-навантажувального устаткування та виду кар'єрного транспорту.

III.6.2. Встановлення границь розкриття глибокозалягаючих обводнених горизонтів бурого вугілля

Оскільки найбільш представницьким прикладом глибокозалягаючих буровугільних родовищ є Ново-Дмитрівське, слід встановити його основні показники для формування границь розкриття й підготовки продуктивних горизонтів при послідовному їх досягненні. Слід відзначити, що буровугільні поклади Ново-Дмитрівського родовища приурочені до товщі кайнозою, що утворює глибоку вирву над соляним штоком. Борти її складені осадовими утвореннями верхнього карбону, нижньої та верхньої пермі; дно – брекчією, що обвалує соляне тіло. Вугленосна товща відноситься до верхнього відділу палеогенової та нижнього відділу неогенової геологічних систем. Покриваючі породи складаються із пухких утворень четвертинної, неогенової та палеогенової систем і представлені зверху до низу:

- піщаними глинами, суглинками та супісками з максимальною потужністю у центральній частині западини до 60 м;
- сірими й темно-сірими монтморилонітовими глинами потужністю до 50 м, що представлені грудкуватою текстурою із прошарками бурого вугілля товщиною до 0,5 м;
- бітумінозними темно-сірими монтморилонітовими глинами потужністю до 81 м з невеликою домішкою гідролуд; у глинах виділяються тонкі прошарки бурого вугілля й мергелів товщиною до 1 м.

У структурному відношенні родовище являє собою складку синклінального типу, що має форму овальної мульди, витягнутої у північно-західному напрямку. Її розміри по контуру поширення основної лінзи на поверхні становлять у довжину 4,8 км, ширину – 2,5 км. Падіння порід неоднакове й змінюється від 15 – 25° – на крилах мульди, до горизонтального залягання у її центральній частині.

Родовище розташовано у межиріч'ї Сіверського Донця й Сухого Торця, майже біля їхнього водорозділу, максимальні позначки якого досягають +200 – +210 м. Сіверський Донець протікає у субширотному напрямку в 18 – 20 км на

північ від родовища. Біля м. Ізюм він робить різкий поворот на південь й дещо нижче смт. Раймістечко приймає р. Казений Торець, в систему якого входить і р. Сухий Торець. Більша частина стоку р. Сіверський Донець формується за межами промислового району. Середньорічна витрата води у річці біля м. Ізюм становить $51,5 \text{ м}^3/\text{сек.}$, а у смт. Раймістечко – $79,8 \text{ м}^3/\text{сек.}$ Модуль стоку, що розрахований для цієї частини басейну, складає $1,3 \text{ л/сек} \cdot \text{км}^2$.

Рельєф поверхні родовища представляє собою спадаючу із півночі на південний захід рівнину, розрізану системою балок і ярів. Територія родовища пересічена крупною балкою Боброва, що впадає в р. Сухий Торець зліва. Балка Боброва, у свою чергу, приймає з північного сходу балки Росоховата, Кругла-1 і Західна, а з півночі – балку Кругла-2 та ще ряд мілких балок. Водозбірна площа балки Боброва складає 68 км^2 , з яких $46,8 \text{ км}^2$ розташовані вище границі родовища (рис. III.2). Стік балок акумулюється у системі ставків і витрачається, головним чином, на випаровування. Найбільш низькі позначки на території родовища спостерігаються у його центральній частині й пов'язані із тальвегом балки Боброва. Тут рельєф піднімається до позначок $+100 - +105 \text{ м}$. На місцевих водорозділах системи р. Сухий Торець абсолютні позначки досягають $+180 \text{ м}$.

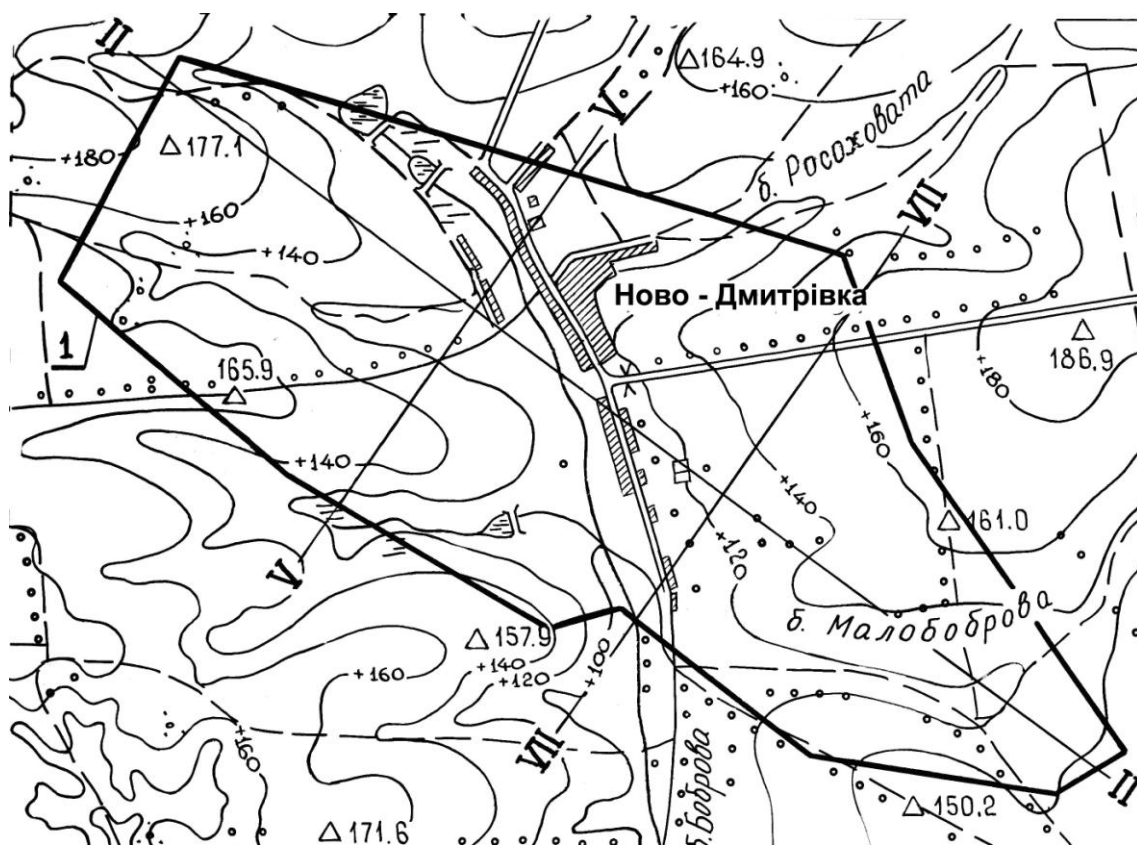


Рис. III.2. План поверхні Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

Обсяг гірничої маси у контурах кар'єрного поля складає біля 2000 млн м^3 , глибина родовища при розкритті Основного вугільного горизонту – 380 м , загальні запаси вугілля в трьох продуктивних горизонтах – $452,23 \text{ млн т}$, середній коефіцієнт розкриття $4,4 \text{ м}^3/\text{т}$ і може бути значно знижений за рахунок комплек-

сного використання попутних корисних копалин, до яких відносяться самородна сірка, діатоміти, вуглисті глини, глини вогнетривкі та керамічні, скляні та будівельні піски, а також свинцево-цинкові та ртутні руди у корінних бортах сольового штоку [70, 96].

У гідрогеологічному відношенні товща палеоген-неогенових відкладень, що утворює Ново-Дмитрівське родовище, умовно може бути поділена на дві частини: верхню, приурочену до надвугленосної товщі й складену переважно водотривкими глинистими породами, та нижню, що включає вугленосну і міжвугільну частини геологічного перерізу, складену здебільш у тій чи іншій мірі водопроникними породами. Саме ж буре вугілля, як це було визначено у процесі буріння, також суттєво обводнене [6, 69]. Відповідно до цього, у межах родовища можуть бути виділені два водоносні комплекси. Перший – супроводжує вугленосні товщі й являє собою серію водоносних горизонтів, що приурочені до шарів бурого вугілля та рідких прошарків піску. Другий, що пов'язаний з підвугленосною товщею пісків бучакської, київської та харківської свит, є основним на родовищі. Потужність водоносних комплексів зростає від периферії до центру мульди й становить відповідно 70 – 455 та 37 – 515 м.

Живлення підземних вод відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, що стікають до периферії мульди, де водоносні породи виходять близько до денної поверхні під четвертинний покрив. За даними метеорологічних спостережень максимальна річна кількість опадів на території складає 898 мм, середньорічна – 515 мм. Ця обставина, а також мульдоподібне залягання порід і наявність покриваючого водоупору сприяє формуванню високонапірних підземних вод по глибині кар'єрного поля нижче позначки +60 м. Величини напорів зростають від периферії до центру родовища у зв'язку із зануренням шарів водовмісної товщі. За даними розвідувального буріння величина напору досягає 282 м на крилах мульди й до центру родовища значно збільшується.

На підставі загальної вивченості родовища зроблений висновок, що під час його розробки надходження води до гірничих виробок очікується з товщі вугільних пластів, які є водоносними. Але основні припливи будуть формуватися з підстилаючих вугільну товщу пісків [69]. Також відзначається, що у приконтурній зоні мульди водоносні горизонти гідравлічно пов'язані з водоносними відкладеннями карбону, а у нижній частині – із підземними водами брекчії, потужність якої досягає 150 – 200 м. Ця обставина при проведенні промислових відкачок може позначитися на хімічному складі підземних вод, які можуть набувати агресивних властивостей стосовно бетону та заліза за рахунок присутності сірководню. За результатами хімічних аналізів встановлено, що в інтервалі випробування підземні води відносяться до гідрокарбонатно-сульфатного натрієво-кальцієвого типу. При цьому для обґрунтування технології розкриття обводнених горизонтів родовища необхідно встановити значення водоприпливів у залежності від параметрів розрізної траншеї.

Отже, з наведеної геологічної та гідрогеологічної характеристики Ново-Дмитрівського родовища слідує, що проведення виробок розкриття у південно-східній частині пов'язано, насамперед, з максимальним виходом пластів бурого

вугілля до поверхні та значним зменшенням міжвугільного цілика, що відобразиться на майбутніх обсягах виймання порід розкриття. Розміщення основних виробничих будівель та споруд кар'єру на сході родовища дозволить значно зменшити відстань транспортування вугілля до ст. Гусарівка, а порід розкриття – на зовнішні відвали. Для забезпечення місцевих заїздів на два верхні вугільні горизонти передбачається побудувати допоміжні тимчасові з'їзди у необхідних місцях. При цьому площа відпрацювання складе біля 3 км², а довжина й ширина фронту гірничих робіт по Складному вугільному горизонту – 2600 і 700 м відповідно.

III.6.3. Обґрунтування раціональної послідовності формування системи виробок розкриття глибоких обводнених горизонтів

Як було вказано раніше, границі розкриття обводнених буровугільних горизонтів залежать насамперед від потужності покриваючих порід, виклинювання пластів до денної поверхні, а також місця розташування промислових об'єктів гірничо-збагачувального комбінату. У подальшому одним із важливих питань є встановлення раціональної послідовності розкриття горизонтів, що, в першу чергу, впливатиме на термін підготовки кар'єрного поля до експлуатації.

Дослідження питань розробки глибоких буровугільних родовищ показали, що організація гірничотранспортних робіт по розкриттю суттєво обводнених їх частин у світовій практиці невідома. На прикладі Ново-Дмитрівського родовища виявлено формування лінії депресійної воронки при поглибленому напрямку розкриття вугільних покладів [69, 96]. Слід відмітити, що верхні горизонти родовища мають значну потужність й зневодненість порід розкриття, тому відпрацювання їх доцільно вести з використанням потужних драглайнів та роторних комплексів. При цьому на основі аналізу інтенсивності водопритливів до виробок розкриття та гідродинамічного режиму підземних вод зроблено висновок, що застосування важкої техніки на нижніх уступах при глибині кар'єру від 100 до 380 м буде суттєво ускладнене за рахунок постійного обводнення гірничої маси. У зв'язку з цим організація робіт з розкриття продуктивних вугільних покладів повинна передбачати систематичне осушення верхніх горизонтів у відповідності до поступового переміщенням у просторі лінії депресійної воронки, форма якої обумовлює введення нових одиниць виймально-го обладнання на нижчележачі горизонти та паралельне впровадження на них випереджувального водовідливу (рис. III.3).

Зміну параметрів воронки депресії у часі й за глибиною розробки можливо описати аналітично з урахуванням складних гідрогеологічних умов розробки та інтенсивності посування фронту гірничих робіт таким чином

$$R = 10H_m \sqrt{K_\phi T_p}, \quad (\text{III.1})$$

де R – радіус впливу воронки депресії, м; H_m – поточна глибина кар'єру, м; K_ϕ – коефіцієнт фільтрації порід, м/добу; T_p – термін розкриття горизонтів, роки.

З поглибленням гірничих робіт інтенсивність водопритливів до виробок розкриття суттєво збільшується. Слід відмітити, що поступове поглиблення місця розташування дна розрізної траншеї при підготовці кожного уступу до екс-

платуації призводить до зростання площі осушення у верхній частині родовища. Але цього замало для безпечної роботи потужного обладнання при розширенні робочої зони для забезпечення необхідної площі розкриваємих нижніх горизонтів. Тому єдиним економічним способом розкриття обводненої частини родовища буде застосування засобів гідромеханізації, що дозволить поряд з розробкою м'якої гірничої маси вести й паралельну відкачку підземних вод для осушення кар'єру.

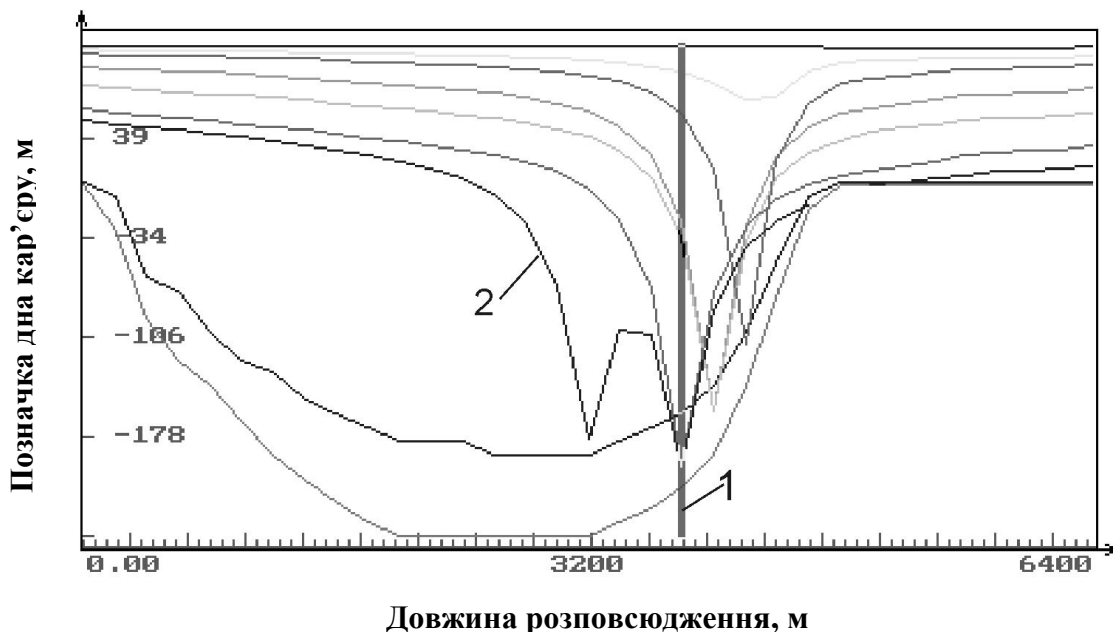


Рис. III.3. Параметри впливу воронки депресії на горизонти, що розкриваються: 1 – серія дренажних виробок у кар'єрному полі; 2 – зміна положення лінії депресійної воронки у процесі відкачування води

Для осушення кар'єру паралельно із відкачкою підземних вод гідромеханізованою технікою слід передбачати також і експлуатацію дренажних свердловин із заглибленими насосами як зі сторони відпрацьованої неробочої ділянки кар'єрного поля, так і запланованої у його контурах. Саме від інтенсивної роботи засобів гідромеханізації у підводній частині розрізної траншеї залежить швидкість переміщення лінії депресії, що у свою чергу впливає на зменшення часу на розкриття продуктивних горизонтів.

У загальному вигляді послідовність розкриття робочих горизонтів у кар'єрі виглядає наступним чином. Для проведення в'їзної й розрізної траншей на першому розкривному горизонті доцільно використовувати драглайн, наприклад, типу ЕШ-6/60 або зворотну лопату ЕГО-8 (табл. Д.24) із навантаженням гірничої маси до автосамоскидів. Цими ж екскаваторами спочатку проходиться нагірна дренажна траншея (рис. III.4), плануються площадки для монтажу стрічкових конвеєрів та роторних комплексів.

Захист гірничих виробок від впливу зливових та талих вод здійснюється для запобігання затоплення виробленого простору кар'єру. Задля зниження їх обсягу прийнято рішення відгородити зону підпитки водоносних горизонтів шляхом проведення водовідвідної траншеї у напрямку із північного заходу на південний захід довжиною до 5 км, з якої самопливом буде проводитися відвід поверхневих вод за

межі кар'єру. Траншея об'ємом 1,2 млн м³ проводиться на глибину $H_I = 5$ м із шириною дна $B_D = 5$ м та кутом укосу бортів $\alpha = 35^\circ$ за 3 – 4 місяці.

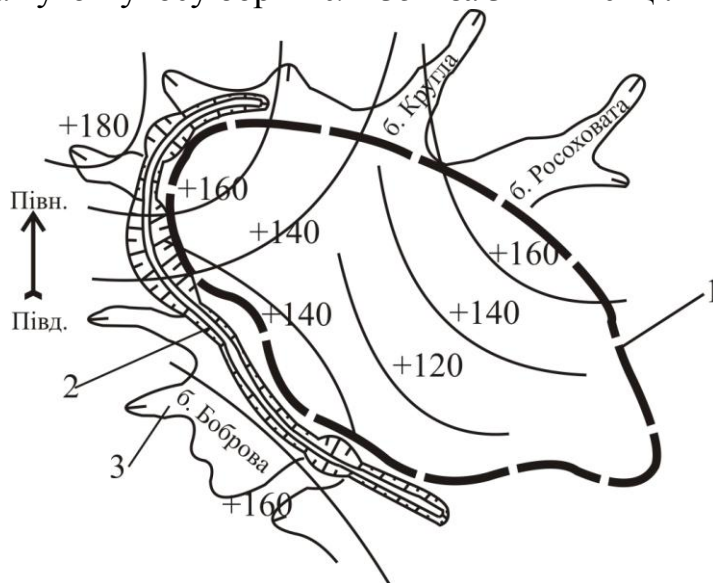


Рис. III.4. Схема розташування водовідвідної траншеї на земній поверхні:
1 – контури кар'єрного поля; 2 – водовідвідна траншея; 3 – балки

Після підготовки початкових вибоїв поступово вводяться до експлуатації більш потужні драглайни типу ЕШ-20/90. Їх кількість залежить від обсягів виймання гірничої маси. При досягненні позначки глибини кар'єру -55 м та виявленні рівня підземних вод, на дні нижньої із траншей встановлюється земснаряд, який поступово буде поглиблювати їх до проектної глибини й одночасно осушувати виробки розкриття. Надалі, після осушення вищележачих горизонтів, виконується рознос бортів кар'єру екскаваторами ЕШ-20/90 із навантаженням гірничої маси через бункер-перевантажувач до стрічкових конвеєрів. Розширення верхніх осушених горизонтів здійснюється потужними роторними комплексами СРС-6300 до встановлених границь кар'єрного поля [104].

III.6.4. Критерій ефективності розкриття родовищ

Продуктивність кар'єру з видобутку корисних копалин у першу чергу залежить від їх запасів та потреби для подальшої переробки у товарну продукцію на даний час і перспективу, а також кліматичних, гірничо-геологічних, гідрогеологічних, техніко-економічних та інших факторів, що значно впливають на ефективність використання й чисельність потужного гірничотранспортного обладнання. При розгляданні усієї їх сукупності слід відмітити, що вони взаємопов'язані між собою й змінюються у певних межах. Розрахунок витрат на будівництво буровугільного кар'єру та введення його до експлуатації представляє собою доволі складний процес. Слід відмітити, що для кожного гірничого підприємства рентабельною вважається його експлуатація при мінімально можливих термінах розкриття та собівартості виробництва, а капітальні вкладення та експлуатаційні питомі витрати на гірничотранспортні роботи мають забезпечувати суміжні галузі сировиною у заданих об'ємах. З цією метою німецькою компанією

єю “Laubag” [3] запропоновані способи попередньої оцінки витрат з урахуванням терміну на розкриття та експлуатацію Ново-Дмитрівського кар’єру. Так, при річному обсязі видобутку 8 млн т вугілля можливо забезпечити сировиною електростанцію потужністю біля 1200 МВт. На показники експлуатації родовища впливає відносно незначне його віддалення від промислових центрів на сході країни.

Оскільки буровугільні родовища Північно-Західного Донбасу мають складні гідро- та гірничегеологічні умови розробки, для визначення критерію ефективності їх експлуатації слід встановити взаємозв’язок між факторами, що суттєво впливають на термін підготовки та порядок розкриття продуктивних горизонтів. Аналіз гідрогеологічної характеристики Ново-Дмитрівського родовища показав, що основним фактором, який відображає особливості розкриття глибоких буровугільних родовищ, є їх суттєва обводненість. Саме ця особливість передбачає розробку нетрадиційних способів осушення виробок розкриття під час поглиблення розрізної траншеї.

Слід відмітити, що промислове значення на родовищі мають три вугільні горизонти. При досягненні підшови кожного з них можливо досягти певної виробничої потужності, при якій видобування бурого вугілля буде вважатись економічно вигідним. Вибір типу виймально-навантажувального устаткування та його нормативна продуктивність прямопропорційно впливають на швидкість посування й темп поглиблення фронту гірничих робіт, що призводить до зменшення часу на розкриття й введення до експлуатації кожного з вугільних горизонтів. Взаємозв’язок факторів і параметрів розкриття наведено на рис. III.5.

З рис. III.5 слідує, що термін осушення родовища від напірних підземних вод взаємопов’язаний з розширенням об’єму зони розкриття. На початковому етапі розкриття, при досягненні Верхнього вугільного горизонту, виникає необхідність транспортування порід розкриву до зовнішніх відвалів. Поступове поглиблення гірничих робіт комплексом виймально-навантажувального устаткування до підшови Основного горизонту дозволяє сформувати вироблений простір кар’єру для подальшого складування у ньому порід розкриву. При цьому, враховуючи складні гідрогеологічні умови Ново-Дмитрівського родовища, керування часом на розкриття можливо досягти єдиним способом – застосуванням засобів гідромеханізації із розносом бортів у верхній зоні кар’єру драглайнами, а потім і роторними комплексами у верхній осушеній її частині. Таким чином поєднуються процеси виймання гірничої маси з осушенням зони розкриття й підготовки її до експлуатації, що у свою чергу призводить до безпечних умов використання потужного обладнання при розробці пластів бурого вугілля.

Аналізуючи вищенаведені фактори, у якості **основного критерію ефективності** у дослідженнях прийнято мінімальний термін розкриття й підготовки до експлуатації обводнених горизонтів глибоких буровугільних родовищ із заданою виробничою потужністю. На підставі цього, для вибору осушувального устаткування необхідно виконати прогнозування притоків підземних вод при розкритті кожного із нижніх горизонтів.



Рис. III.5. Схема щодо визначення критерію ефективності розкриття родовища

III.6.5. Прогнозування притоків підземних вод до виробок розкриття буровугільних кар'єрів

Оскільки за критерій ефективності вибрано мінімум часу на розкриття родовища, з метою обґрунтування технологічних рішень по осушенню Ново-Дмитрівського родовища були встановлені водопритоки у залежності від часу на розкриття кожного із продуктивних вугільних горизонтів. Оцінка гідродинамічного режиму підземних вод у моделюємій області при розкритті й відпрацюванні родовища відкритим способом виконана за результатами чисельного моделювання в умовах нестационарного режиму фільтрації [69]. Вирішення прогностичних задач геофільтрації являло собою сукупність послідовних рішень, відповідних до розрахункових періодів розвитку гірничих робіт по площі й глибині. Отримані рішення відповідають тимчасовим періодам відпрацювання родовища протягом 1, 3, 5, 7, 13 і 17 років. Розрахункові періоди встановлені за умови досягнення дном кар'єру позначок покрівлі шарів, що перекривають водовмісні породи чет-

вертинного водоносного горизонту, Верхнього, Складного та Основного вугільних пластів [69].

Встановлено, що формування депресійної воронки у четвертинному водоносному горизонті відповідає положенню контурів кар'єру в межах проектних контурів. При цьому в горизонтах, що залягають нижче, практично відсутні помітні зміни у рівневому режимі підземних вод. Це пояснюється тим, що із одного боку, існує наявність розподіляючих водотривких шарів у межах мульдopodobної структури, а з іншого характеризується значними ємнісними запасами води у вуглевмісній товщі. Величини водопривливів на цей період становлять 2420 м³/добу.

На 3-х літній період розвитку гірничих робіт, відповідно до поточного положення дна кар'єру, стан покрівлі Складного пласта (абсолютна позначка – 30 м) відзначається істотним зростанням дренавального впливу контурів розрізної траншеї. Так, практично у всіх розрахункових шарах починається формування гідродинамічних ліній депресій у межах контурів кар'єру. Найбільшому впливу піддаються верхні водоносні горизонти, у меншій мірі – водоносний горизонт підвугільних пісків, що пов'язано з його значними початковими ємнісними запасами води. До особливостей цього періоду розкриття родовища слід віднести початок формування зон осушення у межах контурів розрізної траншеї, яке відзначається у четвертинному водоносному горизонті й масиві Верхнього вугільного пласту. Величини водопривливів до кар'єру на 3-й рік ведення гірничих робіт оцінюються обсягом 19407 м³/добу. Їхнє формування відбувається як за рахунок ємнісних запасів, так і задіяних притоків води з верхніх горизонтів.

Поглиблення кар'єру до позначок покрівлі Основного пласта (7-річний розрахунковий період, позначка дна кар'єру –110 м) супроводжується збільшенням розмірів депресійної воронки у всіх водоносних горизонтах, включаючи й товщу підвугільних пісків. Зниження рівнів води в границях кар'єру й відробка її ємнісних запасів приводить до збільшення площі ділянок осушення верхніх горизонтів вуглевмісної товщі. При цьому величина водопритоків до кар'єру на цей період зростає до 52386 м³/добу.

Поступове переміщення розрізної траншеї у плані та її поглиблення до позначки –160 м у міру відпрацювання покладів (13-літній розрахунковий період) приводить до осушення більш великих ділянок верхніх водоносних горизонтів і зросту кар'єрного водопривливу до 72534 м³/добу. Збільшення площі осушення водоносних горизонтів свідчить про переважну роль ємнісних запасів підземних вод у формуванні кар'єрних водопривливів.

Подальше ведення гірничих робіт при поступовому переміщенні розрізної траншеї на кожен нижчий горизонт, що розкривається й подальше відпрацювання порід усередині кар'єрного простору приводить до поступового осушення крайових ділянок буровугільних покладів. Так, при зниженні позначки гірничих робіт від –160 до –200 м на розрахункові періоди експлуатації кар'єру станом на 17-й рік сумісно із верхніми водоносними горизонтами відмічається поступове осушення також і Основної лінзи. При цьому обсяги кар'єрних водопривливів збираються на рівні 66 – 76 тис. м³/добу із тенденцією до поступового зниження.

Слід зазначити, що переважна роль інфільтраційного живлення й ємнісної складової у формуванні кар'єрних водопривливів робить малоефективним

вертикальний дренаж на границях вуглевмісної товщі. У цих умовах найбільш доцільним, з погляду керування гідродинамічним режимом, є ведення гірничих робіт з послідовним переміщенням положення розрізної траншеї на кожному горизонті у вертикальній площині та складуванням порід розкриття до виробленого простору при реалізації динамічного контурного дренажу, що забезпечує зниження напорів у межах ділянок, які безпосередньо прилягають до контурів виробки. Збереження розмірів та темпу поглиблення кожної розрізної траншеї у цьому випадку буде забезпечувати сталість дренажного контуру кар'єру й, відповідно, зниження об'ємів підземних вод, що формують кар'єрні водопріпливи по мірі відкачки їх статичних запасів у товщі підвугільних пісків.

За даними геофільтраційного моделювання величина припливу води при досягненні основного горизонту (позначка –200 м) становить 3166 м³/год [69]. Крім того, при формуванні піонерного ставка для їх вміщення, до динамічних запасів $Q_{дин}$ (м³/год) необхідно додати ще від 20% максимально можливої добової кількості опадів на території родовища. Оскільки добовий максимум $Q_{i(max)}$ опадів складає 77 мм/год на 1 км², а площа території водозабору становить $S_p = 25$ км², то притік води до розкривної виробки $Q_{он}$ (м³/год) виражається залежністю:

$$Q_{он} = 0,2Q_{i(max)} \times S_p = 0,2 \cdot 77 \cdot 25 = 385 \text{ м}^3/\text{год}. \quad (\text{III.2})$$

При цьому загальний приплив підземних і стічних вод до розкривної виробки $Q_{в.заг.}$ (м³/год) площею 1,82 км² складе

$$Q_{в.заг.} = Q_{дин} + Q_{он} = 3166 + 385 = 3551 \text{ м}^3/\text{год}. \quad (\text{III.3})$$

Проведені дослідження показують, що джерелом надходження підземних вод до гірничих виробок кар'єру будуть служити:

- залишкові запаси води водоносних горизонтів, порушених кар'єром;
- пружні запаси підземних вод;
- інфільтрація атмосферних опадів;
- перетікання води з нижніх водоносних горизонтів через недосконалі водотриви.

Враховуючи вищесказане, для обґрунтування послідовності вводу та безпечної роботи виймально-навантажувального й транспортного устаткування необхідно розраховувати параметри стійкості уступів системи виробок розкриття буровугільного родовища відносно глибини їх розташування із урахуванням відповідного надходження підземних вод та атмосферних опадів.

III.6.6. Обґрунтування стійкості уступів складених багат шаровими породами при розкритті обводнених горизонтів бурого вугілля

Відомо, що підвищення стійкості уступів здійснюється, як правило, шляхом зменшення кута його укосу та висоти, попередження присутності води на підтоплюємій підшві або обмеження її доступу до гірничих виробок, зниження впливу маси працюючого устаткування, привантаження укосів зсувних ділянок підірними призмами тощо [94, 101]. Тому для безпечної роботи виймально-навантажувального устаткування в умовах підтоплення вибоїв варто орієнтуватися на застосування потужних драглайнів, які під час роботи знаходяться на

значній відстані від площадки вибою й розташовані на висоті 20 – 30 м над підошовою уступів.

Оскільки основні фізико-механічні показники різнотипових порід взяті за даними геологорозвідувальних свердловин, встановлений безпечний стан уступів в умовах відкритої розробки Ново-Дмитрівського родовища, що оснований на розрахунку нормативного коефіцієнта запасу стійкості в умовах граничної рівноваги сил, що зрушують й утримують породу у межах призми можливого обвалення. При несприятливому впливі різних природних факторів уступ, що складається з декількох шарів різнотипових порід, може переходити в нерівноважний стан і зменшувати свою стійкість на контакті між ними. Основними причинами, які приводять до виникнення зсувів і порушення цілісності масиву, є:

- формування кута укусу уступу зі значенням більше стійкого, а також підробка підошви його схилу;

- вплив маси зовнішніх навантажень від виймально-транспортного устаткування на масив уступу;

- зміна фізико-механічних властивостей і характеристик окремих шарів порід в уступі або гірському масиві при впливі на них води.

Для умов порід Ново-Дмитрівського родовища виконаний розрахунок стійкості уступів, що складаються з декількох шарів порід з урахуванням розміщення на площадках гірничого устаткування та без нього. Розглянуто наступні суміжні породи, що відпрацьовуються одним уступом: суглинки; глини піщані та монтморилонітові, вуглисті й опоковидні; вугілля, діатоміти, піски. Дослідження виконані з урахуванням капілярного зволоження породи у природному стані й при введенні коефіцієнта запасу стійкості. Згідно рекомендаціям ВІОГЕМ [85, 97] при виконанні розрахунку стійкості уступів, складених глинистими породами, вводиться коефіцієнт запасу стійкості K_{zc} рівний 2,07.

Найбільші обсяги порід розкриву в границях кар'єру припадають на монтморилонітові глини. Ця група слабких, глинистих порід є найбільш різноманітною і має схильність до пластичних деформацій у гірничих виробках. Також на родовищі присутні темно-сірі й сірі глини, переважно монтморилонітового складу, з малопотужними прошарками вуглистих глин, вугілля, слабких мергелів та мергелеподібних вапняків. Крім цього, розглядались суглинки, глини піщані та опоковидні, що також піддані пластичним деформаціям.

Для розрахунків коефіцієнту запасу стійкості укосів уступів прийняте припущення щодо пласкої деформації, коли поверхня ковзання – циліндрична з утворюючими, що паралельні поверхні схилу, а завдання зводиться до пошуку критичного напрямку, названого лінією ковзання (табл. III.1). Такий підхід заснований на припущенні, що просторовість не впливає на величину коефіцієнта запасу стійкості [94]. У розрахунках використовуються різні форми лінії ковзання, в основному, дугоподібні. Однак, для неоднорідних укосів, таких як на Ново-Дмитрівському родовищі зі складною гідрогеологічною ситуацією, обмеження на вибір поверхні ковзання повинні бути мінімальними. В основі алгоритму розрахунку лежить методика, що запропонована у роботі [105] та інших, яка заснована на методі змінного ступеня мобілізації опору зрушенню шляхом апроксимації геометрії укусу за допомогою безперервних кусочно-ламаних ліній у окремих відсіках (рис. III.6).

Таблиця III.1

Значення коефіцієнта стійкості K_y для уступів висотою 30 м, складених шарами різних порід

| Кількість шарів в уступі (зверху донизу). Тип порід | Потужність шару, м/ кут нахилу шару, град. | Кут внутрішнього тертя, град | Питоме зчеплення, т/м ² | Питома вага, т/м ³ | Глибина від поверхні, м | Коефіцієнт стійкості | |
|--|---|------------------------------|------------------------------------|-------------------------------|-------------------------|----------------------|---|
| | | | | | | У природному стані | У природному стані з урахуванням $K_{зс}$ |
| 1. Суглинки 2. Монтморилонітові глини | 10/5 20/5 | 6 8 | 9,9 11,5 | 1,97 1,74 | 30 | 1,932 | 0,714 |
| 1. Глини піщані 2. Монтморилонітові глини | 20/4 10/4 | 14 8 | 14,6 11,5 | 2,02 1,74 | 30 | 2,064 | 0,739 |
| 1. Монтморилонітові глини 2. Діатоміти | 25/9 5/9 | 8 32 | 11,5 12 | 1,74 1,42 | 60 | 3,051 | 1,906 |
| 1. Монтморилонітові глини 2. Вугілля (Складний горизонт) 3. Монтморилонітові глини | 10/9 10/9 10/9 | 6 31 8 | 9,9 35 11,5 | 1,97 1,19 1,74 | 60 | 3,406 | 0,724 |
| 1. Глини опоковидні 2. Діатоміти 3. Глини опоковидні | 11/11 8/11 11/11 | 17,5 32 17,5 | 12,5 12 12,5 | 1,37 1,42 1,37 | 90 | 1,068 | 0,015 |
| 1. Глини опоковидні | 11/11 | 17,5 | 12,5 | 1,37 | 90 | 3,629 | 1,189 |
| 1. Монтморилонітові глини 2. Діатоміти 3. Монтморилонітові глини | 10/11 10/11 10/11 | 8 32 8 | 11,5 12 11,5 | 1,74 1,42 1,74 | 90 | 0,881 | 0,361 |
| 1. Діатоміти 2. Глини опоковидні 3. Вугілля (Основний горизонт) | 8/11 10/11 12/11 | 32 17,5 31 | 12 12,5 35 | 1,42 1,37 1,19 | 120 | 4,304 | 3,986 |
| 1. Вугілля 2. Піски | 15/19 15/19 | 31 30 | 35 1,6 | 1,19 1,92 | 150 | 2,694 | 1,628 |

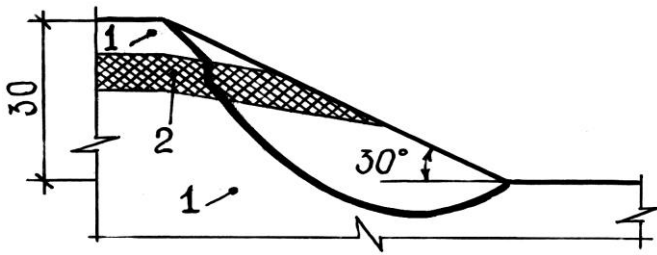


Рис. III.6. Схема укосу уступу й можливої лінії ковзання для діатомітів (середній шар) і глин опоковидних при розробці уступів висотою 30 м: 1 – глина опоковидна; 2 – діатоміти

Із рис. III.6 видно, що поверхня ковзання відносно круглоциліндрична, однак при виконанні розрахунків, пов'язаних із діатомітами, розташованими у вигляді прошарку між глинами, поверхня ковзання по них у профілі виявилася майже вертикальною. Основні фізико-механічні властивості порід для розрахунків прийняті відповідно до природних умов. За отриманими значеннями укосу та ймовірною лінією ковзання коефіцієнт запасу стійкості для природних умов становить – 1,068 [106].

Досліджено найнебезпечніші контакти шарів по глибині розробки у природному стані з урахуванням встановленого коефіцієнта запасу стійкості. Можливі варіанти контактних шарів розраховані до глибини 150 м. Положення окремих шарів по висоті на площині оголеного укосу в розрахунках різне. При введенні у фізико-механічні параметри шарів показника K_{zc} коефіцієнт стійкості знижується в 2 – 3 рази.

Мульдоподібна будова родовища приводить до того, що вибій уступу, який складений по висоті з декількох шарів, у міру посування фронту робіт характеризується зміною їх як по висоті розташування, так і за потужністю. Висота уступу приймається у залежності від глибини черпання крокуючого екскаватора. Для уступу висотою 30 м із кутом укосу 30° , що складається з шарів глин піщаних і монтморилонітових по висоті h_c (м) щодо нижньої площадки уступу, розрахункові значення коефіцієнта стійкості показані на рис. III.7.

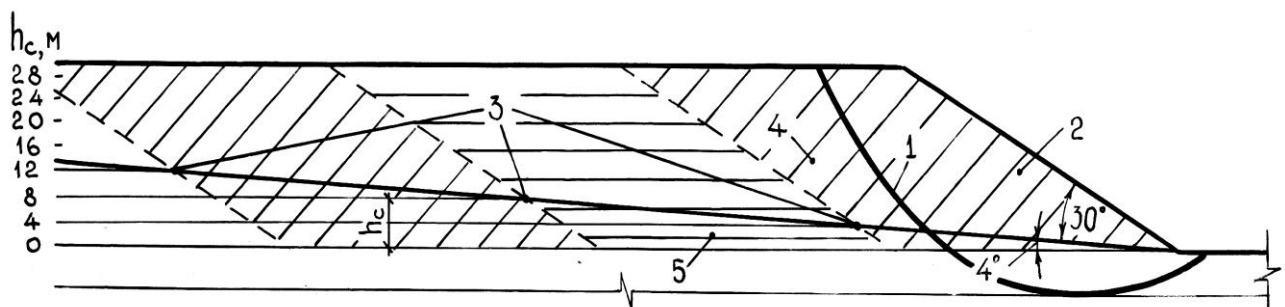


Рис. III.7. Схема зрушення укосу уступу для глинистих порід: 1 – лінія ковзання; 2 – укіс уступу; 3 – точки контакту шарів на укосі уступу по ходу посування фронту робіт; 4 – глини піщані (верхній шар); 5 – глини монтморилонітові (нижній шар)

Кут падіння шару породи для розрахунку прийнятий 4° . З урахуванням того, що монтморилонітові глини є водоупором, а глини піщані на контакті шарів можуть пропускати воду, встановлені значення коефіцієнта запасу стійкості при обводненому верхньому шарі. Зменшення потужності обводненого верхнього шару пі-

щаних глин веде до збільшення стійкості загального масиву гірських порід при розташуванні контакту шарів на висоті 6 м від нижньої площадки уступу (рис. III.8).

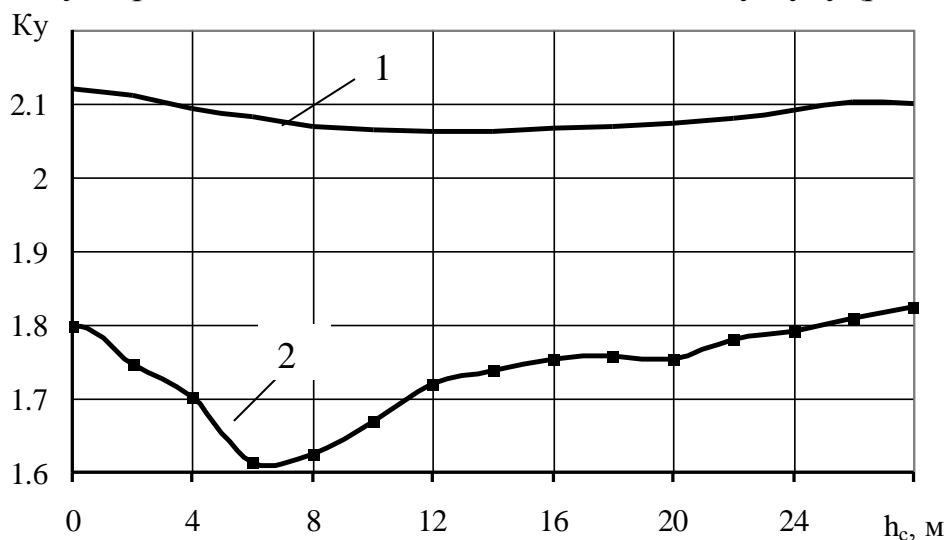


Рис. III.8. Графіки зміни коефіцієнта стійкості укосу уступу K_y при зміні висоти контакту шарів h_c (м) глинистих порід щодо нижньої площадки уступу в природних умовах і при зволоженні верхнього шару: 1 – істотний необводнений стан; 2 – обводнений верхній шар

Проаналізувавши дослідження стійкості піщано-глинистих порід Ново-Дмитрівського родовища у природному стані з урахуванням отриманих значень коефіцієнта запасу стійкості та розташуванням устаткування на верхній площадці уступу, можна зробити висновок, що середня висота вибою, складеного монтморилонітовими глинами, не повинна перевищувати 20 м, а кут його укосу бути не більше 30° . Це дозволить експлуатувати уступи в стійкому стані. Результати розрахунків наведені в табл. III.2.

Таблиця III.2

Параметри стійких гірничих виробок, складених піщано-глинистими породами в умовах Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

| Тип порід (шар) | Висота уступу, м | Кут укосу уступу, град |
|------------------------|------------------|------------------------|
| Суглинки | 15 | 30 |
| Глини піщані | 20 | 30 |
| Глини монтморилонітові | 20 | 24 |
| Глини вуглисті | 30 | 50 |
| Глини опоковидні | 30 | 50 |
| Піски | 30 | 35 |

Однак необхідно враховувати, що зміна фізико-механічних властивостей м'яких порід під дією кліматичних умов і підземних вод може різко змінити робочі параметри вибою й потребує додаткових заходів для підвищення стійкості

уступів. Екскавація порід виймально-навантажувальними машинами здійснює основний вплив на стійкість укосів уступів. Цей вплив оцінюється двома факторами: формою укосу вибою в результаті екскавації та величиною навантаження уступу під вагою екскаватора [105].

З урахуванням наведених розрахунків, при підтопленні нижньої площадки уступів кар'єру драглайни опиняються у більш надійному стані порівняно з іншими типами екскаваторів. Так, для потужних драглайнів питоме навантаження на ґрунт становить 0,1 – 0,18, тоді як для роторних екскаваторів досягає 0,22; гідравлічних 0,22 і кар'єрних мехлопат 0,33 МПа. Крім того, драглайни при роботі розташовані на верхній площадці уступу й мають радіус копання до 100 м, що дозволяє значно віддалити центр їх ваги від верхньої брівки уступу.

Оскільки Ново-Дмитрівське родовище знаходиться на стадії проектування, для обґрунтування безпечної роботи потужних драглайнів при вийманні м'якої гірничої маси необхідно провести практичні дослідження стійкості уступів на діючих кар'єрах України з видобутку бурого вугілля та марганцевої руди. У якості найбільш прийняттого аналогу слід орієнтуватися на кар'єри Орджонікідзевського ГЗК, де експлуатуються драглайни типу ЕШ-11/70, ЕШ-15/70 та ЕШ-20/90. Саме останні послугують основою для дослідження процесу навантаження, визначення продуктивності їх роботи за транспортною системою розробки та вибору перевантажувального устаткування для завантаження стрічкових конвеєрів. Значну увагу слід звернути на визначення довжини конвеєрних ставів при відпрацюванні виймальної західки значної довжини та дослідженню технології їх переміщення у нове положення.

III.6.7. Основні методичні положення з формування системи виробок розкриття глибоких родовищ бурого вугілля

Оскільки гірничо-будівельні роботи складаються з проведення капітальних і розрізних виробок, а також робіт із розносу уступів до меж, обумовлених контуром кар'єру на момент введення його в експлуатацію, сформульовані основні методичні положення, що дозволяють узагальнити послідовність формування системи виробок розкриття глибоких буровугільних родовищ.

При цьому обсяг робіт з проведення капітальних і розрізних траншей, утворення робочих площадок і нормативних розкритих запасів корисної копалини, необхідне устаткування, послідовність і термін виконання цих робіт визначають розрахунками й фіксують у графіку будівництва кар'єру. Гірничо-капітальні роботи виконують у наступному порядку. Спочатку проводиться капітальна траншея, що розкриває перший зверху уступ. Потім з кінця капітальної траншеї проводиться розрізна траншея першого уступу. Після цього виконується рознос одного або двох бортів розрізної траншеї першого уступу. Потім проводиться капітальна траншея для розкриття другого уступу. З кінця цієї капітальної траншеї проводиться розрізна траншея другого уступу, тощо. У конкретних умовах будівництва кар'єру така послідовність може мати деякі особливості. При розробці графіка будівництва кар'єру бажано передбачити раціональний порядок введення екскаваторів до роботи

для забезпечення максимального їх використання, мінімальних термінів і вартості будівництва кар'єру.

Наведені вище технічні рішення з розкриття глибоких буровугільних родовищ дозволили систематизувати й узагальнити певні обмеження, які передбачають забезпечення мінімальних грошових витрат на транспортування гірничої маси, мінімальний обсяг гірничо-капітальних робіт і раціональний поділ виймання порід розкриття за весь термін відпрацювання кар'єрного поля [68]. Відповідно до кутів падіння покладів, просторового положення їх відносно поверхні та кінцевої глибини кар'єрного поля й механізації гірничотранспортних робіт запропоновано класифікувати способи формування виробок розкриття за ознаками мінімальних відстані транспортування гірничої маси до місця призначення l_{mp} (км), собівартості її перевезення C_{mp} (грн/т) та складування до відвалів $C_{від}$ (грн/т) (рис. III.9).

Глибина й довжина розрізної траншеї, як правило, відповідають висоті й довжині підготовлюваного до розробки горизонту. Ширина основи розрізної траншеї визначається за умови нормального розташування на ній гірничого й транспортного устаткування при вийманні порід у межах першої західки. Кут укосу її бортів у напрямку посування фронту робіт приймають рівним куту укосу робочих уступів відповідно до фізико-технічних характеристик розроблюваних порід. Якщо один із бортів розрізної траншеї є частиною неробочого борту кар'єру, то кут його укосу приймається рівним куту укосу неробочого уступу. Об'єм $V_{m.p}$ (м³) розрізної траншеї визначається за формулою

$$V_{m.p} = S_{m.p} \cdot l_{m.p}, \quad (III.4)$$

де $S_{m.p}$ – площа поперечного перерізу розрізної траншеї, м²; $l_{m.p}$ – довжина розрізної траншеї, м.

При розносі одного борту розрізної траншеї, що прийнятне для умов Ново-Дмитрівського родовища (траншея розташовується по одному із контурів кар'єру), площа її поперечного перерізу $S_{m.po}$ (м²) визначається за формулою

$$S_{m.po} = 0,5H \left[2b_{m.p} + H_{m.p} \left(\operatorname{ctg} \alpha_p + \operatorname{ctg} \alpha_n \right) \right], \quad (III.5)$$

де $H_{m.p}$ – глибина розрізної траншеї, м; $b_{m.p}$ – ширина підшови розрізної траншеї, м; α_p, α_n – відповідно кут укосу робочого й неробочого бортів розрізної траншеї, град.

Слід відзначити, що конструктивні особливості схем проведення виробок розкриття передбачають подальше відпрацювання гірських порід у межах кар'єрного поля із застосуванням того ж самого устаткування, яке обумовлює використання оптимальної саме для нього технології й організації гірничотранспортних робіт. Оскільки фізико-технічні якості порід розкриття й корисних копалин та глибина їх відпрацювання доволі різноманітні, то визначення параметрів проведення виробок розкриття й подальшої розробки родовища слід вирішувати сумісно із обґрунтуванням доцільної у цілому системи гірничотранспортних робіт.

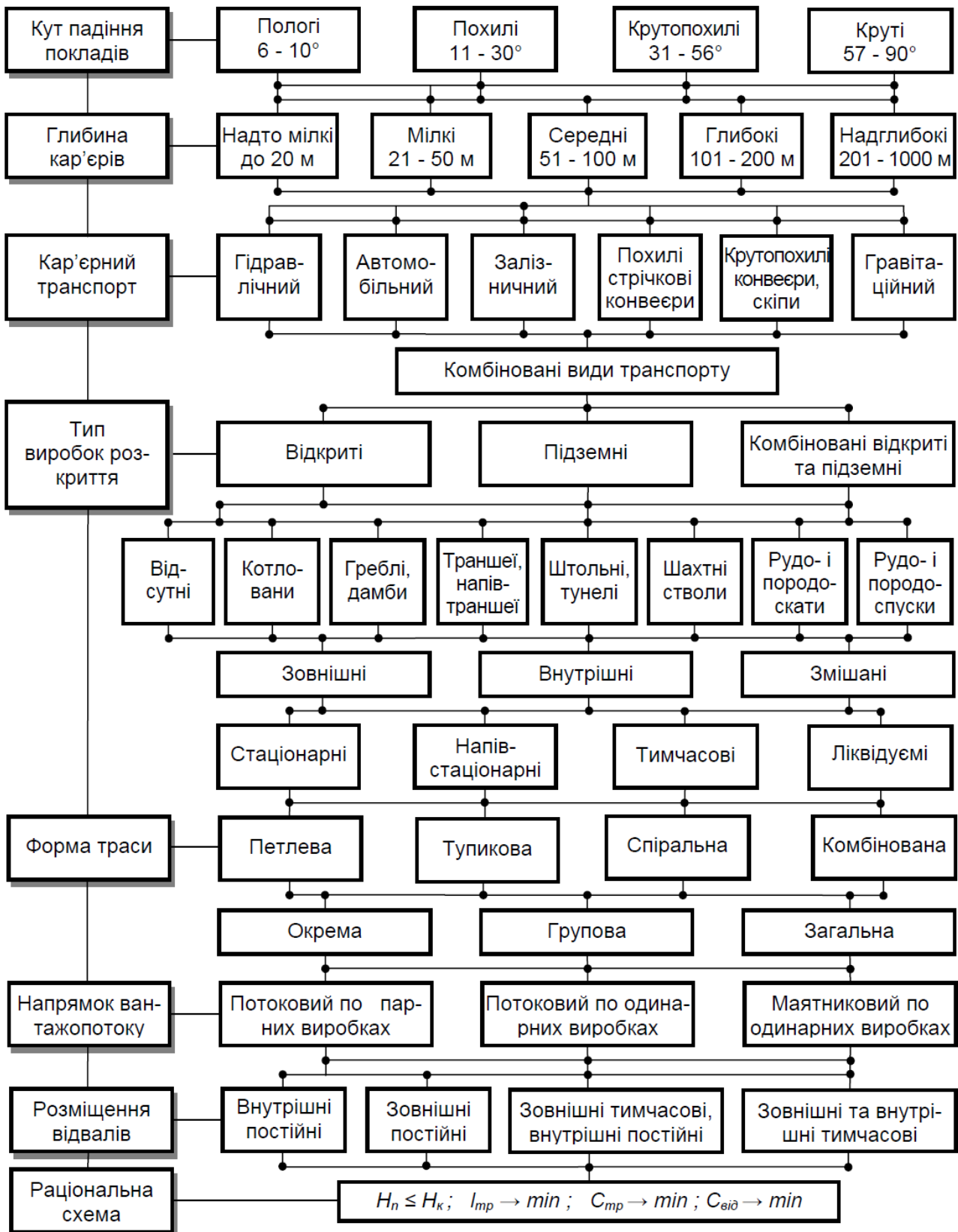


Рис. III.9. Структура формування виробок розкриття кар'єрних полів

На основі наведеного сформульовані основні методичні положення з формування раціональної системи розкриття обводнених горизонтів буровугільних родовищ:

– надходження підземних вод до виробок розкриття у надвеликих обсягах перешкоджає застосуванню їх розкриття традиційними способами, що призводить до невизначеності порядку формування раціональних зон розкриття буровугільного родовища до кінцевої глибини;

– інтенсивність розвитку депресійної воронки у межах границь розкриття є визначальною при встановленні стійких параметрів уступів й обумовлює вибір виймально-навантажувального і транспортного устаткування для забезпечення мінімального терміну розкриття обводнених горизонтів;

– збільшення обсягів виймання гірничої маси в умовах інтенсивного темпу поглиблення гірничих робіт при формування раціональної системи розкриття обводнених горизонтів досягається шляхом поєднання процесів осушення зони розкриття та посування її верхньої частини уступами підвищеної висоти.

III.7. Обґрунтування параметрів зон розкриття й підготовки суттєво обводнених горизонтів бурого вугілля

III.7.1. Встановлення доцільних параметрів зон розкриття й підготовки суттєво обводнених горизонтів бурого вугілля

При визначенні доцільної технології розкриття глибокозалегаючих обводнених покладів бурого вугілля принципове значення має розрахунок параметрів формування воронки депресії у межах кар'єрного поля. Згідно встановленого порядку розкриття родовище можна поділити на 3 зони: **обводнену**, **зневоднену** та **осушену**. Етапність їх формування залежить від інтенсивності переміщення розрізної траншеї у межах кожної зони розкриття за допомогою засобів гідромеханізації.

Із рис. III.10 видно, що зони розкриття обмежуються контурами депресійної кривої. Радіус її впливу залежить від продуктивності задіяного осушувального устаткування. Для надійного осушення родовища окрім експлуатації земснарядів рекомендовано також організувати додаткові дренажні заходи з використанням рядів вертикальних свердловин із заглибними насосами як зі сторони неробочого борту кар'єру, так і запланованого до відробки. Встановлені наступні особливості виділених зон розкриття.

Обводнена зона (нижня частина). Розташована у межах абсолютних позначок $-200 \div -295$ м. Характеризується значними обсягами підземних вод. Слід відмітити, що формування обводненої зони починається при виявленні рівня підземних вод (позн. +5 м) з достатніми об'ємами для надійної роботи земснарядів. Оскільки водопритоки у даній частині родовища складають $2200 - 2400$ м³/год (див. табл. II.14), то для боротьби із підземними водами необхідно задіяти два земснаряди з відповідною продуктивністю по твердому та воді, що відкачується сумісно з порушеною породою. Другий земснаряд буде використовуватися у якості резервного. При цьому спостерігається переміщення ліній воронки депресії у часі й за глибиною. Остаточне формування зон розкриття співпадає з досягненням кінцевої глибини кар'єру [106, 107].

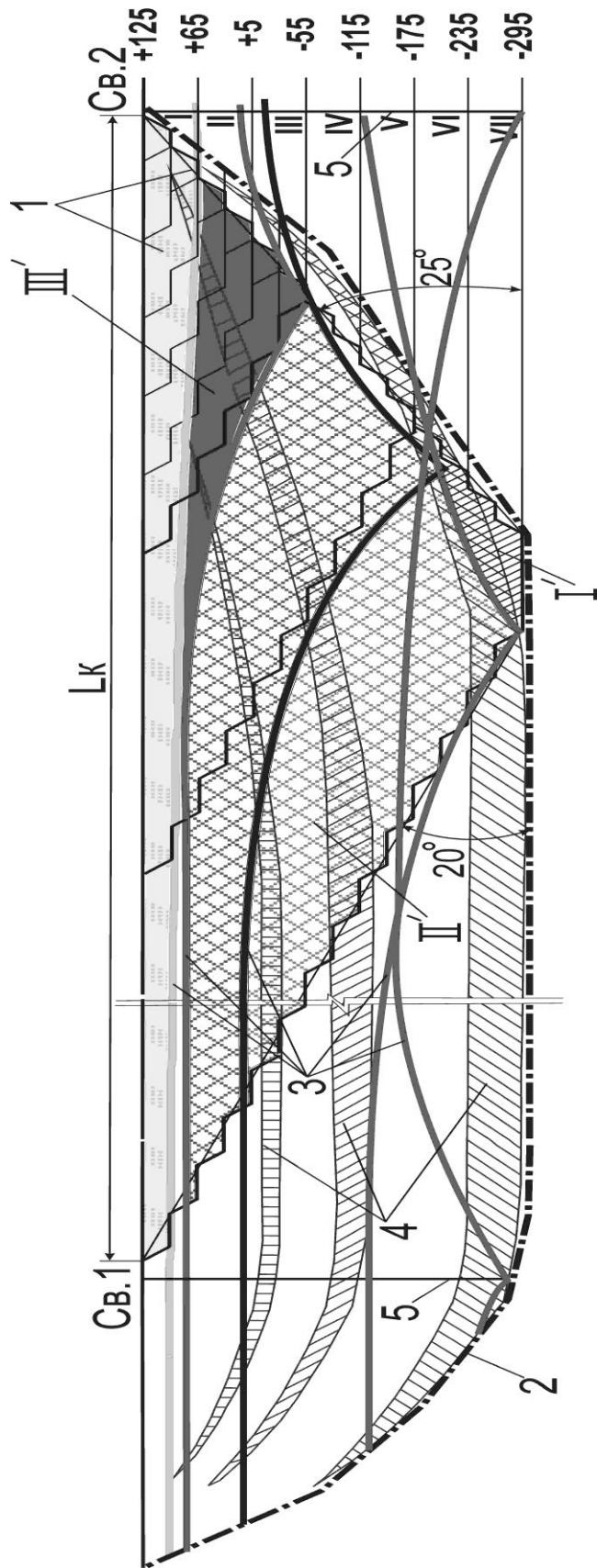


Рис. Ш.10. Схема формування зон розкриття Ново-Дмитрівського буровугільного родовища: 1 – розрізні траншеї підготовки; 2 – контури кар'єрного поля; 3 – лінії розповсюдження депресійної кривої; 4 – обводнені горизонти бурого вугілля; 5 – огороджувальні водознижувальні свердловини; I, II, III...VII – горизонти, що розкриваються; I', II', III' – обводнена, зневоднена й осушена зони розкриття відповідно; L_k – довжина кар'єру поверхнею

Зневоднена зона (середня частина). Розташована у межах позначок $+65 \div -295$ м. Характерною її особливістю є наявність значних об'ємів зневодненої гірничої маси. У якості виймально-навантажувального устаткування задіяні драглайни типу ЕШ-20/90 з навантаженням гірничої маси на стрічковий конвеєр. Кількість екскаваторів залежить від об'ємів розносу робочого борту кар'єру, оскільки система розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища передбачає інтенсивність посування фронту гірничих робіт зі сторони неробочого борту у північно-західному напрямку до протилежного борту кар'єрного поля. У даній зоні розкриття зосереджена переважна концентрація робіт з виймання, перевантаження й транспортування гірничої маси до пунктів її приймання на поверхні. Довжина фронту гірничих робіт складає $900 - 2100$ м у залежності від глибини горизонту, що розкривається.

Осушена зона (верхня частина). Відноситься до позначок $+125 \div +5$ м і охоплює два верхні розкривні горизонти. Характеризується стійкими осушеними породами та великою несучою здатністю, придатною для розміщення й експлуатації потужних роторних комплексів типу СРС-6300. У цій частині родовища зосереджений переважний обсяг суглинків, які будуть використовуватись для будівництва дамб водосховищ. Транспортування гірничої маси передбачено стрічковими конвеєрами, як і в зневодненій зоні розкриття. Розширення зони відбувається до встановлених границь кар'єру. Довжина фронту гірничих робіт складає $1800 - 2400$ м. Конструктивні особливості роторних екскаваторів дають змогу відпрацьовувати уступи висотою до $50 - 60$ м, тобто на всю потужність зони, що розкривається. За результатами досліджень встановлені наступні параметри зон розкриття, що наведені у таблиці III.3.

Таблиця III.3

Параметри зон розкриття Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

| Показники | Зони розкриття | | |
|--|------------------|-----------------|------------------|
| | Обводнена | Зневоднена | Осушена |
| Позначки глибини кар'єру $H_{к2}$, м | $-200 \div -295$ | $+65 \div -295$ | $+125 \div +5$ |
| Водоприплив $Q_{в}$, м ³ /год | $2200 \div 2400$ | $800 \div 840$ | $300 \div 320$ |
| Радіус впливу депресійної воронки R , м | $750 \div 920$ | $970 \div 2150$ | $1840 \div 2510$ |
| Довжина фронту гірничих робіт $L_{ф.с.}$, м | $500 \div 900$ | $900 \div 2100$ | $1800 \div 2400$ |

Як видно із табл. III.3, довжина фронту гірничих робіт знаходиться у межах радіусу впливу депресійної воронки. Кожна зона має свою встановлену глибину, яка може змінюватись по мірі переміщення контурів депресійної воронки. Використання наведених параметрів депресійної воронки стало основою для розробки нових способів розкриття обводнених горизонтів глибоких буровугільних родовищ.

III.7.2. Параметри проведення розрізної траншеї земснарядом у нижній обводненій частині зони розкриття

III.7.2.1. Технологія проведення виробок розкриття земснарядом

Як було вказано раніше, окрема група родовищ над сольовими штоками характеризується напірними підземними водами, що повсемірно обводнюють не тільки породи розкриття й пласти корисних копалин, а й розповсюджуються на значну ширину і глибину від проектних контурів кар'єрного поля. На основі прогнозу оцінки гідродинамічного режиму встановлено, що в умовах Ново-Дмитрівського родовища приплив підземних вод досягає 76 тис. м³/добу при гідравлічному тиску до 3 – 5 тис. кПа. Застосування потужних одноківшових та роторних екскаваторів в умовах суттєвого обводнення робочих уступів ускладнюється за рахунок великого їх тиску на ґрунт та значних водопритоків. Зниження тиску підземних вод і осушення гірського масиву на робочих горизонтах за відомими технологіями здійснювати технічно складно й економічно не вигідно. Тому раціональним з точки зору технології ведення гірничих робіт буде розкриття обводнених горизонтів родовища шляхом послідовного проведення до низу ряду розкривних і розрізних траншей з формуванням водоїми для роботи земснаряду. За рахунок можливості знизити втрати корисних копалин у водозахисних ціликах і суміщення процесів виймання гірничої маси із водовідливом зменшується собівартість й енергетичні потреби виробництва та у цілому підвищується ефективність розробки родовища [108].

При відкритій розробці суттєво обводнених родовищ м'яких порід видалення гірничої маси з виробок розкриття можливо здійснювати у процесі їх проведення драглайном послідовно від земної поверхні до рівня виявлення підземних вод, нижче якого на дні кожної траншеї встановлюють земснаряд з обладнанням напірного гідротранспорту. Поглиблюють дно кар'єру шляхом проведення траншей кожен раз на глибину копання земснаряда і так продовжують до рівня проектної глибини розробки родовища. Розпушену земснарядом гірничу масу сумісно з підземною водою відкачують гідротранспортом на денну поверхню, де складають за різновидами, одночасно осушуючи кар'єрне поле [108]. При цьому кожну вищележачу ділянку уступу відповідної траншеї на робочому борті кар'єру розробляють драглайнами, гірничу масу від яких також переміщують на поверхню звичайними видами транспорту, а породи розкриття, при можливості, складають у внутрішньому відвалі з підшовою на рівні проектної глибини кар'єру услід за просуванням земснаряду до проектного контуру протилежного борту кар'єрного поля (рис. III.11).

Запропонована технологія розкриття й відпрацювання обводнених глибокозалягаючих родовищ корисних копалин дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів, а також значно покращити умови праці обслуговуючого персоналу при проведенні дренажних і транспортних робіт. В умовах відкритої розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища запропонована нова технологія розкриття й підготовки до відпрацювання гірничої маси дозволяє поєднати транспортні й дренажні роботи у одному процесі [108].

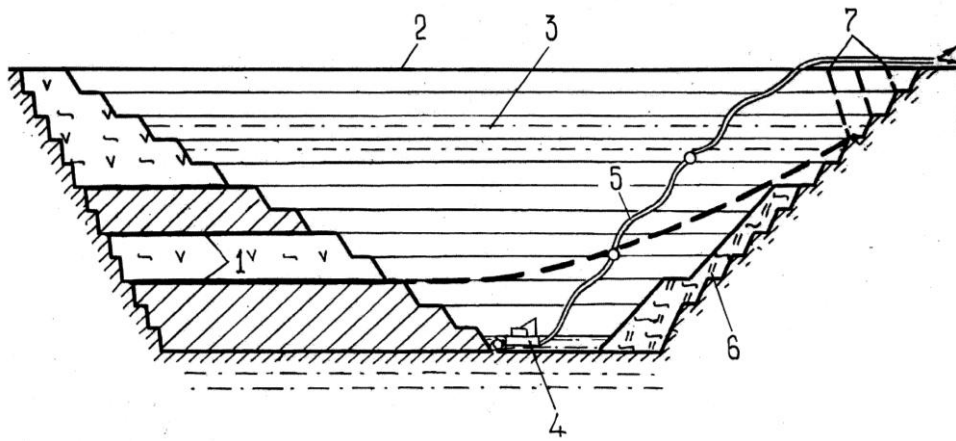


Рис. III.11. Схема розкриття обводнених родовищ м'яких корисних копалин: 1 – вугільні горизонти; 2 – денна поверхня; 3 – рівень підземних вод; 4 – земснаряд; 5 – напірний пульпопровід; 6 – внутрішній відвал порід розкриття; 7 – розрізні траншеї розкриття

Установлено, що розкриття кар'єрного поля буде проводитися драглайном ЕШ-20/90 шляхом проведення розрізних траншей довжиною по 500 м на кожному горизонті глибиною 30 м і шириною верхом і низом відповідно 130 і 30 м. Об'єм виробки складає 2,4 млн м³, термін проведення – один рік. У нижній обводненій зоні розкриття виймання гірничої маси проводиться земснарядом, наприклад, типу МН 500-60, з продуктивністю по пульпі 5500 м³/год та по твердому 460 м³/год. Встановлена потужність електродвигунів 450 кВт. Глибина копання до 15 м. Річна продуктивність по твердому 1,2 млн м³/р. Після досягнення проектної глибини кар'єру фронт гірничих робіт посувається до протилежного борту кар'єрного поля, а породи розкриття складають у виробленому просторі позаду земснаряда. Застосування запропонованої технології дозволить відмовитись від консервації на дні кар'єру охоронного цілика об'ємом 90 млн. м³ та зменшити витрати електроенергії на видалення дренажної води обсягом 60 МВт/р [108].

Слід відзначити, що напір, який розвивається насосом, його потужність, коефіцієнт корисної дії (ККД) і необхідний кавітаційний запас трубопроводу залежать від величини подачі пульпи. При зміні частоти обертання валу насоса, вказані параметри повинні бути перераховані у залежності від наступних співвідношень:

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{n_2}{n_1}; \frac{H_2}{H_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2; \frac{N_2}{N_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^3; \frac{\Delta h_{o_2}}{\Delta h_{o_1}} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 \quad (\text{III.6})$$

де Q_1 – подача води, м³/год; H_1 – напір, м; N_1 – потужність насоса, кВт;

Δh_{o_1} – кавітаційний запас при частоті обертання n_1 ; Q_2 , H_2 , N_2 , Δh_{o_2} – те ж, при частоті обертання n_2 .

Типорозмір насоса попередньо вибирають за необхідних величин подачі й напору на вільному графіку полів $Q - H$, а потім по графічній характеристиці уточнюють правильність вибору. При цьому слід враховувати, що необхідні режими роботи (подача та напір) повинні знаходитися у межах робочої частини характеристики насоса. При цьому його продуктивність залежить від потрібно-

го напору води та діаметра пульпопроводу для всмоктування гідросуміші. При поглибленні кар'єру виникає необхідність у періодичному спорудженні перекачуючих станцій, які повинні забезпечувати безперебійну подачу розрахованої кількості гідросуміші до денної поверхні у прийнятому режимі роботи гідротранспорту.

При розкритті родовища велике значення у виборі насосу для всмоктування розпушеної гірничої маси відіграє напірність підземних вод. Цей фактор прямопропорційно впливає на ККД та величину напору, що розвивається насосом. При цьому потужність двигуна залежить від статичних та динамічних запасів підземних вод, що знаходяться у потужних водоносних горизонтах родовища. Надалі виникає необхідність застосування додаткових одиниць насосів для відкачування значних об'ємів води із шарів бурого вугілля, порід розкриття та попутних корисних копалин.

Теоретично встановлення кількості земснарядів може здійснюватись у наступній послідовності

1. Продуктивність земснаряду по пульпі Q_n (м³/год) становить

$$Q_n = \frac{V_k(1-n+q)}{T}, \quad (III.7)$$

де V_k – загальний обсяг породи, що розроблюється, м³; n – пористість ґрунту природного складу, частки од.; q – питома витрата води, м³; T – кількість робочих годин згідно строку роботи земснаряду на об'єкті, год.

2. Необхідна кількість земснарядів N , од. визначається за формулою

$$N = \frac{Q_n}{Q_B K_h K_e}, \quad (III.8)$$

де Q_B – часова продуктивність земснаряду по воді, м³/год; K_h – коефіцієнт, що враховує вплив висоти вибою; якщо загальна висота вибою менше мінімально необхідної для нормальної роботи земснаряду, то $K_h = 0,85 - 0,95$; K_e – коефіцієнт, що враховує використання земснаряду в часі (0,55 – 0,85).

Оскільки земснаряд працює 21 годину на добу, його фактична потреба у воді становить $Q_{зв} = \frac{3551 \cdot 24}{21} = 4058,3$ м³/год, а продуктивність по пульпі $Q_{зп}$ (м³/год) оцінюється із співвідношення твердого до рідкого компоненту як 1:8 і складає

$$Q_{зп} = \frac{Q_{зв}}{8} = \frac{4058,3}{8} = 507,3 \quad (III.9)$$

Виходячи з цього, ефективною виймально-осушувальною установкою буде земснаряд типу 500-60 МН, який обладнано фрезерним розпушувачем. Пульповід земснаряду виконано з металевих труб зі стінками підвищеної товщини. Пересування земснаряду уздовж напрямку фронту гірничих робіт здійснюється шляхом перестановки опорних паль та канатних лебідок, що з'єднують їх з якорями на верхній площадці уступу (рис. III.12).



Рис. III.12. Схема роботи землесосного снаряду

Оскільки у якості критерію ефективності прийнято мінімум часу на розкриття родовища, доцільно для відпрацювання обводненої частини траншеї прийняти два земснаряди 500-60 МН у комплексі з двома гідромоніторами типу КУГу-350. Застосування другого земснаряду обґрунтовується значними водопритоками напірних підземних вод. У цьому зв'язку паралельна відробка обводнених шарів м'яких корисних копалин і порід розкриття супроводжується поступовим осушенням кар'єрного поля для організації наступної роботи потужних драглайнів і роторних комплексів з розширення верхньої частини робочої зони.

Принцип дії земснаряду із видобування м'якої породи при проведенні траншеї полягає у розпушенні та відсмоктуванні суміші гірничої маси з водою у вигляді пульпи. Основними робочими органами земснаряду є фрезерний розпушувач та центробіжний насос, який створює вакуум і всмоктує пульпу через ґрунтозабірний пристрій (сосун). Сосун може змінювати своє положення за допомогою підйомного пристрою. Також до будови землесосу входить спеціальний пристрій для розпушення крупних кусків порід на гідравлічній, механічній або комбінованій підставі. Після розпушення гірничої маси за допомогою напірного пульпопроводу транспортується на поверхню із можливістю складування за різновидами у відокремлених сховищах. Оскільки земснаряди не можуть формувати уступ під кутом укосу 30 – 35°, заукіска його буде здійснюватись гідромоніторами, які напірною струєю змиватимуть гірничу масу з вищележачих шарів уступів та бортів траншеї. При використанні на родовищі 2-х земснарядів на кожен з них буде припадати по одному гідромонітору. Висота шару відробки земснарядом залежить від значення його паспортної глибини копання і становить 15 м.

Вода до гідромонітору підводиться по трубопроводу під тиском до 7 – 9 кПа від насосної станції й через систему колін і шарнірів подається до стволу. Ствол закінчується насадкою, в якій формується струмінь води. Розмита гідромоніторним струменем порода у вигляді гідросуміші транспортується самопливом до нижньої площадки траншеї з верхніх шарів уступу. Таким чином відбувається сумісна робота земснарядів і гідромоніторів при розробці м'яких корисних копалин.

Слід відмітити, що застосування нової технології розкриття обводнених горизонтів неможливе без обґрунтування чіткої організації роботи земснарядів.

Тому з метою своєчасного досягнення проектної глибини кар'єру слід розробити ряд заходів: дослідити можливість переміщення земснаряду в межах виймальної західки, розрахувати параметри траншеї та ніші для його розвороту, а також доказати економічну доцільність роботи земснарядів на великих глибинах.

III.7.2.2. Організація роботи земснарядів при проведенні розрізної траншеї

В умовах розкриття суттєво обводненого Ново-Дмитрівського буровугільного родовища застосування земснарядів є невід'ємною частиною організації гірничотранспортних робіт. Слід відмітити, що встановлені за даними гідродинамічного моделювання обсяги водоприпливу залежать від глибини розробки й змінюються від 2,5 до 76 тис. м³/добу. Аналіз величини водоприпливів показав, що обводнену частину Ново-Дмитрівського родовища можливо розкрити найбільш продуктивним способом – за допомогою земснарядів, які одночасно з добуванням бурого вугілля будуть забезпечувати також і відкачку напірних підземних вод. Зневоднену ж середню частину горизонтів доцільно відпрацьовувати потужними драглайнами ЕШ-20/90 у комплексі з бункерами-перевантажувачами та стрічковими конвеєрами шляхом поділу уступів висотою 60 м на три підступи висотою 30, 15 і 15 м відповідно [109-116].

При встановлених обсягах водоприпливів найбільш доцільним виймально-транспортним обладнанням прийняті два земснаряди типу 500-60 МН з продуктивність по твердому 500 м³/годину, а також рекомендовано застосування паралельно попереднього осушення шляхом проведення дренажних свердловин на неробочому (стаціонарних) й робочому (упереджаючих) бортах кар'єру.

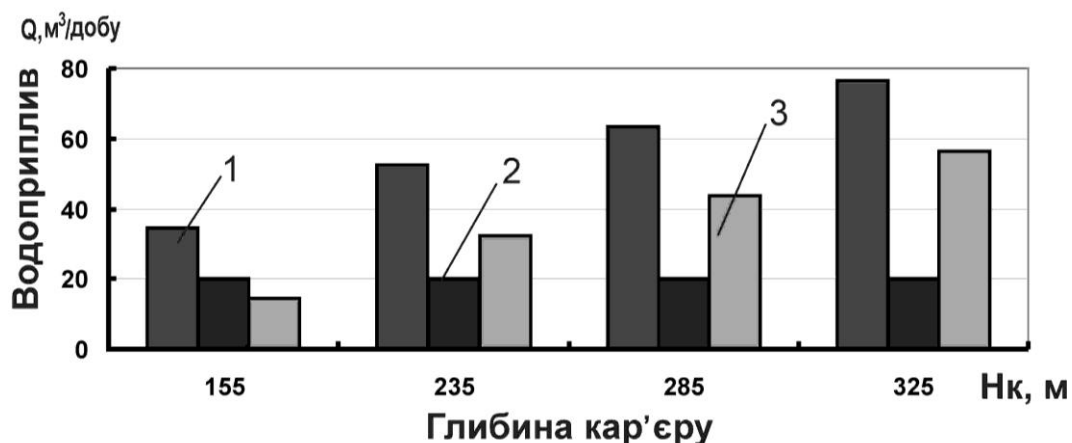


Рис. III.13. Динаміка водоприпливів у виробки при розкритті глибоких горизонтів: 1 – загальний водоприплив; 2 – відкачка води земснарядами; 3 – відкачка дренажним водовідливом

З рис. III.13 видно, що з глибиною розробки надходження води до зони розкриття кар'єру збільшується й для безпечної роботи екскаваторів на верхніх горизонтах необхідно якомога швидше відкачувати її з нижніх уступів. Оскільки глибина розробки земснаряда за його характеристикою не перевищує 15 м, то в умовах Ново-Дмитрівського родовища два верхні підступи ефективно відпрацьовувати драглайнами з верхнім і нижнім черпанням, а нижній, при досягненні

рівня підземних вод – земснарядами. При глибині родовища 380 м на кожні 60 м по висоті належить встановлювати перекачуючі станції із послідовним приєднанням кожного трубопроводу до однієї лінії.

Одним із важливих питань, які слід розглянути при дослідженні організації роботи земснаряду, буде його переміщення у межах відпрацьовуємої підводної частини уступу. Саме від інтенсивності цього процесу залежить мобільність відпрацювання обводненої гірничої маси. На земснарядах, що призначені для ведення гірничих робіт, переміщення у вибою найчастіше застосовується методом папілювання [110]. При цьому спосіб робоче переміщення ґрунтозабірного пристрою може здійснюватися по дузі окружності, центром якої є одна із паль, що заглиблена у дно виробки за допомогою навивки одного із двох робочих тросів лебідкою. Проте, найбільш ефективним з точки зору простоти використання обладнання буде папілювання на палях у нерухомих напрямних [111]. Даний спосіб здійснюється у наступній послідовності. У кормовій частині земснаряду в напрямних обоймах підвішуються дві циліндричні палі. За допомогою лебідок палі можуть підніматися й опускатися на дно траншеї. Пальове папілювання полягає в почерговому повертанні снаряда навколо однієї із паль (рис. III.14).

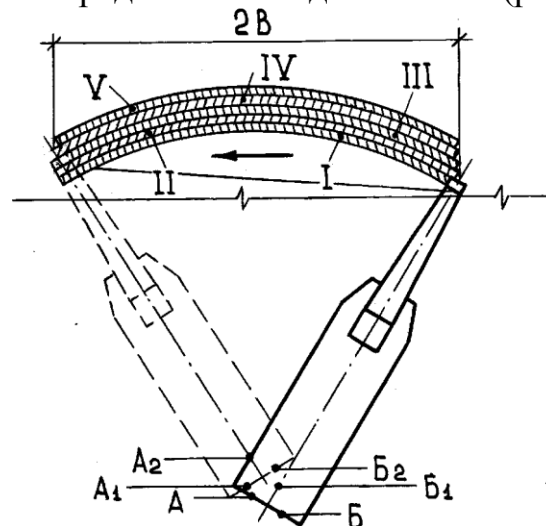


Рис. III.14. Схема пальового папілювання із нерухомими напрямними: I – IV – шари виймання корисної копалини; А, А₁, Б, Б₂ – положення паль при переміщенні на нерухомих напрямних; А₂, Б₁ – вісі обертання земснаряду

Якщо підняти одну палю, наприклад Б, а палю А опустити, то остання буде утворювати нерухому вісь обертання. Вибираючи лівий трос лебідкою можна змусити земснаряд повертатися навколо палі А. Фреза при цьому опише дугу I, а судно займе положення, що зображене на рис. III.14 пунктиром. Якщо палю Б опустити, а палю А підняти й вибрати трос правою лебідкою, то снаряд повертаючись навколо вісі Б₁, займе нове положення, а фреза опише дугу II. Таким чином земснаряд поступово, змінюючи кінцеве положення, відпрацьовує обводнені шари корисної копалини західною шириною 2В, м.

На рис. III.15 представлений один із варіантів поглиблення розрізної траншеї за допомогою земснарядів, з якого видно почерговість відпрацювання шарів гірничої маси. Порядок поглиблення значною мірою залежить від потужності водоприпливів, а отже й швидкості наповнення виробок розкриття водою.

При цьому глибина траншеї першої черги складає 5 м. Погоризонтні об'єми виїмання гірничої маси змінюються від 2,12 до 4,24 млн м³ (табл. III.4) [112, 116].

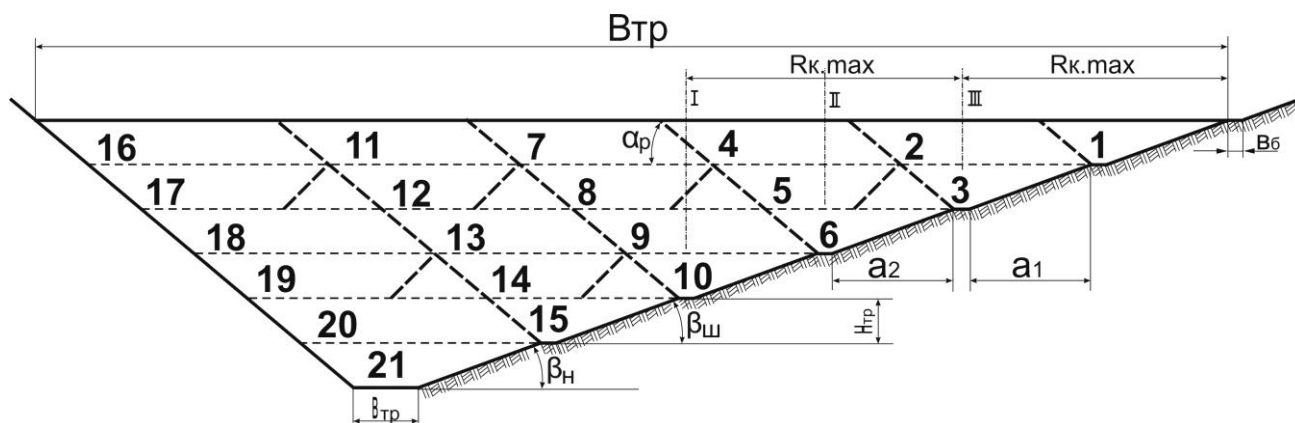


Рис. III.15. Схема відпрацювання шарів бурого вугілля земснарядом на Ново-Дмитрівському родовищі: 1,2 – 20, 21 – етапи поглиблення траншеї; $B_{тр}$ – ширина розрізної траншеї поверхнею, м; $R_{к.мах}$ – максимальний радіус копання земснаряда, м; α_p , β_n – кути укоси робочого й неробочого бортів траншеї відповідно, град; $\beta_{ш}$ – кут нахилу відпрацьовуємого шару; $b_{тр}$ – ширина розрізної траншеї низом; $H_{тр}$ – висота шару; b_b – ширина берми безпеки; a_1 , a_2 – проекції висоти уступів неробочого борту траншеї

Таблиця III.4

Параметри проведення розрізних траншей земснарядом МН 500-60

| Найменування | Показники |
|--|-----------|
| Глибина траншеї першої черги, м | 5 |
| Ширина неробочої площадки, м | 1,7 |
| Ширина траншеї першої черги, м: | |
| низом | 1,7 |
| поверхнею | 21,7 |
| Ширина траншеї загальна, м: | |
| низом | 15 |
| поверхнею | 142 |
| Площа поперечного перерізу траншеї, м ² : | |
| першої черги | 58,5 |
| загальна | 2355 |
| Об'єм траншеї за етапами, млн. м ³ | |
| III ($L_{гор} = 1800$ м) | 4,24 |
| IV ($L_{гор} = 1500$ м) | 3,53 |
| V ($L_{гор} = 1200$ м) | 2,83 |
| VI ($L_{гор} = 900$ м) | 2,12 |
| Місячна продуктивність земснаряду, тис. м ³ | 227 |
| Термін проведення траншеї двома земснарядом, міс. | 7,6 |
| Темп поглиблення виробок розкриття, м/рік | 33,4 |

Слід відзначити, що значні величини водопритоків до кар'єру дозволяють експлуатувати земснаряди у комплексі з гідромоніторами без подачі оборотної води. Ширина проходу траншеї земснарядом 500-60 МН встановлюється згідно його технічної характеристики й складає 35 м. Кути укосів робочого та неробочого бортів відповідно становлять 25 та 40°. Обрушення навісей на бортах траншеї здійснюється вмонтованими до корпусу земснаряда малогабаритними гідромоніторами, які утворюють розмиви на висоту шару, що відпрацьовується і складає 1,5 – 2 м.

Для транспортування гірничої маси до поверхні застосовують металеві, полімерні та гумовотканинні пульпопроводи. Найбільш доцільним варіантом при видобуванні м'яких корисних копалин буде їх комбінація у залежності від необхідних властивостей ділянки трубопроводу. При великій довжині пульпопроводу слід застосовувати металеві труби великого діаметру із метою запобігання зниження продуктивності транспортування пульпи.

Важливо відмітити, що спосіб відробки обводнених м'яких корисних копалин за допомогою земснарядів застосовується без проведення в'їзної траншеї на горизонті, що розкривається. Проводити їх будуть драглайнми в попередньо осушених ділянках родовища (рис. III.16) Розпушена фрезою земснаряда гірнична маса разом з водою утворює пульпу, що подається на поверхню й транспортується до однієї із спеціально відведених прилеглих балок. Оскільки мінералізація підземних вод значно зростає з глибиною розробки, то в умовах Ново-Дмитрівського буровугільного родовища заздалегідь передбачено роздільний злив прісної та солоної води у відповідні самостійні водойми. Захист виробок розкриття від стічних вод здійснюється шляхом проведення водовідвідної каналу драглайном по контуру траншеї. Наведені параметри розрізної траншеї дозволяють відпрацьовувати горизонт висотою 30 м і довжиною 1800 м за 7,6 місяців при зростанні темпу поглиблення до 33,4 м/рік, що свідчить про ефективність застосування двох потужних земснарядів для розкриття й підготовки до експлуатації обводненого родовища [112].

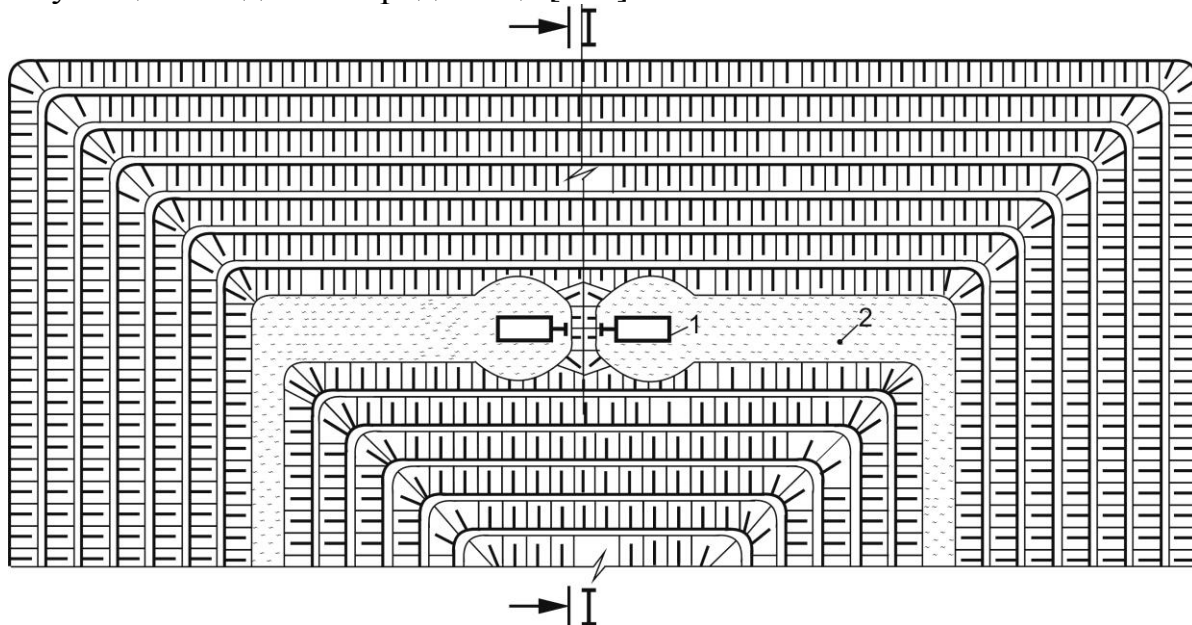


Рис. III.16. Схема розкриття й підготовки до експлуатації кар'єрного поля земснарядами 500-60 МН: 1 – земснаряди; 2 – розрізна траншея

З рис. III.16 видно, що після відпрацювання чергового підступу, земснаряд у торці західки проходить тупикову нішу й розвертається на кут 180° для вривання у нову західку. При цьому габарити земснаряда дозволяють безперешкодно робити поворот на вказаний кут, оскільки ширина траншеї значно перевищує довжину виймальної машини.

Довжина ніші для розвороту l_n (м) розраховується за формулою

$$l_n = l_{з.с.} + 2l_l + l_n + 2v_b, \quad (\text{III.10})$$

де $l_{з.с.}$ – довжина корпусу земснаряда, м; l_l – довжина ланки пульповода, м; l_n – довжина понтону, м; v_b – ширина берми безпеки

Ширина ніші для розвороту земснаряда v_n (м) відповідно складе

$$v_n = v_{з.с.} + 2l_l + l_n + 2v_b, \quad (\text{III.11})$$

де $v_{з.с.}$ – ширина корпусу земснаряда, м.

Відповідно для вибраного типу земснаряда 500-60 МН параметри ніші становлять 58×28 м. З рис. III.17 видно, що при досягненні торця виймальної західки, земснаряд з положення А повертається на кут 90° , після чого за допомогою піднімання відповідних паль розвертається ще на 90° . Таким чином відбувається його вривання до нової західки та відпрацювання чергового шару у протилежному напрямі на всю довжину фронту гірничих робіт.

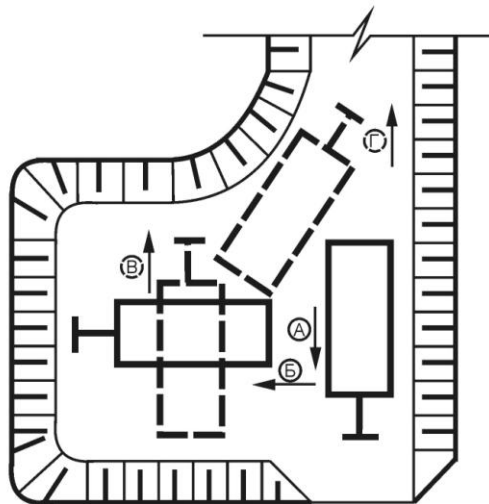


Рис. III.17. Схема повороту земснаряду при відпрацюванні обводненого шару:
А, Б, В, Г – напрямки руху земснаряду

Переміщення земснаряда після відробки підступу організовується за наведеною вище схемою папілювання у нерухомих напрямних. Шляхом почергового піднімання однієї із паль земснаряд обертається навколо своєї вісі, після чого виконується проникнення палі у дно траншеї та її закріплення. Переукладання папільонажних тросів здійснюється без припинення роботи земснаряду або при вимушеній його зупинці. Нарощування напірного трубопроводу здійснюється відповідно до швидкості відпрацювання відповідних підступів. Після припинення процесу всмоктування гірничої маси та зменшенні тиску в трубопроводі, труби очищаються від гірничої маси напором води, а наявність її в них регулюється перекриваючими клапанами. Спеціально заготовлені труби необ-

хідної довжини нарощуються на раніш експлуатуємі за допомогою лебідки шляхом стикування патрубків між собою.

Слід відзначити, що після осушення вищележачих горизонтів виникає можливість відпрацювання їх потужними драглайними із навантаженням гірничої маси до стрічкових конвеєрів. При цьому, з метою прискореного досягнення кінцевої глибини кар'єру, необхідно розглянути технологію розширення середньої частини зони розкриття, яка повинна передбачати можливість раціонального використання виймально-навантажувального й транспортного обладнання у відповідності до параметрів проведення розкривних виробок.

III.7.3. Дослідження ефективності розширення розрізної траншеї драглайними у комплексі зі стрічковими конвеєрами

Застосування драглайнів у комплексі з транспортними засобами обумовлено, як правило, виробничою необхідністю гірничодобувного підприємства, коли експлуатація інших типів виймально-навантажувального устаткування доволі проблематична внаслідок значної глибини робочої зони, обводнення порід, обмеження робочого простору тощо. Тому технологічні схеми застосування драглайнів розраховуються для конкретних гірничотехнічних умов і при наявності певного технологічного обґрунтування їх експлуатація забезпечує високу продуктивну роботу гірничого й транспортного устаткування.

Виймально-навантажувальні роботи з використанням драглайнів мають тенденцію зросту їх ролі й економічного значення в структурах механізації. У порівнянні з іншим гірничим устаткуванням драглайни мають більш широкі технологічні можливості та значно менший тиск на ґрунт. При значному обводненні масиву гірських порід застосування роторних екскаваторів і прямих мехлопат ускладнюється за рахунок більшого питомого тиску на ґрунт, складності маневрування у вибої та великої металоємності виймального комплексу. Окрім того, застосування драглайнів дає можливість збільшення висоти розробляемого уступу та виймання порід нижнім копанням, підвищення продуктивності гірничотранспортного устаткування, зниження кількості транспортних горизонтів і похилих з'їздів у кар'єрі, скорочення відстані транспортування та зменшення обсягу робіт з переукладання транспортних комунікацій. В умовах експлуатації глибокого кар'єру при відпрацюванні багатьох уступів застосування драглайнів найбільш ефективно у комплексі зі стрічковими конвеєрами (табл. Д.25, 26), що дає змогу створити один спільний транспортний горизонт на 2 – 3 уступи.

Разом з традиційними безтранспортними схемами драглайни все частіше використовують для виконання допоміжних робіт (розвантаження відвалів, планування поверхні, заукіски уступів) та безпосереднього навантаження гірничої маси до транспортних засобів [117-123]. Прикладом продуктивної експлуатації потужних драглайнів є Орджонікідзевський ГЗК. Тут у групі кар'єрів виконуються процеси екскавації гірничої маси за різновидами, а також її переєкскавація з подальшим складуванням у внутрішні відвали. Екскаватори працюють у дві зміни з розробкою уступів верхнім та нижнім черпанням, мають великі лінійні розміри та добре маневрування. Аналіз зміни середньомісячної про-

дуктивності екскаваторів показано на прикладі експлуатації потужних драглайнів ЕШ-20/90 у 2009-2010 рр. (рис. III.18).

З рис. III.18 видно, що середньомісячна продуктивність драглайнів на 20-30% вища у літній період у порівнянні із зимовим. Максимальна їх продуктивність спостерігається у листопаді й складає 160 тис. м³/міс. Рівень надійності встановленої залежності, що описується поліноміальною функцією, складає 78,8 %. Це свідчить про високу достовірність виконаних досліджень.

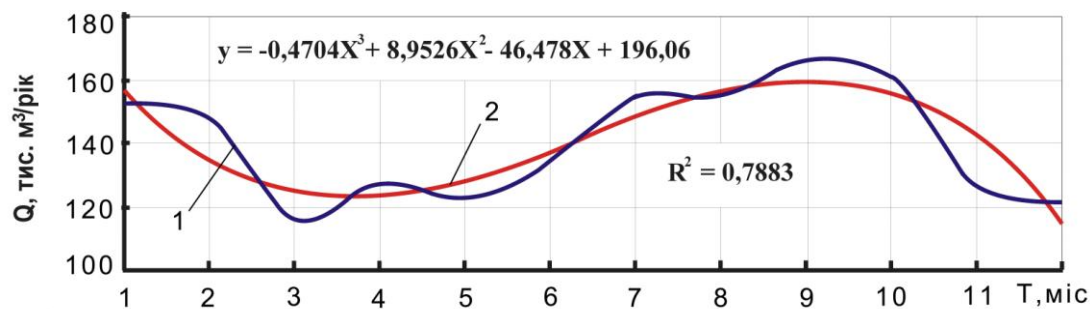


Рис. III.18. Динаміка продуктивності драглайнів ЕШ-20/90, що працюють за безтранспортною системою розробки на кар'єрах ОГЗК: 1 – практична залежність; 2 – теоретична залежність

Дослідження продуктивності роботи драглайнів за безтранспортною системою розробки дозволили виявити високу ефективність їх застосування під час екскавації м'яких порід розкриву. При цьому такі екскаватори також можуть взаємодіяти з транспортними засобами як циклічної, так і безперервної дії. Відомо, що при навантаженні гірничої маси драглайном на конвеєрну стрічку слід застосовувати бункер-перевантажувач, що забезпечує рівномірну подачу вантажу та запобігає його просипу [124-126]. Конвеєрна лінія розташовується уздовж верхньої брівки уступу на безпечній відстані від неї. Самохідне бункерне устаткування розміщують у підстріловій зоні дії екскаватора таким чином, щоб його поздовжня вісь співпадала з віссю стріли при розвантаженні ковша. Мінімальна відстань від поворотної платформи до бункера-перевантажувача залежить від висоти останнього та мінімальної відстані від крайки ковша до стріли, що виключає його попадання в зону розтяжки. Гірничу масу із бункера поступає на конвеєр по розвантажувальній консолі. Процес розробки масиву виглядає так. Після завершення набору гірничої маси ківш відривається від поверхні вибою й одночасно виконує операції повороту зі зміною довжин підйомного й тягового канатів та встановлення його над приймальним отвором бункеру. Потім збільшується натяг привідного тросу замка, спрацьовування якого приводить до розвантаження породи. Після цього ківш повертається до поверхні вибою, де відбувається захоплення замка й повернення всіх вузлів та деталей у початкове положення [118].

Оскільки висота уступів обмежена умовами стійкості суттєво обводнених порід, раціональне використання за продуктивністю параметрів драглайна й вибійного стрічкового конвеєра може бути досягнуте при поділі уступу висотою 60 м на три підступи (рис. III.19).

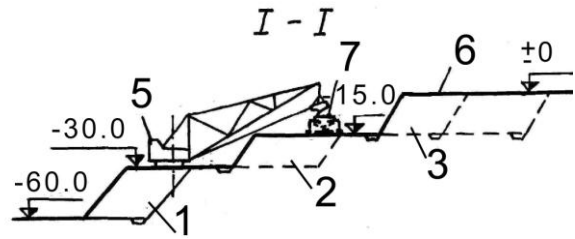
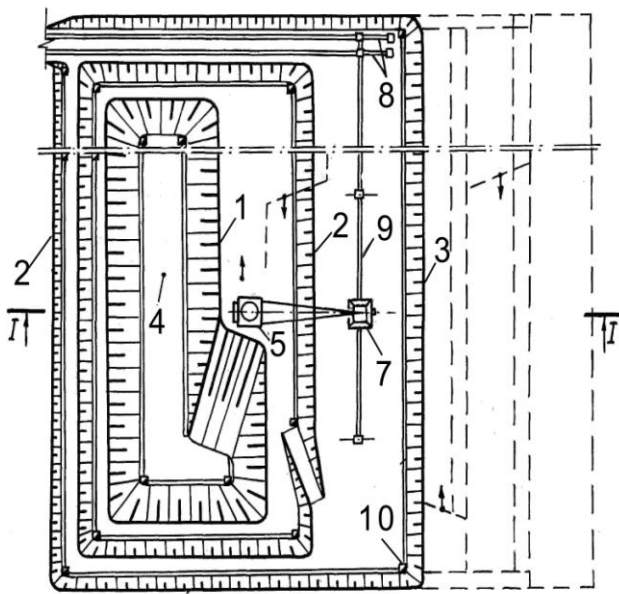


Рис. III.19 Схема відробки уступу висотою 60 м драглайном ЕШ-20/90 із навантаженням породи на стрічковий конвеєр: 1,2,3 – перший, другий і третій підступи відповідно; 4 – контур початкової розрізної траншеї; 5 – драглайн; 6 – земна поверхня; 7 – бункер-перевантажувач; 8 – два магістральні стрічкові конвеєри для транспортування різнотипних порід; 9 – вибійний багатоланковий стрічковий конвеєр; 10 – водозбірник

Систематичне поглиблення гірничих робіт та розширення середньої частини зони розкриття ведеться від земної поверхні до рівня граничної глибини кар'єру. Введення у транспортну систему бункера-перевантажувача та оптимізація довжини стрічкових конвеєрів у загальній лінії призводить до збільшення продуктивності драглайна й незалежності його експлуатації під час пересувки транспортних комунікацій. Перша західка на нижньому підступі шириною 60 м на глибину 30 м відпрацьовується драглайном нижнім копанням. Багатоланковий стрічковий конвеєр може розміщуватись на верхній площадці першого або другого підступів.

Навантаження гірничої маси на стрічковий конвеєр ведуть через самохідний бункер-перевантажувач. Після відпрацювання першої західки й пересувки конвеєрної лінії драглайн, переміщуючись у зворотному напрямку, відпрацьовує другу західку на цьому ж підступі також шириною 60 м. Потім, обійшовши натягну станцію вибійного конвеєра, екскаватор верхнім черпанням відпрацьовує третю західку на другому підступі висотою 15 м і далі піднімається по ковзайочому з'їзду та розробляє четверту західку на третьому підступі також висотою 15 м. Ширина третьої та четвертої західок становить 60 м. По мірі посування драглайна у напрямку до магістрального конвеєра ланки вибійного переміщують за ним у нове положення поступово одну за одною (рис. III.20) [125,126]. Загальна ширина робочої площадки з урахуванням транспортних комунікацій і берм безпеки складає 260 м.

З рис. III.20 видно, що після досягнення драглайном останньої ланки вибійного конвеєра з привідною станцією, бункер-перевантажувач переміщується в сторону магістрального конвеєра й починає розвантаження гірничої маси безпосередньо на нього. Одночасно з роботою виймально-навантажувального обладнання за допомогою турнодозера відбувається пересувка останньої ланки вибійного конвеєра. Після завершення переносу й виправки вибійного стрічкового конвеєра

драглайн відпрацьовує другу західку в протилежному напрямку. При цьому бункер-перевантажувач жорстко не пов'язаний з екскаватором і має самохідну ходу. Таким же чином відбувається відпрацювання другого й третього підступів з усуненням холостих перегонів крокуючого екскаватора у межах уступу.

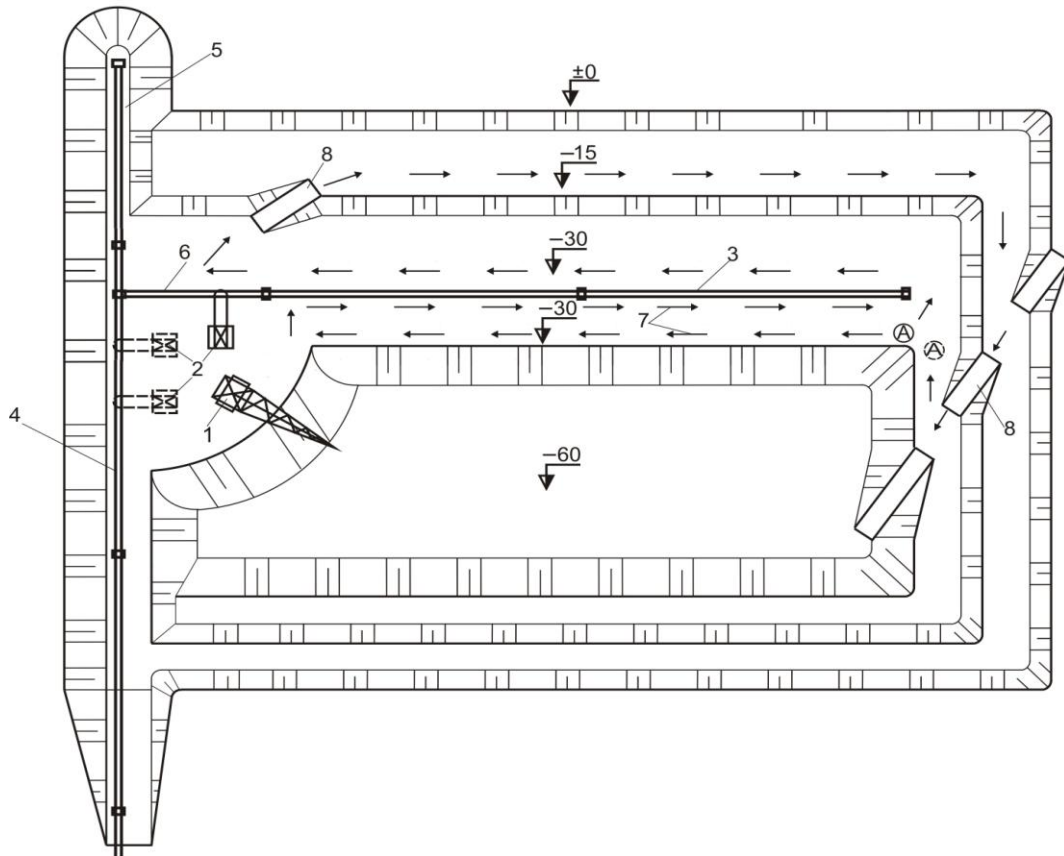


Рис. III.20. Схема послідовності відпрацювання уступу м'яких порід висотою 60 м: 1 – драглайн; 2 – положення бункера-перевантажувача при відпрацюванні торця західки; 3,4 – багатоланкові вибійний і магістральний стрічкові конвеєри; 5 – ніша для розміщення торцевого телескопічного конвеєра; 6 – розвантажувальна ланка вибійного конвеєра; 7 – напрям руху драглайна; 8 – ковзний з'їзд

При цьому зниження поточного обсягу порід розкриття можливо здобути за рахунок формування більш крутого укосу робочого борту кар'єру уступами з підвищеною висотою, які відробляються одним комплектом драглайна й вибійного багатоланкового стрічкового конвеєра, що забезпечує першочергову розробку основного підступу нижнім черпанням. За рахунок цього забезпечується надійне зневоднення масиву гірських порід у напрямку посування фронту виймальних робіт, зменшується потреба у електроенергії, підвищується безпека робочого обладнання та виконується значно менший обсяг гірничотранспортних робіт на початковому етапі експлуатації [126].

Запропонований спосіб відкритої розробки обводнених м'яких порід дозволяє запобігти вийманню значних обсягів порід розкриття у початковий період розробки кар'єрного поля й отримати велику економію матеріальних і грошових витрат, а також підвищити умови безпеки експлуатації крупногабаритного виймально-транспортного обладнання. Розробка обводненого м'якого Ново-Дмитрівського родовища може бути здійснена тільки за умови ви-

користання описаної технології із вийманням гірських порід драглайнами, які можуть працювати як нижнім, так і верхнім черпанням у комплексі зі стрічковими конвеєрами, завдяки чому робочі уступи швидко зневоднюються й знаходяться потім у стійкому стані.

Для драглайна типу ЕШ-20/90 максимальна глибина черпання нижче рівня знаходження складає 30 м, а при роботі верхнім черпанням – 15 м. У період розвитку кар'єру до виходу на проектну потужність глибина його досягне 250 м. При формуванні робочого борту уступами висотою 30 м із шириною робочих площадок 60 м кут укосу борту не перевищуватиме 14°. Формування уступів згідно описаного вище рішення дозволяє підвищити висоту уступу до 60 м і розробляти його трьома підступами висотою 30, 15 і 15 м відповідно. Така схема розташування обладнання дозволяє збільшити кут укосу робочого борту до 20°, за рахунок чого зменшується крок його посування поверхнею Z (м) до значення, що визначається за формулою

$$Z = H(\operatorname{ctg} 20^\circ - \operatorname{ctg} 14^\circ) = 250 \cdot (0,36 - 0,25) = 27,5 \text{ м.} \quad (\text{III.12})$$

де H – глибина кар'єру, що забезпечує його проектну продуктивність, м.

При середній довжині фронту виймальних робіт 2500 м об'єм породи, що запобігає першочерговій розробці, становить 9,7 млн м³. При розрахунковій вартості виймання 1 м³ породи 10,5 грн, загальна економія коштів становить понад 77 млн грн. До цього ж прискорене досягнення кінцевої глибини кар'єром на пологих схилах родовища дозволяє застосувати внутрішнє відвалування порід розкриву у виробленому просторі, за рахунок чого можливо відмовитись від порушення значної площі земель зовнішнім відвалом. Менша кількість екскаваторів буде експлуатуватись з більшою продуктивністю за рахунок збільшення довжини фронту виймальних робіт й підвищення значення коефіцієнта використання гірничотранспортного устаткування [127].

Запропонована технологія розкриття робочих горизонтів передбачає поступове переміщення ставів стрічкових конвеєрів по одному в загальній лінії у напрямку до непорушеного масиву при відпрацюванні кожної виймальної західки. При цьому поділ уступів на три підступи буде впроваджено на кожному з робочих горизонтів.

Аналіз технологічних схем застосування драглайнів для навантаження гірничої маси в транспортні засоби дозволяє зробити наступні висновки.

1. Практика експлуатації драглайнів показує можливість їх використання у комплексі з різними видами транспорту: автомобільним, залізничним і конвеєрним.

2. Серед переваг технологічних схем з навантаженням гірничої маси драглайнами до транспортних засобів можливо виділити:

– можливість відпрацювання уступів підвищеної висоти, що забезпечує збільшення кута укосу борту кар'єра, скорочення відстані транспортування гірничої маси й поліпшення умов роботи та безпеки кар'єрного транспорту;

– в складних гірничо-геологічних і гідрогеологічних умовах при розташуванні драглайна й транспортних засобів на верхній площадці уступа збільшується надійність та продуктивність гірничотранспортного обладнання;

– виймальні роботи виконуються сумісно з проведенням дренажних виробок і заукіскою уступів;

– при відпрацюванні зазідок шириною 60 і більше метрів значно зменшується об’єм робіт з переукладання транспортних мереж.

Після розносу робочого борту кар’єра драглайними та збільшенні довжини фронту робіт, верхні розкривні горизонти можуть експлуатуватися за допомогою потужних роторних комплексів згідно режиму гірничих робіт у межах встановлених границь розкриття.

III.7.4. Параметри розширення розрізної траншеї роторними комплексами у верхній частині зони розкриття

Практика експлуатації кар’єрів показує, що значні обсяги виймання порід розкриву та видача їх на поверхню у більшості випадків обумовлює застосування техніки безперервної дії для більш швидкого й економічного вводу кар’єру до експлуатації. Оскільки потужність покриваючих порід розкриву в умовах Ново-Дмитрівського кар’єру досягає 75 м, для їх розробки необхідно орієнтуватися на роторні екскаватори німецького та вітчизняного виробництва з максимальною висотою черпання до 50 м. Прикладом таких екскаваторів можуть бути ШРс $-\frac{3700}{12-18} \cdot 50$ фірми “Круп” або СРс-6300 50/15+ВР – фірми “Такраф”. Для того щоб облегшити розкриття та підготовку горизонтів до експлуатації їх потрібно спочатку розрізати на підступи й відпрацьовувати деякий час менш потужними драглайними [115].

Використання багатоківшових екскаваторів у комбінації з перевантажувачами та консольними відвалоутворювачами дозволяє економічно переміщувати породи розкриву до виробленого простору найкоротшим шляхом на відстані значно більшій, ніж драглайними. Завдяки цьому забезпечуються високі продуктивність і використання обладнання на протязі робочого часу й, відповідно, низькі питомі енергоємність та собівартість гірничих робіт. При встановленні оптимальних параметрів багатоківшових екскаваторів слід урахувувати показники усього комплексу машин. При цьому найбільш розповсюдженим критерієм оптимальності є питома металоємність – відношення маси обладнання G_e (т) до його теоретичної продуктивності Q_m (м³/т), тобто $\frac{G_e}{Q_m}$. Для оцінки ж

технологічних можливостей комплексів ураховують також лінійні розміри обладнання у сукупності із питомими тиском на ґрунт g (т/м²) та зусиллям копання K_L (т/м²). Із урахуванням методики ТАКРАФ, відмічені показники ефективності становлять

$$\frac{G_e}{Q_m \sum H_k} \text{ і } \frac{G_e g}{Q_m K_m H_k R_k l_m}, \quad (\text{III.13})$$

де $\sum H_k$ – сума висот верхнього і нижнього копання екскаватора, м; l_m – транспортна відстань відвалоутворюючих машин до місця складування, м.

При порівнянні показників для машин однакового конструктивного типу, які виготовлені однією фірмою, перевагу віддають комплексам із меншою ма-

сою. Остаточний вибір раціонального типорозміру комплексів приймають за мінімумом питомих витрат на розробку 1 м^3 гірничої маси.

Слід відзначити, що у голові комплексу переважно експлуатують роторні багатоківшові екскаватори, які знайшли широке розповсюдження на буровугільних кар'єрах Німеччини. При роботі роторного екскаватора транспортна відстань відвалоутворюючих машин здійснює суттєвий вплив на формування виробленого простору в умовах низьких значень кутів укосу робочих бортів і внутрішніх відвалів. Оскільки термін експлуатації комплексів у зимовий період року обмежений, велике значення мають схеми розташування відвалоутворювача та наявність підготовлених запасів корисної копалини для функціонування добувних робіт. Багатоківшовий екскаватор здійснює виймання порід розкриву, які потім переміщуються до виробленого простору відвалоутворювальними машинами. Корисні копалини й породи розкриву відроблюють селективно одним уступом. Відвалоутворювач розміщують на покрівлі або ґрунті шару корисної копалини, чи на передвідвалі [128].

Експлуатація потужних роторних комплексів розглянута на прикладі кар'єрів Північного та Чкалівського №2 Орджонікідзевського ГЗК. Тут розробка середнього розкривного уступу висотою 22 м здійснюється роторними екскаваторами німецького виробництва типу СРС-2400 у комплексі із системою стрічкових конвеєрів проектною спроможністю $5000 \text{ м}^3/\text{год}$, якими породи розкриву передаються на відвалоутворювач А2РС-8800*150 через авто стелу (табл. Д.27-29). Система стрічкових конвеєрів складається із вибійного, що включає два стави довжиною 900 і 800 м, торцевого, довжиною до 1200 м та відвального у складі двох конвеєрів довжиною по 1000 – 900 м. При цьому річні обсяги виймання порід розкриву складають 12 млн м^3 , ширина західки – 70 м, кут укосу робочого уступу – 43° , ширина транспортної площадки – 44 м, висота нижнього підступу відвалу – 20 м, верхнього – 24 м, результуючий кут укосу відвалу 12° . Під час пересувки вибійної конвеєрної лінії проводиться плановий ремонт роторного комплексу, а також нарощування довжини магістрального конвеєру та переміщення лінії відвальних конвеєрів.

Розробка верхнього розкривного уступу потужністю до 35 м здійснюється аналогічним роторним екскаватором у комплексі з перевантажувачем та відвалоутворювачем. Врізання у нову західку кожним екскаватором здійснюється посередині фронту гірничих робіт, який становить біля 2000 м. Робота із виймання порід розкриву ускладнюється тим, що у їх товщі відроблюється й нижній основний уступ. Для цього використовується драглайн ЕШ-15/90 зі складуванням порід розкриву до виробленого простору. При цьому його річні обсяги виймання порід розкриву складають 13 млн м^3 , ширина західки 70 м, кут укосу уступу 40° , ширина робочої площадки 114 м, ширина транспортної площадки 44 м, результуючий кут укосу внутрішнього відвалу 12° . При проходженні половини фронту середнього розкривного уступу роторний комплекс зупиняється для маневрів при розминовці із драглайном ЕШ-15/90. Процес повторюється у зворотному напрямку при відпрацюванні другої половини фронту довжиною 1000 м. Таким чином екскаватор СРС-2400 у процесі відпрацювання західки виконує подвійну розминовку.

Таблиця III.5

Аналіз продуктивності роторних комплексів СРС-2400 на кар'єрах Орджонікідзевського ГЗК у 1990 – 2010 рр.

| Кар'єри | № комплексу | Фактична річна продуктивність, тис. м ³ | | | | | | | | | | |
|----------------|---|--|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| | | 1990 | 1991 | 1992 | 1993 | 1994 | 1995 | 1996 | 1997 | 1998 | 1999 | |
| Північний | №6 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач) | 10050 | 8414 | 8705 | 5370 | 4832 | 3865 | 4620 | 4795 | 3225 | ремонт | |
| | №4 (екскаватор + відвалоутворювач) | 11663 | 10559 | 10468 | 8702 | 6419 | 5690 | 5960 | 6165 | 4312 | ремонт | |
| Чкалівський №2 | №9 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач) | 10892 | 9021 | 9156 | 7953 | 4581 | 5592 | 4424 | 5161 | 4800 | 3180 | |
| | | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 |
| Північний | №6 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач) | ремонт | 1615 | 3360 | 3570 | 3250 | 3540 | 2935 | 4005 | 3847 | 3474 | 3397 |
| | №4 (екскаватор + відвалоутворювач) | 1020 | 3605 | 2700 | 5450 | 6030 | 6170 | 5118 | 6913 | 6083 | 5129 | 5043 |
| Чкалівський №2 | №9 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач) | 5500 | 3610 | 4895 | 4820 | 2946 | 3640 | 2908 | 4446 | 3318 | 3171 | 3125 |

Оскільки при встановленні продуктивності екскаватора нормативні коефіцієнти не враховують, усі виробничі фактори, які впливають на ефективність розкривних робіт, відображені у реальних показниках за період 1990 – 2010 рр. (табл. III.5). За цей період кар'єри працювали у нормативному режимі.

Встановлено, що роторні екскаватори із теоретичною часовою продуктивністю 2400 м³ відробляють уступи висотою 25 – 32 м. Їх нормативна річна виробка складає 7,3 млн м³. Реальна ж значно нижче з-за багатьох факторів: фізичного зносу устаткування, організації ремонтної бази, неритмічного забезпечення електроенергією та запчастинами, необхідності у високій швидкості переміщення фронту гірничих робіт, кліматичних і природних умов, організації праці тощо. Обробка вихідних даних по типовій програмі показує, що річна продуктивність роторних екскаваторів типу СРС-2400, починаючи з 90-х років, мала тенденцію до систематичного зниження, а з 2001 – 2005 років – набирала поступового зростання (рис. III.21).

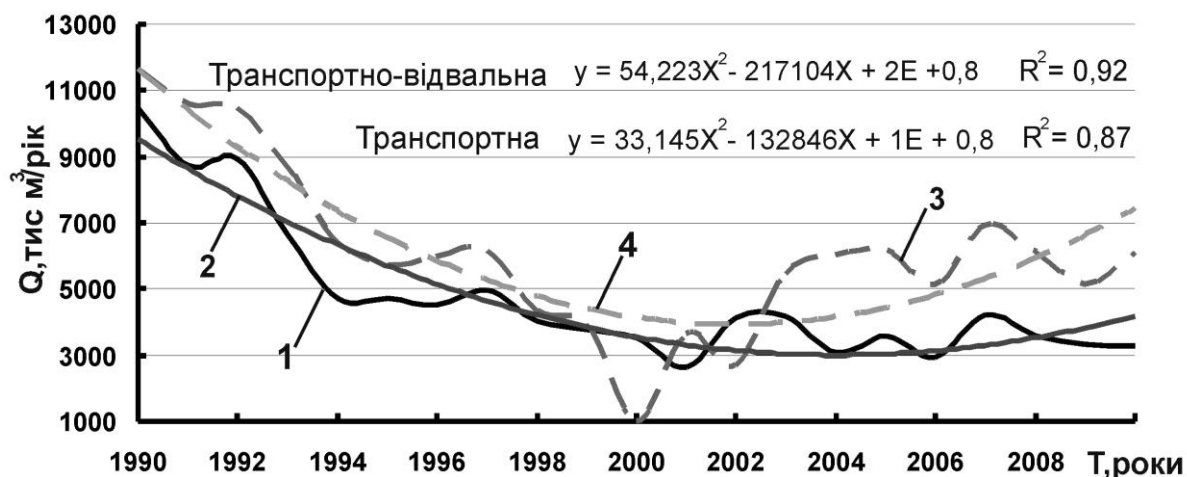


Рис. III.21. Динаміка річної продуктивності екскаваторів СРС-2400 на кар'єрах ОГЗК при вийманні порід розкриву: 1,2, 3,4 – практична й теоретична залежності по транспортній і транспортно-відвальній системам розробки відповідно; X, E – змінні поліноми; R^2 – величина достовірності апроксимації

Встановлено, що роторні комплекси, які працюють за транспортною системою розробки, мають фактичну продуктивність нижче на 6,9 % у порівнянні з нормативною. Причиною такого стану є відсутність систематичних ремонтів і обслуговування устаткування, а також залежність продуктивності комплексів від довжини фронту робіт по породам розкриву, швидкості його підготовки й організації гірничих робіт при його відпрацюванні. Крім того, умови переміщення комплексів для відпрацювання наступної західки ускладнюються у залежності від стану підтоплення робочих площадок під час атмосферних опадів, що значно впливає на швидкість пересування стрічкових конвеєрів у вибоях.

На основі практичних спостережень встановлено зміну місячної продуктивності роторних комплексів по транспортній і транспортно-відвальній системам розробки на протязі року (рис. III.22). Дослідження показали, що екскаватори в теплу пору року працюють з максимальною продуктивністю, після чого

виникає поступове зниження за рахунок промерзання порід розкриття та здійснення поточкових ремонтів виймального й транспортного обладнання.

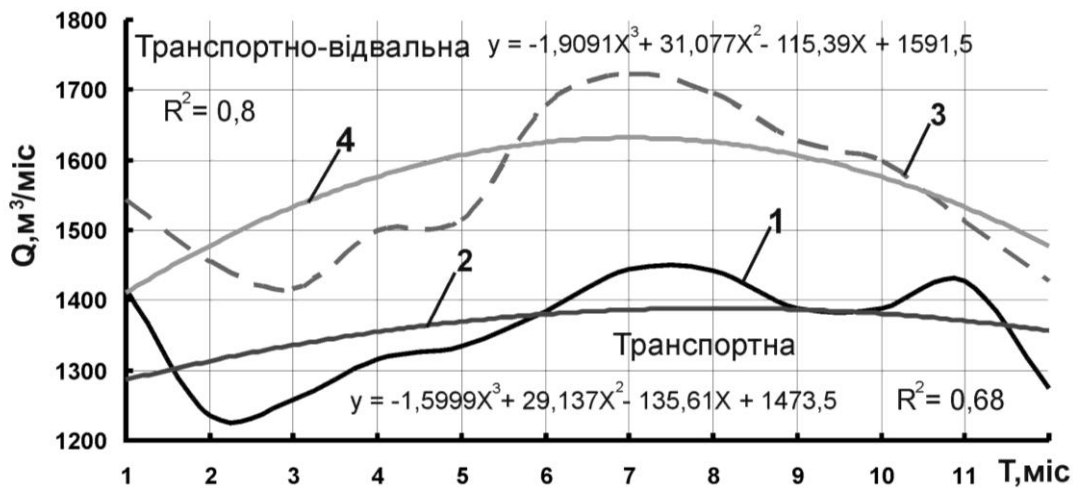


Рис. III.22. Динаміка місячної продуктивності екскаваторів СРС-2400 на кар'єрах ОГЗК при вийманні порід розкриття: 1,2, 3,4 – практична й теоретична залежності по транспортній і транспортно-відвальній системам розробки відповідно; X – змінна поліноми; R^2 – величина достовірності апроксимації

З рис. III.22 видно, що роторні екскаватори, які працюють за транспортно-відвальною системою розробки мають фактичну продуктивність на 12 % більшу в порівнянні з транспортною. Причиною такого коливання є необхідність переміщення стрічкових конвеєрів до нової західки та недостатня швидкість посування фронту гірничих робіт у останній.

Наведені приклади застосування роторних комплексів при вийманні м'яких порід розкриття дозволили зробити висновок. Для умов розробки Ново-Дмитрієвського буровугільного родовища розширення зони розкриття найбільш раціональне з використанням роторних екскаваторів типу СРС-6300 із виробничою продуктивністю 19,5 млн м³/рік. Згідно встановленої послідовності розкриття кар'єру та його параметрів до експлуатації рекомендовано ввести два таких роторних комплекси. Почерговість їх введення залежить від швидкості осушення масиву та підготовки необхідної довжини фронту гірничих робіт драглайнами, який по верхнім осушеним горизонтам складе 2100 та 2400 м відповідно. Збільшення обсягів виймання гірничої маси дозволяє ввести комплекс СРС №1 після 2,5 років з початку розкриття та підготовки родовища до експлуатації. Надалі такий же комплекс вводиться для розкриття та розширення робочого борту кар'єру на другому розкривному горизонті. Відповідно до конструктивних параметрів роторних комплексів, відпрацювання двох уступів висотою по 60 м, тобто на всю висоту розкривного горизонту, передбачено на один вибійний стрічковий конвеєр. На верхньому уступі порода від роторного екскаватора подається на стрічковий конвеєр через перевантажувач, на нижньому – через відвалоутворювач ОШР-10000/190 з верхнім навантаженням.

Складування видобутої гірничої маси здійснюється до двох зовнішніх відвалів, кожен із яких самостійно закріплений за роторним комплексом. Перший розташований поблизу промплощадки із загальним об'ємом 60 млн м^3 , другий – в б. Боброва об'ємом 800 млн м^3 . При відпрацюванні I черги кар'єрного поля до глибини 250 м планується щорічно видобувати 9 млн т вугілля і 23,9 млн т вуглистої маси. У вибої кожного роторного екскаватора знаходяться як прошарки вугільних пластів, так і вуглистих глин, а також порід розкриття. У зв'язку з цим після виходу на денну поверхню у кожному ланцюзі стрічкових конвеєрів встановлюється перевантажувач типу ПГ-10000/60, за допомогою якого гірнича маса подається або на відвал (пуста порода), або до ТЕС (вугільна маса) чи завод гірського воску (вугілля Основного горизонту). Ширина західки прийнята 60 м для всіх екскаваторів. Необхідне випередження фронту робіт верхніх комплексів у порівнянні із нижніми досягається шляхом інтенсифікації відпрацювання західки та збільшення її ширини. У січні-лютому місяці кожного року передбачається плановий ремонт потужного устаткування. Компенсація видобутку вугільної маси при його зупинці досягається шляхом зміщення графіків ППР роторних екскаваторів на 2-3 місяця одного порівняно з другим.

Слід відзначити, що після визначення раціональної послідовності розширення зон розкриття принципове значення, що впливає на термін досягнення кінцевої глибини кар'єру, має швидкість посування фронту гірничих робіт та темп їх поглиблення.

III.7.5. Розрахунок темпу поглиблення та швидкості посування фронту гірничих робіт

Послідовність розкриття Ново-Дмитрівського буровугільного родовища на початковому етапі має зростаючий характер виймання порід розкриття. З урахуванням формування робочих бортів кар'єру під кутом укусу приблизно 20° у середньому для робочих уступів він становить $30 - 32^\circ$. Вертикальна середня потужність Основного, Складного та Верхнього пластів вугілля сумісно становить біля $m = 69$ м. Ширина робочої площадки $III_{p.n}$ (м) змінюється від 60 до 135 м. Відпрацювання горизонтів у зневодненій зоні передбачено драглайнами типу ЕШ-20/90 з поглибленням виробок розкриття у обводненій – земснарядами 500-60 МН. Робочий горизонт потужністю 60 м поділяється на три підступи: два верхніх потужністю по 15 м та нижній висотою 30 м.

При витягнутих кар'єрних полях для розкриття й підготовки чергового по глибині горизонту необхідно на вище розташованому горизонті виконати певний обсяг гірничих робіт $V_{p.m}$ ($\text{м}^3/\text{м}$) і V_o ($\text{м}^3/\text{м}$) із проведення похилої розкривної й розрізної траншей та розширення її для утворення робочої площадки, ширина якої повинна бути не менше мінімальної (рис. III.23) за умови експлуатації устаткування.

При великій довжині кар'єрного поля розрахунки можна відносити на 1 м його простягання. Тоді зазначені обсяги робіт V ($\text{м}^3/\text{м}$) при поздовжній однороторній системі розробки складуть [126].

$$V = V_{p.m} + V_o = H_y \left[b_{p.m} + B_m + Ш_{p.n} + 1,5 \cdot H_y (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_1) \right], \quad (\text{III.14})$$

де $b_{p.m}$ – ширина дна розрізної траншеї, м; B_m – ширина транспортної площадки, м; α, α_1 – кути укосів робочих і неробочих уступів, град.; H_y – висота уступу (горизонту), м.

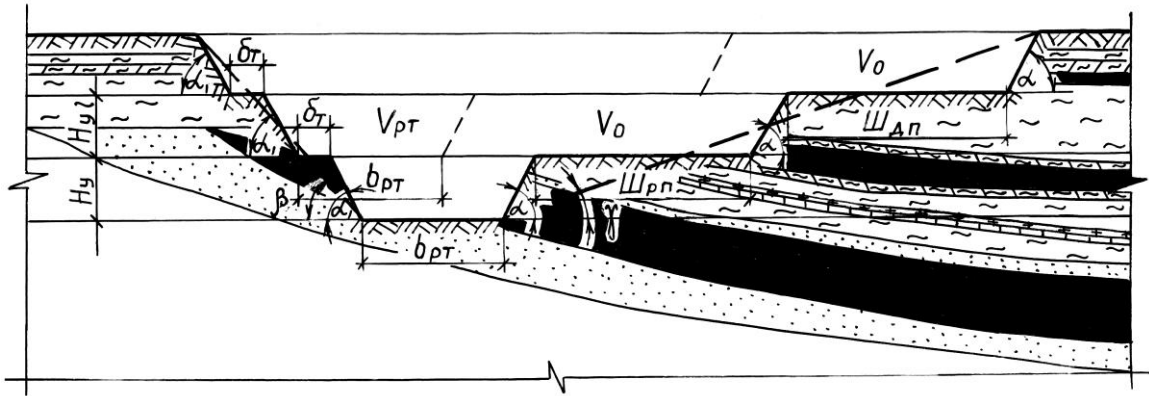


Рис. III.23. Схема до розрахунку обсягу робіт з підготовки горизонту до експлуатації

Річний темп поглиблення гірничих робіт Y_2 (м/рік) визначається за формулою

$$Y_2 = \frac{Q_3}{V \cdot L_\phi}. \quad (\text{III.15})$$

Оскільки у якості основного поглиблювального устаткування прийняті два потужні земснаряди типу 500-60 МН з річною продуктивністю кожного по 2,72 млн м³/рік, то темп поглиблення виробок розкриття при однобортівій системі розробки складе

$$Y_2 = \frac{2Q_3}{L_\phi \cdot [b_{p.m} + B_m + Ш_{p.n} + 1,5 \cdot H_y (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_1)]} = \frac{2 \cdot 2,72 \cdot 10^6}{2400 [125 + 1,5 \cdot 60 (2,77 + 2,146)]} = 5,12 \text{ м/рік},$$

де Q_3 – продуктивність земснаряду, млн м³/рік; L_ϕ – довжина фронту гірничих робіт, м.

Можливий темп поглиблення гірничих робіт зростає при збільшенні продуктивності земснарядів, зменшенні довжини екскаваторного блоку, висоти уступу та ширини робочої площадки. На рис. III.24 показаний можливий темп поглиблення у залежності від глибини розташування розкриваємого горизонту в кар'єрі. Слід відмітити, що поступове введення нових одиниць виймальної техніки призводить до зростання темпу поглиблення гірничих робіт, що становитиме біля 30 м/рік при досягненні Основного вугільного горизонту.

Довжина робочого фронту робіт при розкритті Верхнього вугільного горизонту при поздовжній розробці із використанням конвеєрного транспорту становить 4800 м. При цьому швидкість посування гірничих робіт V_ϕ (м/рік) визначається за формулою

$$V_{\phi} = \frac{P_{\kappa}}{L_{\phi} \cdot m}, \quad (\text{III.16})$$

де P_{κ} – продуктивність кар'єру по бурому вугіллю, що задається, м³/рік.



Рис. III.24. Графік залежності темпу поглиблення гірничих робіт U_g (м/рік) від глибини горизонту кар'єру H_k (м), що розкривається

При заданій продуктивності з видобутку бурого вугілля 3 млн. т/рік, що відповідає 2,6 млн. м³/рік, середня швидкість переміщення гірничих робіт $V_{\phi.в.}$ (м/рік) складе

$$V_{\phi.в.} = \frac{2,6 \cdot 10^6}{4800 \cdot 69} = 7,85 \text{ м/рік.}$$

Поглиблення виробок розкриття призводить до збільшення виробничої потужності із 5,22 (Складний горизонт) до 7,82 м³/рік (Основний горизонт). При цьому згідно встановленим контурам виробок розкриття, довжина фронту гірничих робіт змінюється від 900 до 4800 м. З урахуванням наведених даних, швидкість посування фронту гірничих робіт при розкритті Складного й Основного вугільних горизонтів складе 25,3 і 38,7 м/рік. Загальна швидкість посування при розкритті трьох продуктивних горизонтів та по кар'єру у цілому дорівнює 35,5 м/рік.

Дана швидкість забезпечить видобуток вугілля на протязі 25 років, а якщо до уваги приймати видобуток не тільки бурого вугілля, а й вуглистих глин, які надалі можливо переробляти у вуглисту масу, то строк експлуатації родовища збільшується до 98 років. Врахувавши продуктивності виймально-навантажувального обладнання, складено графік залежності швидкості посування гірничих робіт від глибини горизонту, що розкривається (рис. III.25).

З рис. III.25 видно, що на початковому етапі розкриття та підготовки до експлуатації глибокого родовища швидкість посування фронту гірничих робіт складе біля 25 м/рік. Термін на досягнення Верхнього горизонту при цьому становить 7 років, а глибина кар'єру першої черги – 90 м. Поступове поглиблення виробок розкриття до підшови Складного вугільного горизонту за допомогою земснарядів та розширення траншей потужними драглайними призводить до збільшення довжини фронту гірничих робіт та зростання виробничої потужності кар'єру до 6 млн т/рік з відповідною швидкістю посування гірничих виробок до 125 м/рік. Глибина розробки – 240 м. Виймання значних об'ємів бу-

рого вугілля та супутніх корисних копалин здійснюється за 13 років з початку розкриття.

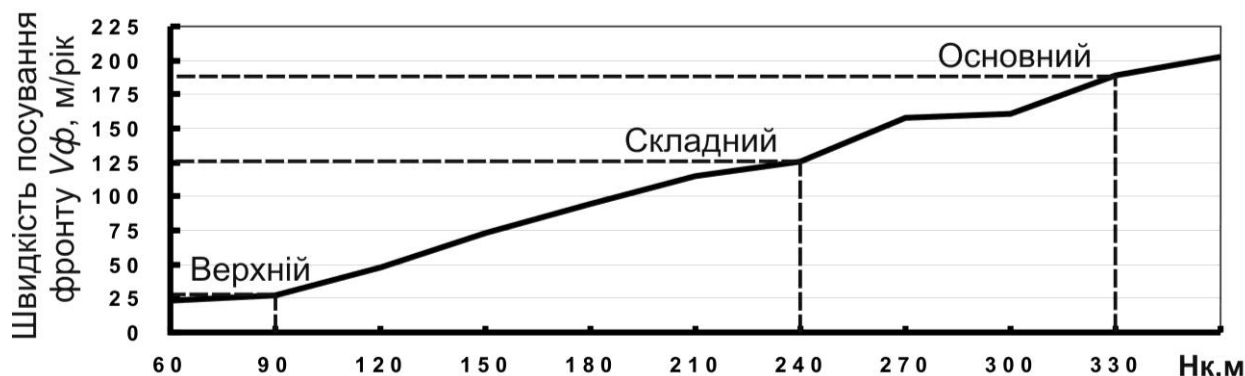


Рис. III.25. Графік залежності швидкості просування фронту гірничих робіт V_ϕ (м/рік) від глибини кар'єру H_k (м) та терміну підготовки вугільних горизонтів до експлуатації

Найбільш продуктивним з точки зору потужності та промислових запасів являє собою Основний вугільний горизонт. При досягненні глибини кар'єру 330 м та розширенні верхніх розкривних горизонтів роторними комплексами відбувається нарощування швидкості переміщення фронту гірничих робіт до 180 м/рік. Дане переміщення досягається на протязі 17 років від початку розкриття та підготовки родовища до експлуатації з темпом поглиблення гірничих робіт 30 м/рік. При цьому продуктивність кар'єру зростає до 9 млн.т/рік.

III.8. Моделювання параметрів сумісної роботи драглайну зі стрічковим конвеєром та бункером-перевантажувачем у зневодненій частині зони розкриття

III.8.1. Обґрунтування й розробка перевантажувального комплексу для сумісної роботи драглайнів і стрічкових конвеєрів

Оскільки застосування автомобільного й залізничного транспорту в умовах Ново-Дмитрівського родовища досить ускладнене за рахунок значного обводнення горизонтів, єдиним ефективним засобом транспортування гірничої маси можуть слугувати стрічкові конвеєри з шириною полотна 1800 – 2000 мм. Навантаження гірничої маси потужними драглайнами на стрічкові конвеєри можливе лише з використанням бункера-перевантажувача, що є невід'ємною частиною комплексу в цілому. При цьому виникає необхідність попередити налипання обводнених порід на стінки й механізми бункеру та просипу гірничої маси за габарити перевантажувального пристрою.

Відомі технологічні комплекси сумісної роботи драглайнів з навантаженням гірничої маси на автомобільний і залізничний транспорт та на стрічкові конвеєри через різнотипні бункери. Так, при навантаженні гірничої маси на конвеєрну стрічку застосовується бункер-накопичувач, що забезпечує рівномірну подачу вантажу та запобігає її просипу. Гірничу масу із бункеру поступає

на конвеєр по розвантажувальній консолі, яка оснащена стрічковим конвеєром. Очищення стінок і обрушення завислої породи при перевантаженні налипаючої гірничої маси здійснюється за рахунок енергії ковша екскаватора, що розвантажується [118]. Недоліком такого бункеру є те, що його конструкція не забезпечує надійного руйнування крупних кусків породи та очищення стінок від налиплої маси. Накопичена глиниста маса злежується й зависає при випуску, що значно знижує продуктивність перевантаження та потребує додаткового очищення внутрішньої поверхні.

Найбільш близьким по технологічній суті та досягаемому результату відробки м'яких порід драглайном з навантаженням на стрічковий конвеєр є комплекс, який обладнаний накопичувальним бункером. При цьому бункер виконаний у вигляді металевого каркасу із вбудованими до нього віброподавачами, над якими розташована накопичувальна ємність. Каркас встановлений на шасі з трьома колісними парами. Між каркасом і шасі змонтовані амортизатори динамічних навантажень, які через систему домкратів опираються на площадку уступу при завантаженні бункеру екскаватором [119]. Недоліком такого комплексу є те, що бункер призначено тільки для умов навантаження скельних гірських порід і роботи з циклічними видами транспорту, має певну накопичувальну ємність, що збільшує його металоємність й виключає можливість його застосування при перевантаженні обводнених м'яких порід із значними матеріальними витратами. При пересуванні привідної станції вибійного стрічкового конвеєра екскаватор і бункер не працюють.

Для усунення таких недоліків запропоновано удосконалення конструкції перевантажувального комплексу тим, що для завантаження стрічкового конвеєра включено одноківшовий екскаватор, металевий самохідний бункер та вивантажувальний стрічковий конвеєр [120]. Він відрізняється тим, що бункер має огорожуючий щит, який закріплено рухомо на боковій стінці з боку вибійного конвеєра та встановлено вище рівня бункера з можливістю коливань верхньої частини відносно своєї вертикальної вісі у момент контакту із ковшем екскаватора при розвантаженні породи. Бункер зверху перекрито розсікаючими балками, які закріплені на ньому із можливістю вібрації їх під час розвантаження ковша й просипу мілких шматків породи до низу. До конструкції бункеру введено бутобій (табл. Д.30), який встановлено над розсікаючими балками й закріплено рухомо з можливістю взаємодії з балками під час затримання ними негабаритних кусків породи. При цьому стінка бункеру з боку вибійного конвеєра має отвір-регулятор випуску породи, а в нижній частині бункеру встановлено з нахилом до випускного отвору колосниковий грохіт-живильник (рис. III.26).

З рис. III.26 слідує, що самохідний бункер-перевантажувач за допомогою ходової частини переміщується у межах робочої площадки уступу й встановлюється на відстані не більше за радіус розвантаження драглайна, опираючись розпираючими домкратами на її поверхню. Після наповнення ковша гірничою масою екскаватор повертається від вибою до бункеру й розвантажується до його приймального отвору. При цьому ківш упирається в огорожувальний захисний щит із підпружиненим приводом б, що не дає гірничій масі просипатися за межі приймального отвору бункера. Під час розвантаження ковша великі куски гірни-

чої маси падають на розсікаючі балки й розпушуються на них. Затримані негабаритні куски породи подрібнюються бутобоем.

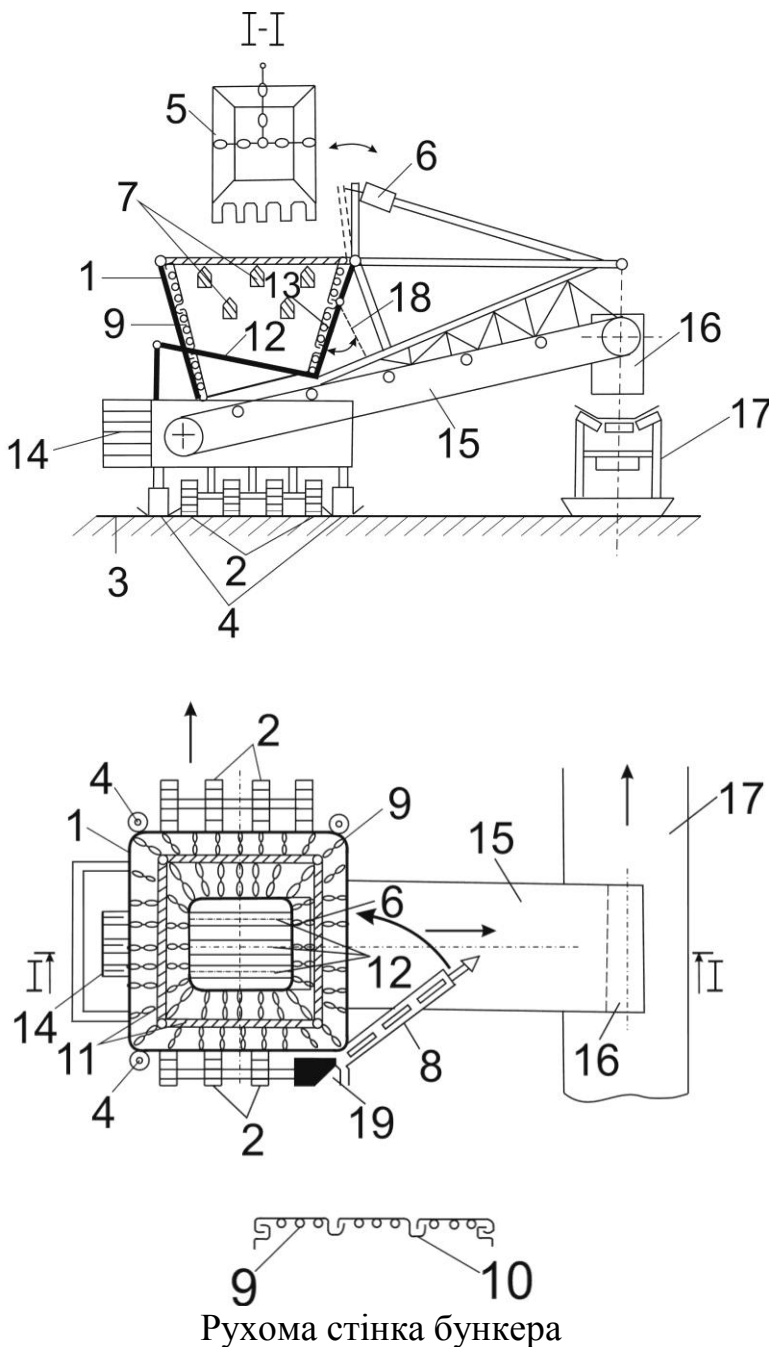


Рис. III.26. Схема комплексу для завантаження стрічкового конвеєра: 1 – самохідний бункер-перевантажувач; 2 – ходова частина бункера; 3 – робоча площадка уступу в кар’єрі; 4 – розпіраючі домкрати; 5 – ківш екскаватора, що розвантажується; 6 – огорожувальний захисний щит з підпружиненим приводом; 7 – розсікаючі балки; 8 – рухомий бутобій; 9 – корабельні ланцюги; 10 – металеві рухомі обкладини; 11 – система поєднующих балок; 12 – колосниковий грохот-живильник; 13 – випускний отвір у стінці бункера; 14 – електричний привід комплексу; 15 – консольний розвантажувальний конвеєр; 16 – направляючий фартух; 17 – вибійний стрічковий конвеєр; 18 – рухома регулююча завіса; 19 – кабіна оператора.

Налипання обводненої глинистої гірничої маси на бокові стінки бункера попереджується розміщенням на них металевих рухомих обкладин і корабельних ланцюгів, які під час контакту ковша із огорожувальним захисним щитом через систему поєднующих балок приводяться у коливання та взаємодію між собою. Для випуску із бункера розпушеної гірничої маси у його нижній частині обладнано колосниковий грохот-живильник, який нахилений розвантажувальним кінцем до випускного отвору у стінці бункера й працює від електричного приводу комплексу. Гірнична маса за його допомогою передається на консольний розвантажувальний конвеєр і далі, через направляючий фартух, на вибійний стрічковий конвеєр, яким транспортується за межі кар’єру.

Інтенсивність випуску гірничої маси з бункеру обмежується рухомою регулюючою завісою, яка може виконуватись у вигляді металевого щита або корабельних ланцюгів. Після відпрацювання чергової частини виймальної західки комплекс сумісно із драглайном переміщуються уздовж фронту гірничих робіт. Керування процесом перевантаження гірничої маси й пересування бункеру здійснюється оператором із кабіни.

Запропонована конструкція комплексу дозволяє здійснювати розробку обводнених м'яких порід потужними драглайнами із ємністю ковша до 20 м^3 для завантаження вибійного стрічкового конвеєра. Оскільки велика ємність ковша дозволяє екскавувати також і доволі крупні шматки напівскельних і скельних порід, наприклад, вапняка-ракушняка, то процес змільчення їх при перевантаженні на стрічковий конвеєр із шириною полотна до 2 м спеціальним бутобоем дозволяє здійснювати процеси виймання й транспортування з великою ефективністю. Так, при розробці Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля, яке характеризується напірними підземними водами, м'які породи розкриття та вугілля можливо розробляти тільки крокуючим екскаватором з низьким питомим тиском на ґрунт. Відомо, що драглайни мають високі техніко-економічні показники при безтранспортних системах розробки. Застосування ж їх для експлуатації за транспортною системою з використанням запропонованого комплексу дозволяє не тільки зберегти високі виробничі показники екскаватора ЕШ-20/90 у основний період відпрацювання західки, а й при розробці тупикової її ділянки, коли за допомогою перевантажувального комплексу гірнична маса подається безпосередньо на магістральний конвеєр, у той час як вибійний пересувають турнодозером (табл. Д.31) для відпрацювання чергової західки.

Для умов застосування сумісної роботи драглайна ЕШ-20/90 і конвеєра з шириною стрічки 2000 мм виконано розрахунок раціонального об'єму бункера-перевантажувача, який полягає у наступному.

1. Питомий об'єм вантажу, що знаходиться на стрічці конвеєра, залежить від типу та кількості роликкоопор, які підтримують його робочу гілку [124]. Відомо, що при русі стрічки обводнена гірнична маса "розтікається" по її площі, внаслідок чого значення її перетину зменшується. Практикою встановлено, що для визначення площі перетину вантажу на рухомій стрічці доцільно приймати кут укосу породи $\varphi \approx 0,35 \varphi_1$, φ_1 – кут нахилу вантажу відносно поперечної вісі конвеєра, град. Тоді площа перетину вантажу на жолобчатій стрічці визначається сумою площ трикутника f_1 і трапеції f_2 (рис. III.27)

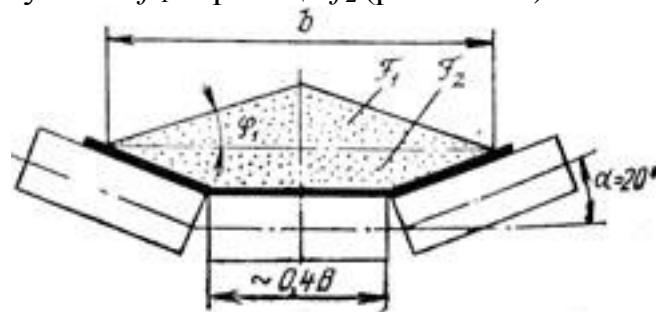


Рис. III.27. Схема для розрахунку площі перетину вантажу на стрічковому конвеєрі з трьома роликкооперами

2. При використанні звичайних роликоопор (довжина горизонтального ролика $v \approx 0,4B$ і кут $\alpha = 30^\circ$) для підтримання резинотканевих стрічок, площа перетину вантажу $F_{жс}$ (m^2) має вид

$$F_{жс} = F_1 + F_2 = 0,16C_n B^2 \operatorname{tg}(0,35\varphi) + 0,0435B^2 = B^2 [0,16C_n \operatorname{tg}(0,35\varphi) + 0,0435], \quad (\text{III.17})$$

де C_n – коефіцієнт, що враховує кут нахилу траси; B – ширина стрічки конвеєра, м.

З формули (III.17) виходить, що площа перетину вантажу для конвеєра типу ЛК-2000 складає $0,8 m^2$, тобто у розрахунку на один пог. м довжини об'єм гірничої маси становить $0,8 m^3$. Враховуючи, що коефіцієнт розпушення породи у ковші екскаватора становить $K_p = 1,4$; швидкість руху стрічки $V = 4 m/c$, а час циклу екскаватора $t_{ц} = 60 c$; можна зробити висновки, що обсяг гірничої маси після розвантаження бункера-перевантажувача буде рівномірно розподілятися по довжині конвеєрної стрічки поки екскаватор виконуватиме наступний цикл (рис. III.28).

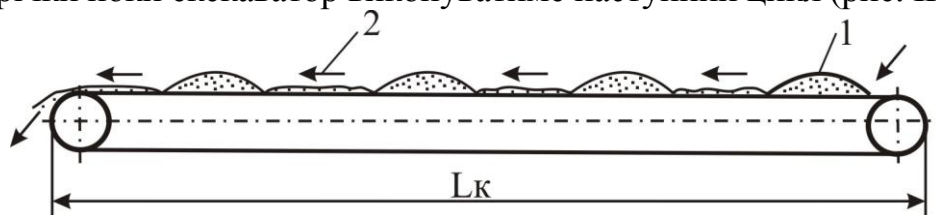


Рис. III.28. Повздовжній переріз стрічкового конвеєра при навантаженні драглайном: 1 – насип гірничої маси; 2 – напрям руху вантажу

З рис. III.28 видно, що гірнича маса розподіляється рівномірними порціями, а відстань між ними залежить від часу циклу драглайна і швидкості конвеєра. Процес навантаження у певній мірі відрізняється від сумісної роботи роторних екскаваторів з перевантажувачем, оскільки у випадку, що розглядається, вагоме значення має швидкість руху конвеєрної стрічки та обводнення масиву гірських порід. У цьому зв'язку при виборі транспортного обладнання слід врахувати його конструктивні особливості на предмет усунення налипання гірничої маси на робочі органи стрічкового конвеєра.

Оскільки основним елементом транспортної системи розробки при завантаженні стрічкового конвеєра є бункер-перевантажувач, слід звернути увагу на дослідження часу циклу драглайна з можливістю доцільного розподілу обводненої гірничої маси по конвеєрній стрічці. З цією метою необхідно створити математичну модель сумісної роботи перевантажувального комплексу, яка дозволить дослідити всі процеси навантаження й транспортування м'якої гірничої маси, а також обґрунтувати параметри бункера-перевантажувача для своєчасного його спорожнення за час циклу драглайна.

III.8.2. Моделювання роботи бункера-перевантажувача при навантаженні стрічкового конвеєра драглайном

Експлуатація бункерів-перевантажувачів характеризується різною інтенсивністю екскавації гірничої маси крокуючими екскаваторами. Робота добувних екскаваторів і стрічкових конвеєрів проводиться у дві зміни тривалістю по 12 год. На протязі зміни відбувається декілька процесів з екскавації гірничої маси при різних поворотах стріли драглайна до вибою від 30 до 90° . Час циклу

екскаватора, у даному випадку ЕШ-20/90, змінюється у межах 45 – 80 с і залежить від типу породи, що екскавується та умов роботи: врізанні у нову західку, відпрацюванні верхньої та нижньої частини вибою. Число циклів, що досліджувалися на практиці, складає 508 од.

При сумісній роботі драглайна у комплексі з бункером-перевантажувачем і стрічковим конвеєром за критерій ефективності прийнято мінімальний об'єм бункера для забезпечення своєчасного його опорожнення за термін циклу екскаватора. У цьому зв'язку обґрунтування параметрів виймально-навантажувальних робіт слід виконувати із застосуванням математичної моделі, що описує переміщення насипного вантажу безпосередньо з вибою екскаватора до зовнішнього відвалу із застосуванням стрічкового конвеєра.

Конструкція бункера включає колосниковий віброживильник типу ГПК-3-2,5 з продуктивністю до 4000 м³/год, який видає породу на стрічковий конвеєр для подальшого транспортування. При цьому критерій ефективності сумісної роботи устаткування має вид

$$Q_e < Q_n \leq Q_{кон}, \quad (III.18)$$

де $Q_e, Q_n, Q_{кон}$ – відповідно продуктивність екскаватора, бункера-перевантажувача та багатоланкового стрічкового конвеєра, м³/год.

З урахуванням того, що продуктивності живильника й стрічкового конвеєра не змінюються у часі, слід орієнтуватися на максимальну продуктивність навантажувального екскаватора. Встановлено, що варіація терміну циклу екскаватора, який виконує процес навантаження гірничої маси по операціям, підкорюється закону розподілу Ерланга [121]. Встановивши параметри цього розподілу та інтенсивність навантаження бункера, можна вирішити задачу його сумісної роботи з драглайном і стрічковим конвеєром. Бункер-перевантажувач виконує функцію накопичувача системи. За період функціонування системи зручно прийняти робочу зміну, тому що за цей період найбільш повно характеризуються основні закономірності роботи виймально-навантажувального й транспортного устаткування. При дослідженні зміни терміну циклу екскаватора ЕШ-20/90 визначалось число подій на фіксованому інтервалі. За інтервал приймався час екскавації гірничої маси по різновидам при куті повороту стріли драглайна у межах 45 – 90°.

Відомо, що інтервали між вимогами стаціонарного ординарного потоку без наслідку дії підкорюється Показовому розподілу. Його параметр $\lambda = \frac{1}{a_1}$, де a_1 – середній інтервал між вимогами [121]. Для підрахунку розподілу числа вимог простого потоку за час t виконується зворотка Показових розподілів. Їх значення k -го порядку підкорюється розподілу Ерланга того ж порядку й має щільність

$$f(t) = \frac{\mu(\mu t)^{r-1}}{(r-1)!} e^{-\mu t}. \quad (III.19)$$

Додаткова функція розподілу складаються у наступній послідовності

$$\bar{F}(t) = \sum_{i=0}^{r-1} \frac{(\mu t)^i}{i!} e^{-\mu t}. \quad (III.20)$$

При цьому моменти розподілу мають складаються у наступній послідовності

$$f_k = r(r+1)\dots(r+k-1) / \mu^k, k = 1, 2, \dots \quad (\text{III.21})$$

Вірогідність появи на інтервалі довжиною t рівно k заявок становить $\bar{F}_{k+1}(t) - \bar{F}_k(t)$. Підставляючи в цей вираз формулу (III.19), переконуємося, що вірогідність $P_k(t)$ приходу заявок за термін $[0, t]$ рівно k потреб становить

$$P_k(t) = \frac{(\lambda t)^k}{k!} e^{-\lambda t}, k = 0, 1, \dots \quad (\text{III.22})$$

Аналізуючи отримані експериментальним шляхом значення у наведені вище залежності, можна побудувати графік розподілу часу циклу драглайна за 12-годинну зміну (рис. III.29).

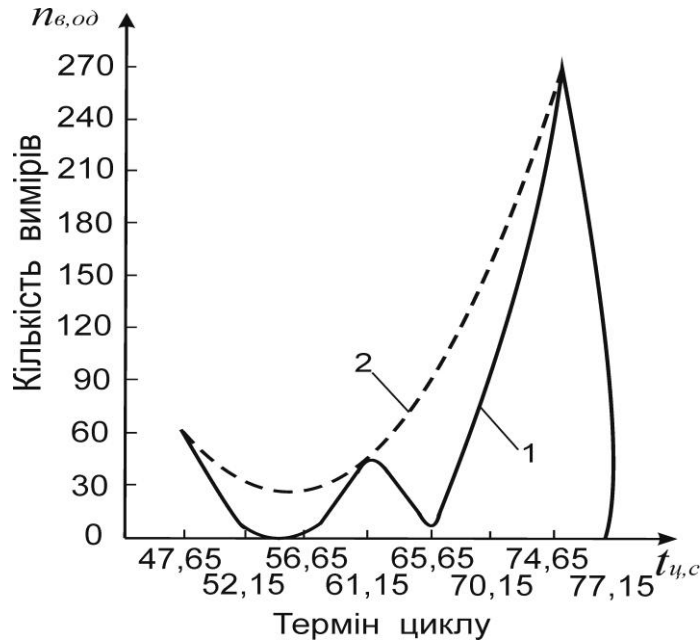


Рис. III.29. Графік розподілу хронометражних спостережень при дослідженні робочого циклу драглайна ЕШ-20/90 на протязі зміни: 1 – практична залежність; 2 – теоретична залежність

З рис. III.29 видно, що у проміжок часу 52,15 – 56,65 с. спостерігається спад активності роботи драглайна з екскавації гірничої маси, що пов'язано із відпрацюванням верхньої частини екскаваторного блоку. Час простоїв при цьому складає 158 хв. за зміну, а середній час циклу – 61,4 с. Рівень надійності, який описується залежностями Ерланга, дорівнює 88,7 %. При відпрацюванні нижньої частини вибою спостерігається зростання часу циклу екскаватора до 72 – 75 с, що пов'язано із прицілюванням машиніста при врізанні у погруддя вибою. Час простоїв досягає 185 хв за зміну при середньому часу циклу – 73,5 с. Рівень надійності, згідно закону Ерланга, досягає 86,9 %.

Для доказу достовірності виконаних досліджень необхідно визначити об'єм вибірки, що забезпечує із заданою ймовірністю достатню точність обчислень. При підготовці до хронометражу встановлюється необхідна кількість спостережень. У даному випадку йдеться про їх попередню оцінку. Це пов'язано із тим, що тривалість елементу операції являється випадковою величиною й залежить від варіації її значень, які визначаються дисперсією або іншими показниками. Достатньо точна оцінка варіації може бути встановлена лише за дани-

ми натурних спостережень. Тому на етапі підготовки й проведення хронометражу використовують нормативні оцінки варіації для різних виробничих умов.

Найбільш простою оцінкою варіації являється коефіцієнт стійкості k_y , що встановлюється відношенням максимальної тривалості елемента операцій t_{max} до мінімальної t_{min} , тобто

$$k_y = \frac{t_{max}}{t_{min}}. \quad (III.23)$$

Слід відмітити, що коефіцієнт стійкості k_y є досить грубою оцінкою варіації, оскільки він враховує відношення тільки крайніх значень варіаційного ряду. Для підвищення обґрунтованості результатів хронометражу доцільно використовувати більш точні статистичні оцінки.

Крім того, обґрунтованість проведення хронометражу в значній мірі залежить від кількості проведених спостережень. Чим їх більше, тим вище достовірність отриманих результатів. Однак збільшення кількості спостережень пов'язано із додатковими витратами на їх проведення. У цьому зв'язку виникає проблема вибору оптимальної кількості замірів часу виконання даної роботи. Науковому обґрунтуванню кількості вимірів належить значне число досліджень, яке зазвичай опирається на формули математичної статистики. Зокрема, об'єм вибірки враховує генеральну сукупність випадкових величин.

В статистичних таблицях [121] вказані значення функції розподілу, яка має вид

$$F(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-t}^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt. \quad (III.24)$$

Задаючись значенням ймовірності $P(|\bar{x}_e - x| \leq \varepsilon)$, можливо знайти відповідне їй значення t_p . Отже $t_p = \frac{\varepsilon}{s} \sqrt{n}$. Зі встановленого виразу знаходиться потрібний об'єм вибірки генерального середнього

$$n = \left(\frac{s}{\varepsilon} t_p \right)^2. \quad (III.25)$$

Для доказу необхідної кількості вимірів складені таблиці статистичної обробки хронометражних спостережень роботи крокуючого екскаватора ЕШ-20/90 (табл. III.6, III.7). Основними числовими характеристиками інтервального варіаційного ряду являються:

$$\text{середнє значення} \quad \bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^k x_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i}; \quad (III.26)$$

$$\text{дисперсія} \quad D_x = \frac{\sum_{i=1}^k (x_i - \bar{x})^2 m_i}{\sum_{i=1}^k m_i}; \quad (III.27)$$

$$\text{середнє квадратичне відхилення} \quad S_x = \sqrt{D_x}. \quad (III.28)$$

Числові характеристики варіаційного ряду часу на цикл екскавації драглайна ЕШ-20/90

| № _{інт.} <i>i</i> | Інтервал, $x_{i-1} \dots x_i, c$ | Середина інт., x_i | Частота, m_i | $x_i m_i$ | x_i^2 | $x_i^2 m_i$ |
|-------------------------------|-------------------------------------|-------------------------|-------------------|------------------|------------------|-------------------|
| 1 | 45,4 – 49,9 | 47,65 | 63 | 3001,95 | 2270,52 | 143042,76 |
| 2 | 49,91 – 54,4 | 52,155 | – | – | 2720,144 | – |
| 3 | 54,41 – 58,9 | 56,65 | – | – | 3209,2225 | – |
| 4 | 58,91 – 63,4 | 61,155 | 45 | 2751,975 | 3739,934 | 168297,03 |
| 5 | 63,41 – 67,9 | 65,65 | 7 | 459,55 | 4309,9225 | 30169,4575 |
| 6 | 67,91 – 72,4 | 70,155 | 117 | 8208,135 | 4921,7240 | 575841,708 |
| 7 | 72,41 – 76,9 | 74,655 | 271 | 20230,15 | 5572,6225 | 1510180,697 |
| 8 | 76,91 – 77,4 | 77,155 | 5 | 385,775 | 5952,8940 | 29764,47 |
| Σ | | | 508 | 35037,535 | 32696,983 | 2457296,12 |

З даних, наведених в табл. III.6 числові характеристики роботи драглайна ЕШ-20/90 у секундах становлять

$$\bar{x} = \frac{35037,535}{508} = 68,97; D_x = \frac{2457296,123}{508} - (68,97)^2 = 80,3361; S_x = \sqrt{80,3361} = 8,963.$$

Певні складності у розрахунках виникають при знаходженні числових характеристик внаслідок дрібних значень x_i . Тому доцільно застосувати схему обчислень, що основана на заміні змінних допоміжними значеннями. При цьому допоміжна змінна має вигляд $z_i = \frac{x_i - c}{\Delta_x}$, де c – середина одного із інтервалів. При цьому середнє значення й дисперсія для z буде мати вигляд:

$$\bar{z} = \frac{\sum_{i=1}^k z_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} = \frac{\sum_{i=1}^k (x_i - c) m_i}{\Delta_x \sum_{i=1}^k m_i} = \frac{1}{\Delta_x} \left[\frac{\sum_{i=1}^k z_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} - c \right] = \frac{1}{\Delta_x} (\bar{x} - c). \quad (\text{III.29})$$

Звідси

$$\bar{x} = \Delta_x \bar{z} + c. \quad (\text{III.30})$$

Аналогічно

$$D_z = \frac{\sum_{i=1}^k z_i^2 m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} - \bar{z}^2 = \frac{\sum_{i=1}^k (x_i - c)^2 m_i}{(\Delta_x)^2 \sum_{i=1}^k m_i} - \bar{z}^2 = \frac{1}{(\Delta_x)^2} \left[\frac{\sum_{i=1}^k x_i^2 m_i - 2c \sum_{i=1}^k x_i m_i + c^2 \sum_{i=1}^k m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} - (\bar{x}^2 - 2\bar{x}c + c^2) \right] = \quad (\text{III.31})$$

$$= \frac{1}{(\Delta_x)^2} \left[\frac{\sum_{i=1}^k x_i^2 m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} - 2c\bar{x} + c^2 - \bar{x}^2 + 2\bar{x}c - c^2 \right] = \frac{1}{(\Delta_x)^2} \left[\frac{\sum_{i=1}^k x_i^2 m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} - \bar{x}^2 \right] = \frac{1}{(\Delta_x)^2} D_x.$$

Таким чином $D_x = (\Delta_x)^2 D_z$.

$$(\text{III.32})$$

Числові дані розрахунку терміну циклу роботи драглайна наведені в табл. III.7.

Визначення характеристики достовірності допоміжної вибірки циклу
екскавації драглайна ЕШ-20/90

| № п/п | x_i | m_i | $z_i = \frac{x_i - 61,155}{4,5}$ | $z_i m_i$ | z_i^2 | $z_i^2 m_i$ |
|----------|--------|------------|----------------------------------|----------------|---------|----------------|
| 1 | 47,65 | 63 | -3,08 | -194,04 | 9,4864 | 597,64 |
| 2 | 52,155 | 0 | -2 | 0 | 4 | 0 |
| 3 | 56,65 | 0 | -1 | 0 | 1,002 | 0 |
| 4 | 61,155 | 45 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 5 | 65,65 | 7 | 1 | 6,986 | 0,996 | 6,972 |
| 6 | 70,155 | 117 | 2 | 234 | 4 | 468 |
| 7 | 74,65 | 271 | 3 | 812,458 | 8,988 | 2435,748 |
| 8 | 77,155 | 5 | 3,55 | 17,75 | 12,60 | 63 |
| Σ | | 508 | | 877,154 | | 3571,36 |

Із наведених розрахунків слідує, що ймовірні величини циклу екскавації (с.) мають вигляд:

$$\bar{z} = \frac{877,154}{508} = 1,7267; D_z = \frac{3571,36}{508} - 1,7267^2 = 5,3035; \bar{x} = 4,5 \cdot 1,7267 + 61,155 = 68,925;$$

$$D_x = 4,5^2 \cdot 5,3035 = 107,3958; S_x = \sqrt{107,3958} = 10,36; n = \left(\frac{10,36}{0,5} \cdot 1,05 \right)^2 = 473,32 \approx 473.$$

Таким чином можна зробити висновок, що розглянута вибірка являється представницькою, оскільки розрахована кількість вимірів не перевищує експериментальну.

З метою поєднання процесів завантаження й розвантаження гірничої маси обґрунтовано також термін спорощення бункера-перевантажувача із урахуванням його параметрів і властивостей. При цьому площа вихідного отвору ω (м²) залежить від величини типового куска насипного вантажу. Так, зокрема, для прямокутного перетину

$$\omega = (A - a')(B - a'), \quad (\text{III.33})$$

де A, B – ширина й довжина прямокутного перетину випускного отвору, м; a' – величина шматка породи, м.

У випадку зв'язних насипних вантажів, які характеризуються початковим опором зрушення τ_0 , від розрахункових формул залежить від радіуса отвору з так званим “критичним” радіусом

$$R_{кр} = \frac{\tau_0}{\gamma} \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right), \quad (\text{III.34})$$

де γ – об'ємна вага вантажу, кг/м³; φ – кут внутрішнього тертя, град.

Для заданої площі отвору радіус розраховується за формулою $R = \frac{\omega}{L}$, при $R > R_{кр}$, де L – периметр вихідного отвору, м. У цьому разі середня швидкість спорощення бункера V (с.) буде рівною

$$V = \lambda \sqrt{2g(1,6 \cdot R - \frac{\tau_0}{\gamma \cdot f})}. \quad (\text{III.35})$$

Якщо ж $R < R_{кр}$, то для розрахунків приймається формула

$$V = \lambda \sqrt{2g(2,1 \cdot R - \frac{3,4 \cdot \tau_0}{\gamma})}, \quad (\text{III.36})$$

де λ – коефіцієнт пропорційності, що залежить від властивостей насипної породи.

У якості насипної породи аналізується в'язка монтморилонітова глина із наступними властивостями: $\varphi = 8^\circ$, $\lambda = 0,5$, $f = \text{tg}8^\circ = 0,1405$, $\tau_0 = 85 \text{ кг/м}^2$, $\gamma = 2100 \text{ кг/м}^3$. З урахуванням цих показників виконаний розрахунок потрібної швидкості спорожнення бункера об'ємом 28 м^3 із прямокутним перетином вихідного отвору розміром $A = 1 \text{ м}$, $B = 1,5 \text{ м}$, $L = 5 \text{ м}$. Виходячи з цього

$$R = \frac{\omega}{L} = \frac{1,5}{5} = 0,3 \text{ м}.$$

Із формули (III.34) слідує, що $R_{кр} = \frac{\tau_0}{\gamma} \text{tg}^2(45^\circ + \frac{\varphi}{2}) = \frac{85}{2100} \text{tg}^2(49^\circ) = 0,053 \text{ м}$.

Оскільки $R > R_{кр}$, то середня швидкість спорожнення бункера буде рівною

$$V = \lambda \sqrt{2g(1,6 \cdot R - \frac{\tau_0}{\gamma \cdot f})} = 0,5 \sqrt{2 \cdot 9,81(1,6 \cdot 0,3 - \frac{85}{2100 \cdot 0,14})} = 0,97 \text{ м/с}.$$

Витрата насипного вантажу, що проходить через вихідний отвір за цей час, складає $Q = V \cdot \omega = 1,45 \text{ м}^3/\text{с}$.

При цьому термін спорожнення бункера становить $t = \frac{V}{Q} = \frac{28}{1,45} = 19,24 \text{ с}$.

Таким чином, у виконаних розрахунках встановлено, що за термін циклу екскаватора ЕШ-20/90, який змінюється у межах $45 - 80 \text{ с}$, забезпечується повне опорожнення бункера-перевантажувача від навалу породи об'ємом 28 м^3 . Надалі гірнича маса транспортується системою багатоланкового стрічкового конвеєра до відвалу. Проведені дослідження дозволяють зробити висновок, що час опорожнення бункера прямопропорційно залежить від терміну циклу розвантаження ковша крокуючого екскаватора, властивостей насипного вантажу та його обсягу, конструктивних особливостей бункера й природних кліматичних умов при розробці родовища корисних копалин.

Для подальшого дослідження ефективності застосування драглайнів у комплексі із бункерами-перевантажувачами слід обґрунтувати раціональні параметри вибою, при яких комплекс буде працювати із максимальною продуктивністю. Слід відмітити, що існує багато факторів, що впливають на роботу драглайнів при навантаженні м'якої гірничої маси до транспортних засобів. Саме з урахуванням їх різноманітності необхідно встановити доцільність обґрунтування параметрів бункера-перевантажувача у якості складової частини транспортної системи розробки.

III.8.3. Обґрунтування продуктивності драглайнів при вийманні гірничої маси у зоні розкриття

Дослідженням продуктивності драглайнів при екскавації гірничої маси займалися чимало провідних вітчизняних і зарубіжних науковців. Основна увага наділялась вивченню роботи за безтранспортною системою розробки, переєкскавації порід розкриття до внутрішніх відвалів або для подальшого транспортування. При цьому питання надійності експлуатації драглайнів у комплексі із бункерами-перевантажувачами висвітлено недосконало. Тому буде доцільним встановити раціональний кут повороту драглайна при розвантаженні та взаємозв'язок із часом циклу для підтримання продуктивності виймально-навантажувального й транспортного устаткування у єдиному ланцюгу.

Взаємне розташування стрічкових конвеєрів у транспортній лінії, бункера-перевантажувача й драглайна, а також параметри вибою розраховуються за умов специфічності фіксованого розвантаження ковша екскаватора й досягнення ним нормативної продуктивності. Ця специфічність стосується необхідності розвантаження ковша на максимальному чи постійному радіусі R_p (м). При цьому бункер-перевантажувач повинен знаходитися на одній із точок кола радіусом R_p (м). Крім того, взаємне розташування бункера-перевантажувача й драглайна, а також раціональні розміри вибою повинні встановлюватись за умови постійної продуктивності екскаватора на протязі зміни. Продуктивність екскаватора при постійній глибині черпання й висоті розвантаження може бути змінною тільки у результаті зміни кута повороту [122-124].

Слід відмітити, що при встановленні максимальної величини західки драглайна варто звернути увагу на вплив кута укосу вибою, який рекомендується приймати по можливості більш пологим. Цим досягається зменшення небезпеки обрушення уступу під вагою екскаватора, краща видимість машиністу, а також покращення умов експлуатації тягового канату, оскільки у цьому випадку він менше контактує з верхньою брівкою укосу вибою.

Вплив ширини західки на кут повороту екскаватора ЕШ-15/90 і, відповідно, на його продуктивність досліджено для умов відпрацювання кар'єру №2 Південної ділянки Кінгісепського родовища фосфоритів, що розробляються за безтранспортною системою з перевалкою породи до виробленого простору [123]. Для виявлення залежності зміни кута повороту драглайна від зміни ширини західки графічним способом були виміряні середні кути повороту екскаватора. Приймаючи за основу величину кута повороту 22° при $A = 30$ м, визначалась його зміна при збільшенні ширини західки. Зміна річної продуктивності драглайна при цьому знаходилась за даними [124], виходячи з яких збільшення кута повороту на кожні 15° призводить до зниження його продуктивності на 10 %. При цьому встановлено, що зі зміною ширини західки від 30 до 42 м приріст кута повороту складає 31° , а зменшення продуктивності екскаватора досягає 640 тис. м³/рік.

Оскільки тривалість робочого циклу пропорційно впливає на продуктивність драглайна достатньо ретельно виконувались дослідження значень кута повороту на його тривалість при розвантаженні. Робочий цикл екскаватора було поділено на окремі операції із виведенням формул для розрахунку їх величини. З

виконаних досліджень слідує, що збільшення величини кута повороту спричиняє зріст тривалості циклу. Однак, в той же час, вплив параметрів вибою на зміну продуктивності драглайнів обґрунтовано недостатньо.

Кут повороту у вибою при копанні має виняткове значення при визначенні загального кута повороту екскаватора на розвантаження, тому його треба враховувати як при застосуванні безтранспортної системи розробки, так і при навантаженні до транспортних засобів. Взв'язавши за основу варіацію зміни ширини західки від A_{min} до A_{max} можна побудувати графічну залежність кута повороту $\beta_e = f(A)$ при роботі драглайна ЕШ-20/90 нижнім черпанням з вийманням обводненої гірничої маси на Ново-Дмитрівському родовищі (рис. III.30).

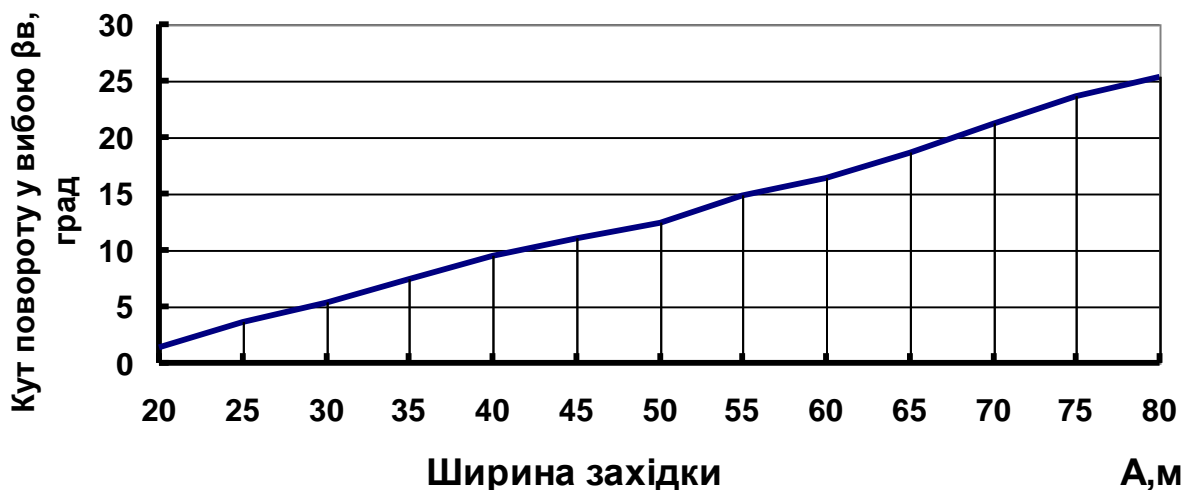


Рис. III.30. Залежність кута повороту β_e (град) драглайна ЕШ-20/90 у вибої від ширини західки A (м).

З рис. III.30 видно, що максимального значення кут повороту драглайна досягне при найбільшій ширині західки. При цьому, якщо $A < 80$ м, то кут β_e не входить до загального кута повороту β_n , а при $A = 80$ м значення кута $\beta_e = 0^\circ$ (при даній ширині західки поздовжня вісь, уздовж якої переміщується драглайн, проходить через центр маси вибою (рис. III.31).

Відомо, що робочий цикл драглайну складається із окремих операцій, тривалість яких залежить від наведення й врізання ковша у вибій t_{ep} , копання t_k , виводу ковша із вибою t_o , подачі його на розвантаження t_{np} , повороту на розвантаження t_n , розвантаження t_p , повороту до вибою t_{ne} і закидання ковша для здійснення нового циклу. Крім того, перед окремими операціями необхідно виконувати відповідні переключення важелів управління i_{nep} , на що витрачається певний час t_{nep} . Таким чином, при певному розчленуванні усіх операцій, загальна тривалість циклу може бути представлена у вигляді

$$t_{\Sigma} = t_{ep} + t_k + t_o + t_{np} + t_n + t_p + t_{ne} + t_{nep}. \quad (III.37)$$

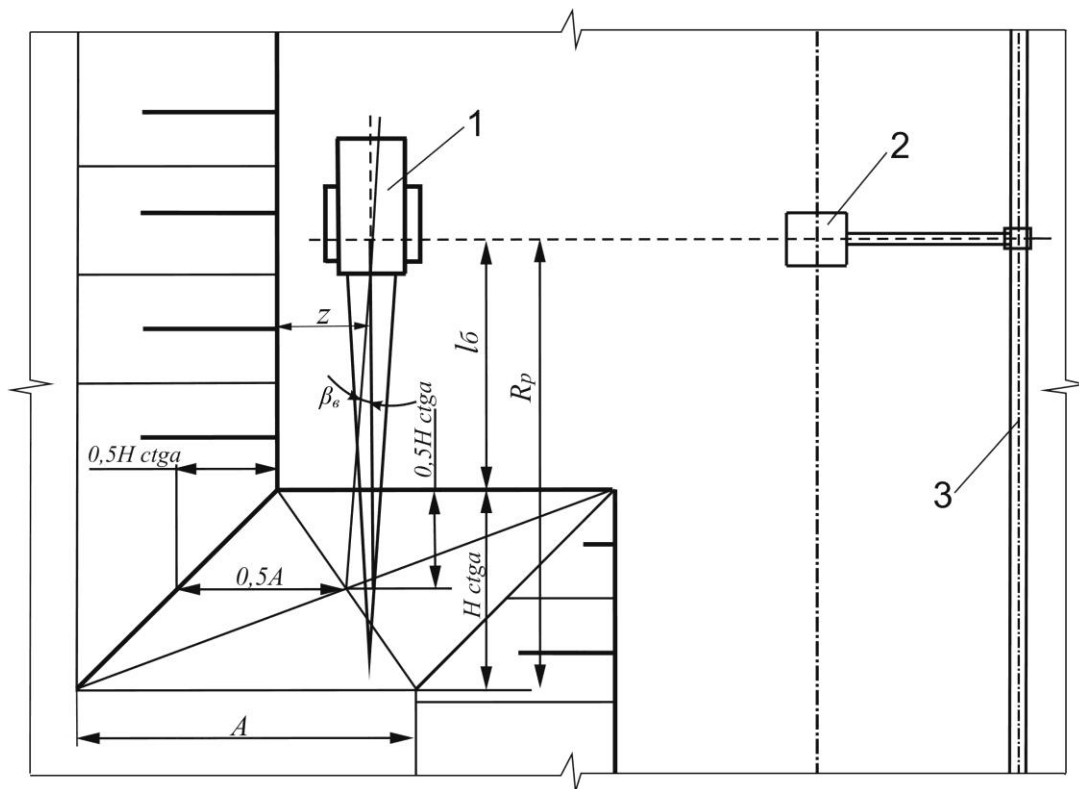


Рис. III.31. Схема до розрахунку величини кута повороту драглайна ЕШ-20/90 при копанні у вибою й розвантаженні до бункера-перевантажувача: 1 – драглайн ЕШ-20/90; 2 – бункер-перевантажувач; 3 – стрічковий конвеєр

На практиці позначене становище складніше, оскільки справа не тільки у різних швидкостях і траєкторіях ковша, що змінюються під час окремих операцій, але й можливості їх суміщення у процесі екскавації. Так, наприклад, при достатній кваліфікації машиніста екскаватора переключення важелів виконується до закінчення попередньої операції, закидання ковша проходить під час повороту до вибою, а подача на розвантаження під час повороту, не уповільнюючи виконання останньої операції.

На Ново-Дмитрівському буровугільному родовищі при застосуванні технологічної схеми з використанням драглайнів і стрічкових конвеєрів під час розробки м'якої гірничої маси простежуються усі операції, що наведені вище. Крім того, при навантаженні порід розкриву до бункера-перевантажувача з'являється додаткова операція прицілювання ковша, на яку витрачається певний час $t_{приц}$ [125]. Припустивши, що при зміні кута повороту змінюється лише час на його здійснення, а термін, що витрачається на врізання ковша у вибій, копання, прицілювання та розвантаження залишається незмінним, визначено тривалість робочого циклу для різних кутів повороту екскаватора (рис. III.32). Із наведеного графіку видно, що при збільшенні величини кута повороту драглайна прямопропорційно збільшується й тривалість його циклу. Ця закономірність визначає зміну експлуатаційної продуктивності драглайна при сумісній роботі із бункером-перевантажувачем й стрічковим конвеєром.



Рис. III.32. Графік залежності тривалості робочого циклу драглайну ЕШ-20/90 t_{cy} (с) від кута його повороту β_n (град.) при навантаженні гірничої маси до бункера-перевантажувача

Оскільки технічна продуктивність драглайна залежить від тривалості циклу, встановлено необхідний мінімальний кут повороту стріли при розвантаженні гірничої маси до самохідного бункера-перевантажувача (рис. III.33). При цьому вибій екскаватора розподілено на проміжні положення стріли для відробки західки шириною A (м).

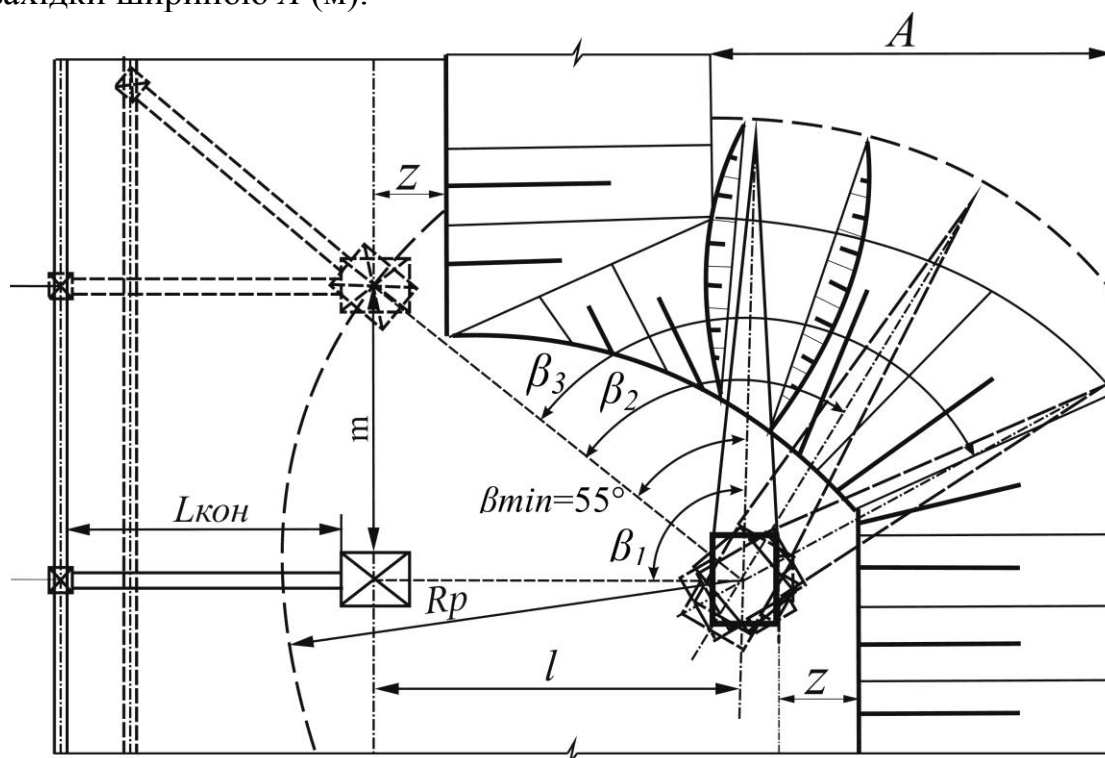


Рис. III.33. Схема до розрахунку продуктивності драглайна у залежності від кута повороту β (град.) при розвантаженні до бункера-перевантажувача

У якості виймального обладнання рекомендовано використовувати драглайн ЕШ-20/90, який встановлюється на безпечній відстані від верхньої брівки

уступу із урахуванням ширини призми можливого обрушення при розробці м'яких порід z (м), що знаходиться за формулою

$$z = (\text{ctg } \alpha_1 - \text{ctg } \alpha_2) \cdot h_y, \quad (\text{III.38})$$

де α_1, α_2 – кути укосу уступів заукошеного від масиву та початкового у вибою відповідно, град.; h_y – висота робочого уступу, м.

Слід відмітити, що початкове положення бункера-перевантажувача β_1 (град.) відповідає умовам роботи драглайна із розвантаженням до внутрішнього відвалу. При цьому кут повороту платформи становить 90° , а відвальна консоль бункера розташовується на всю довжину $l_{\text{кон}}$ (м) перпендикулярно поздовжній вісі стрічкового конвеєра. Для розвантаження ковша у підстріловій зоні до конструкції екскаватора запропоновано ввести допоміжний блочок [113]. Машиніст драглайна одночасно із процесом черпання гірничої маси виконує потрібне вкорочення допоміжних канатів з метою зменшення часу робочого циклу. Наступне положення бункера співпадає з однією із точок радіуса розвантаження екскаватора R_p (м), що дає змогу зменшити кут повороту драглайна β_{min} до 55° і, відповідно, збільшити його нормативну продуктивність у порівнянні із розвантаженням до відвалу. У процесі відпрацювання західки крок переміщення бункера-перевантажувача t складає 30 м. У процесі зміни величини кута повороту стріли формується оптимальна ширина західки. При цьому драглайн почергово одну за одною відпрацьовує початкові на контакті з непорушеним масивом прорізі, число яких по мірі відробки блоку досягає 3 – 4. У залежності від ширини західки встановлені значення кутів повороту драглайну на розвантаження (рис. III.34). При цьому розглядалось положення бункера-перевантажувача під кутом β_y (град.), що залежить від місця його установки під завантаження, і обмежується положенням поздовжньої вісі, яка проходить через центрову лінію l (м) маси екскаватора та бункера (див. рис. III.33.).

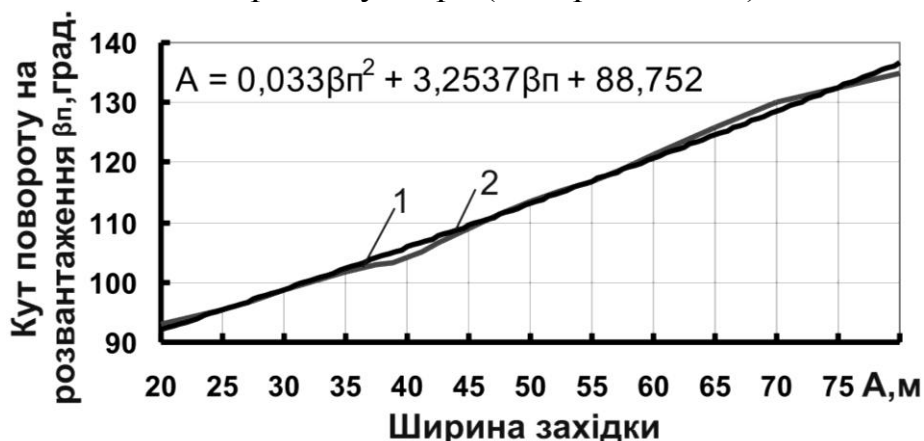


Рис. III.34. Графіки залежності ширини західки A (м) від кута повороту драглайна β_n (град.): 1 – практична залежність; 2 – теоретична залежність

Відвальна консоль бункера-перевантажувача може розташовуватись під гострим кутом відносно поздовжньої вісі переміщення устаткування. Вибійний стрічковий конвеєр розташовується ближче до бункера, що дає можливість зменшити ширину робочої площадки до 15 – 20 м, а значення кута повороту на розвантаження – до $25 - 35^\circ$.

Продуктивність драглайну Q_e ($\text{м}^3/\text{зм.}$) прямопропорційно залежить від об'єму блока V_{δ} (м^3), що відпрацьовується, кількості кроків переміщення $l_{кр}$ (м) по мірі заукіски уступу та глибини черпання у вибою h_y (м) (рис. III.35).

$$V_{\delta} = v_{\delta} \cdot h_y \cdot l_{кр}, \text{ м}^3, \quad (\text{III.39})$$

де v_{δ} – ширина блоку драглайна, м .

Тоді
$$Q_e = n_{\delta} \cdot V_{\delta} \quad (\text{III.40})$$

де n_{δ} – кількість блоків екскаватора, що відпрацьовуються за зміну, од.

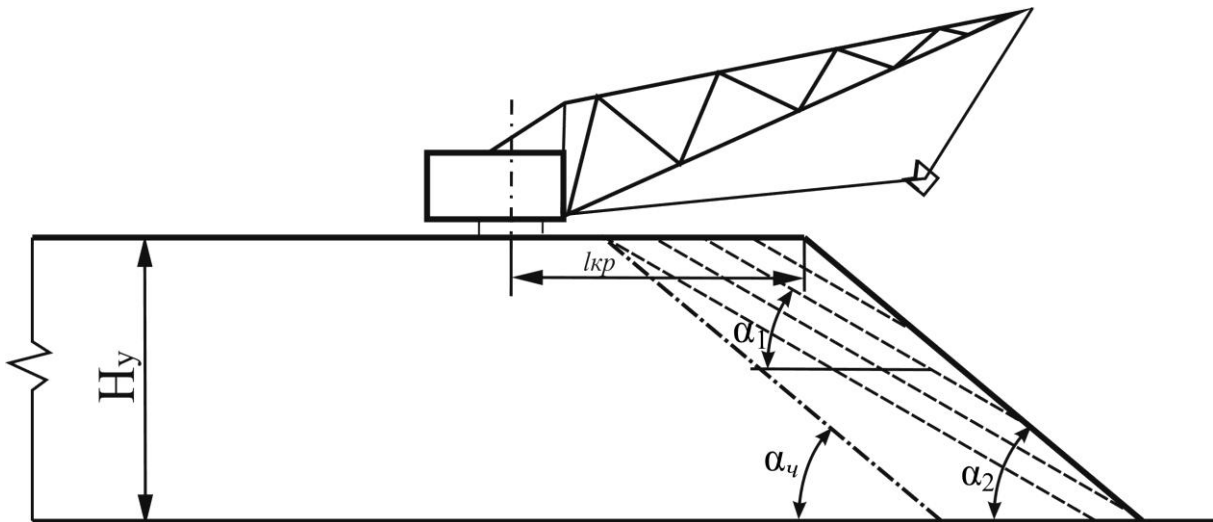


Рис. III.35. Схема пошарового відпрацювання уступу драглайном

З рис. III.35 видно, що драглайн поступово одна за одною зверху до низу відпрацьовує шари обводненої гірничої маси. При цьому в початковий період немає можливості відробляти уступ на повну висоту, оскільки видимість машиністу екскаватора його нижньої частини обмежена. Тому необхідно проводити заукіску погруддя уступу до стійкого кута α_1 зі значенням $25 - 30^\circ$. У міру відробки західки меншої висоти й ширини збільшується кількість пересувань драглайна на робочій площадці. Це призводить до зниження його експлуатаційної продуктивності.

Слід відмітити, що не тільки тривалість циклу та значення кута повороту на розвантаження впливають на продуктивність роботи драглайнів. Тому відкритими залишаються питання дослідження схем врізання драглайнів до нової західки, а також встановлення оптимальної її ширини у залежності від параметрів вибою. При цьому робота драглайнів вважається ефективною за найменшою кількістю їх простоїв на протязі зміни. З цією метою на прикладі родовища з м'якими гірськими породами слід провести дослідження щодо організації навантаження гірничої маси потужними драглайнами до засобів транспорту.

З метою дослідження продуктивності драглайнів від параметрів вибою проведено аналіз їх роботи за 12-годинну зміну при екскавації гірничої маси на основі хронометражних спостережень на Північному кар'єрі Орджонікідзевського ГЗК. Тут, за ускладненою безтранспортною системою, відпрацьовується основний уступ висотою від 17 до 19 м з використанням драглайнів ЕШ 20/90. При цьому ширина західки складає 70 м, а кут укосу уступу зі сторони масиву 45° . Після

прийому зміни на протязі 32 хв. виконувався маркшейдерський вимір стану робіт, а потім розпочиналася екскавація гірничої маси драглайном при куті повороту 90° . При цьому середній час циклу на врізання екскаватора у нову західку складав 69,8 с із нарощуванням продуктивності в межах $820 - 850 \text{ м}^3/\text{год}$ (рис. III.36).

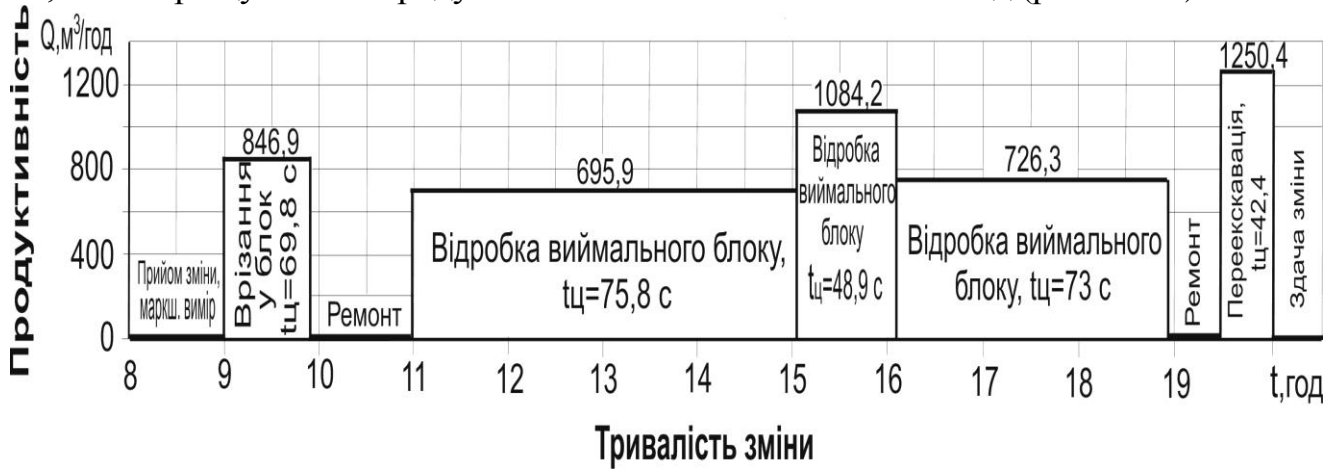


Рис. III.36. Усереднений графік продуктивності драглайна ЕШ-20/90 на протязі зміни

Надалі відбувалися ремонтні роботи та відпрацювання блоку зі зміною продуктивності від 700 до $1100 \text{ м}^3/\text{год}$ при зменшенні величини кута повороту драглайну до 55° . Внаслідок цього середня тривалість циклу знизилась до $48,9 \text{ с}$. Після відробки блоку драглайн переміщується верхньою площадкою уступу з метою чергової переекскавації порід розкриву до виробленого простору при максимальній продуктивності $1250,4 \text{ м}^3/\text{год}$, що триває 30 хвилин. Робоча зміна закінчується встановленням ковша драглайна у початкове положення та прибиранням у кузові. Така ж послідовність роботи характерна і для драглайнів інших модифікацій [124].

Найбільш важливим фактором, що впливає на виробничу потужність гірничого підприємства є максимальна продуктивність виймально-навантажувального устаткування. У цьому зв'язку доцільно розглянути зміну річної продуктивності потужних драглайнів від параметрів вибою при вийманні гірничої маси в умовах Ново-Дмитрівського родовища. При цьому річна продуктивність екскаватора визначається за формулою

$$Q_E = \frac{3600TEK_nK_v}{t_{\text{ц}}K_p} N_{\text{зм}} N_{\text{рд}}, \quad (\text{III.41})$$

де T – час виробничої зміни, год; E – об'єм ковша екскаватора, м^3 ; K_n – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора, $(0,8 - 1,2)$; K_v – коефіцієнт використання екскаватора у часі $(0,65 - 0,9)$; $t_{\text{ц}}$ – термін циклу екскаватора, с; K_p – коефіцієнт розпушення породи у ковші $(1,1 - 1,25)$; $N_{\text{зм}}$ – кількість змін на добу, $(2 - 3)$; $N_{\text{рд}}$ – кількість робочих днів на протязі року, од.

За отриманими значеннями вказаних вище хронометражних спостережень можна визначити річну експлуатаційну продуктивність драглайна при різних кутах повороту стріли β_n (рис. III.35). Результати розрахунків представлено у вигляді залежності $Q_e = f(\beta_n)$.

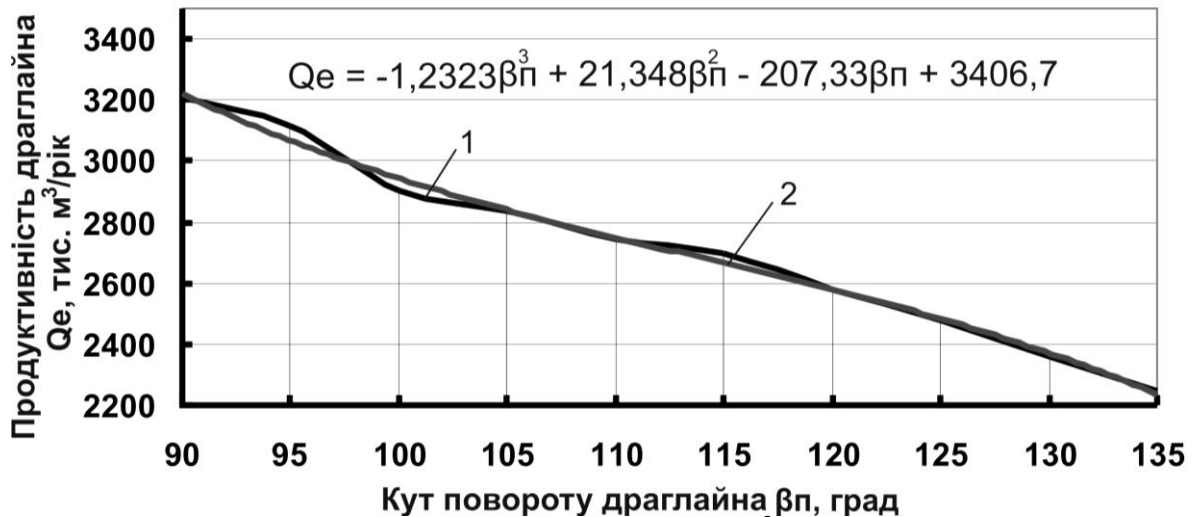


Рис. III.37. Графік зміни річної продуктивності Q_e (м³/рік) драглайна ЕШ-20/90 при різних кутах повороту на розвантаження β_n (град) до бункеру: 1 – практична залежність; 2 – теоретична залежність

З рис. III.37 видно, що річна експлуатаційна продуктивність драглайнів ЕШ-20/90 знижується при збільшенні кута повороту від максимального значення $Q_{e.p.max1} \approx 3,2$ млн м³/рік при $\beta_n = 90^\circ$ до мінімального $Q_{e.p.min1} \approx 2,24$ млн м³/рік при $\beta_n = 135^\circ$.

Для визначення оптимальної продуктивності екскаваторів при вийманні м'яких гірських порід у заданих обсягах досліджувались драглайни з ковшами об'ємами 10, 15, 20, 30 і 40 м³. При цьому час циклу екскаватора, що встановлений за результатами хронометражних спостережень, змінювався у межах 60 – 120 с (табл. III.8). Слід відмітити, що принциповою відмінністю при навантаженні породи до внутрішнього відвалу й при роботі з різними видами транспорту являється зміна коефіцієнту використання екскаватора у часі. Без урахування сумісного виду транспорту він складає 0,9, а при роботі з бункером-перевантажувачем і стрічковими конвеєрами буде на рівні 0,75 – 0,85 [68].

Так, для базового екскаватора ЕШ-20/90 річна продуктивність Q_e (млн м³/рік) становить

$$Q_e = \frac{3600TEK_{н}K_{в}}{t_{ц}K_{р}} N_{3M} N_{PD} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 20 \cdot 0,9 \cdot 0,9}{60 \cdot 1,1} \cdot 3 \cdot 254 = 5,4.$$

Якщо термін циклу збільшується до $t_{ц} = 90$ с, то $Q_E = 3,6$ млн м³/рік; при $t_{ц} = 120$ с, $Q_{EШ 20/90}^P = 2,7$ млн м³/рік.

З урахуванням перерв у роботі екскаватора T_{np} (діб), його продуктивність визначається залежністю

$$Q_e^P = (360 - T_{np}). \quad (III.42)$$

При роботі з перевантажувачем продуктивність екскаватора $Q_{e.k}^P$ (млн м³/рік) має вид

$$Q_{e.k}^P = (360 - T'_{np}), \quad (III.43)$$

де T'_{np} – тривалість простою екскаватора при сумісній роботі з перевантажувачем, діб.

Показники експлуатації потужних драглайнів

| Об'єм ко- вша драг- лайна E , м ³ | Ширина кар'єрного поля B_k , км | Ширина экс- каваторної західки A , м | Термін черпання n_e , с / річна продуктивність, млн м ³ /рік | | | | | |
|--|---|--|--|--------------|---------------|------|----|------|
| | | | $t_{ц} = 60$ | $t_{ц} = 90$ | $t_{ц} = 120$ | | | |
| 10 | 2 | 40 | 1 | 2,23 | 2 | 1,49 | 2 | 1,11 |
| | | 60 | 2 | | 2 | | 3 | |
| | | 80 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | 4 | 40 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | | 60 | 3 | | 4 | | 6 | |
| | | 80 | 4 | | 5 | | 7 | |
| | 6 | 40 | 3 | | 4 | | 6 | |
| | | 60 | 4 | | 6 | | 8 | |
| | | 80 | 5 | | 8 | | 11 | |
| 15 | 2 | 40 | 1 | 3,37 | 1 | 2,23 | 2 | 1,65 |
| | | 60 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | | 80 | 1 | | 2 | | 3 | |
| | 4 | 40 | 2 | | 2 | | 3 | |
| | | 60 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | | 80 | 3 | | 4 | | 5 | |
| | 6 | 40 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | | 60 | 3 | | 4 | | 6 | |
| | | 80 | 4 | | 6 | | 7 | |
| 20 | 2 | 40 | 1 | 4,47 | 1 | 2,98 | 1 | 2,23 |
| | | 60 | 1 | | 1 | | 2 | |
| | | 80 | 1 | | 1 | | 2 | |
| | 4 | 40 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | | 60 | 2 | | 2 | | 3 | |
| | | 80 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | 6 | 40 | 2 | | 2 | | 3 | |
| | | 60 | 2 | | 3 | | 4 | |
| | | 80 | 3 | | 4 | | 5 | |
| 30 | 2 | 40 | 1 | 6,7 | 1 | 4,47 | 1 | 3,36 |
| | | 60 | 1 | | 1 | | 1 | |
| | | 80 | 1 | | 1 | | 1 | |
| | 4 | 40 | 1 | | 1 | | 2 | |
| | | 60 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | | 80 | 1 | | 2 | | 3 | |
| | 6 | 40 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | | 60 | 2 | | 2 | | 3 | |
| | | 80 | 2 | | 3 | | 5 | |
| 40 | 2 | 40 | 1 | 8,91 | 1 | 5,94 | 1 | 4,47 |
| | | 60 | 1 | | 1 | | 1 | |
| | | 80 | 1 | | 1 | | 1 | |
| | 4 | 40 | 1 | | 1 | | 1 | |
| | | 60 | 1 | | 1 | | 2 | |
| | | 80 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | 6 | 40 | 1 | | 1 | | 2 | |
| | | 60 | 1 | | 2 | | 2 | |
| | | 80 | 2 | | 2 | | 3 | |

Для визначення тривалості простоїв екскаватора слід враховувати також і час пересувки вибійного конвеєра для відпрацювання нової західки. При цьому використовувались практичні дані пересувки стрічкових конвеєрів турнодозерами в умовах Орджонікідзевського ГЗК. Встановлено, що тривалість пересувки конвеєрної лінії залежить від типу використовуваного обладнання й пори року. Ремонти й поточне обслуговування екскаватора й бункера-перевантажувача виконуються сумісно на протязі одного терміну. У цьому зв'язку для різних типів екскаваторів встановлений час простою при навантаженні гірничої маси на стрічковий конвеєр через бункер-перевантажувач, який описується залежністю

$$T_{np} = T_3 \cdot n_e, \quad (III.44)$$

де T_3 – час пересувки конвеєра ланками, діб; n_e – число заходок, що відпрацьовуються на протязі року, од.

З метою визначення оптимальної кількості заходок, що відпрацьовуються у кар'єрі одним екскаватором на протязі року, проведено аналіз залежності їх числа від параметрів і елементів кар'єрного поля при відпрацюванні обводненої гірничої маси потужними драглайнами із навантаженням до бункера-перевантажувача та подальшим транспортуванням багатоланковими стрічковими конвеєрами у комплексі з перевантажувальними візками (табл. Д.32). При цьому річне число відпрацьовуваних заходок у кар'єрі n_e (од) має вид

$$n_e = \frac{B_K A h_y}{Q_e^p}, \quad (III.45)$$

де B_K – ширина кар'єрного поля, м; A – ширина екскаваторної західки, м; h_y – висота уступу, м; Q_e^p – річна продуктивність драглайна, млн м³/рік.

З табл. III.8 видно, що при збільшенні об'єму ковша екскаватора, ширини кар'єрного поля та ширини екскаваторної західки збільшується їх кількість. При цьому об'єм західки V_3 (м³) становить

$$V_3 = A \cdot l_3 \cdot h_y, \quad (III.46)$$

де l_3 – довжина виймальної західки, м. Так, для драглайна ЕШ-20/90 при $B_K = 2$ км і $A = 40$ м кількість заходок, що відпрацьовуються за рік становить 1.

Продуктивність драглайнів також залежить від витрачання часу на їх переміщення до нового робочого блоку та параметрів вибою. При цьому слід враховувати швидкість переміщення драглайна, час на планування траси бульдозером, переключення кабелів, площу траси, її довжину та ширину, а також конструктивні параметри екскаватора й продуктивність бульдозера.

Дослідження зміни продуктивності драглайна за рахунок переміщення до нового блоку показують, що висота уступу значно впливає на його показники. Для ЕШ-20/90 і розташування бункера-перевантажувача на рівні стояння драглайна побудовано графічну залежність його продуктивності $\Delta Q_{e,p} = f(H)$ від висоти уступу та постійної ширини західки, що складає 60 м (рис. III.38).

З рис. III.38 видно, що річна продуктивність драглайна зростає при збільшенні висоти уступу. На практиці це проявляється у значно меншому терміні на переміщення драглайна для розробки нового блоку, а отже і зростанням його продуктивності. Теоретична залежність для драглайну типу ЕШ-20/90 співпадає з

практичною, що свідчить про високу достовірність виконаних досліджень. Рівень надійності апроксимації складає 98,7 %.

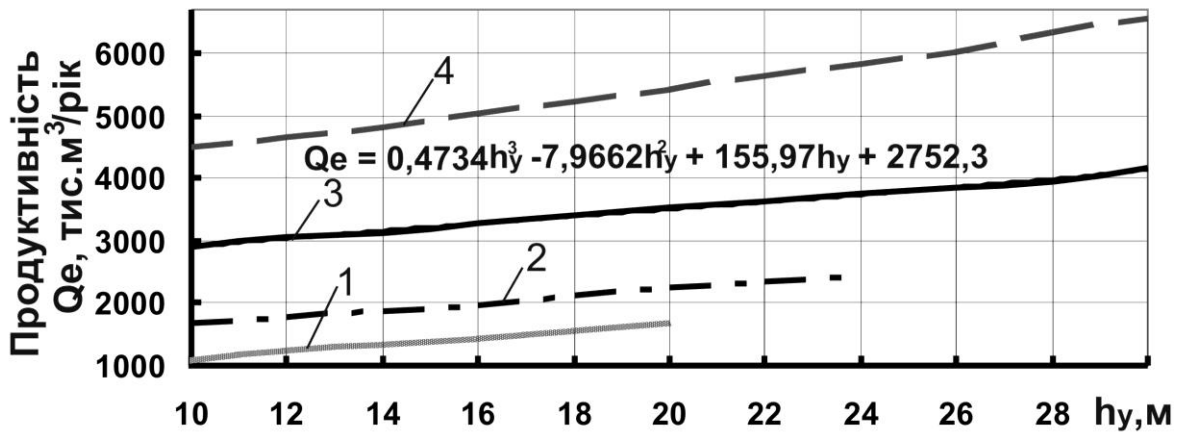


Рис. III.38. Графік залежності продуктивності драглайну Q_e ($m^3/рік$) від висоти уступу h_y (м), що відпрацьовується, та часу на переміщення до нового блоку: 1 – 4 – практичні залежності зміни продуктивності при об'ємах ковша драглайну 10, 15, 20 і 40 m^3 відповідно

При відпрацюванні м'яких порід драглайном важливе значення має також час на врізання до нового блоку та заукіска уступів. Річна продуктивність драглайна залежать від сумарної площі укосів уступів, які є предметом заукіски на протязі року, довжини екскаваторного блоку та значень невиробничих втрат часу. У цьому зв'язку визначена зміна продуктивності драглайна ЕШ-20/90 від ширини західки, що наведена залежністю $\Delta Q_{e,p} = f(A)$ (рис. III.39).

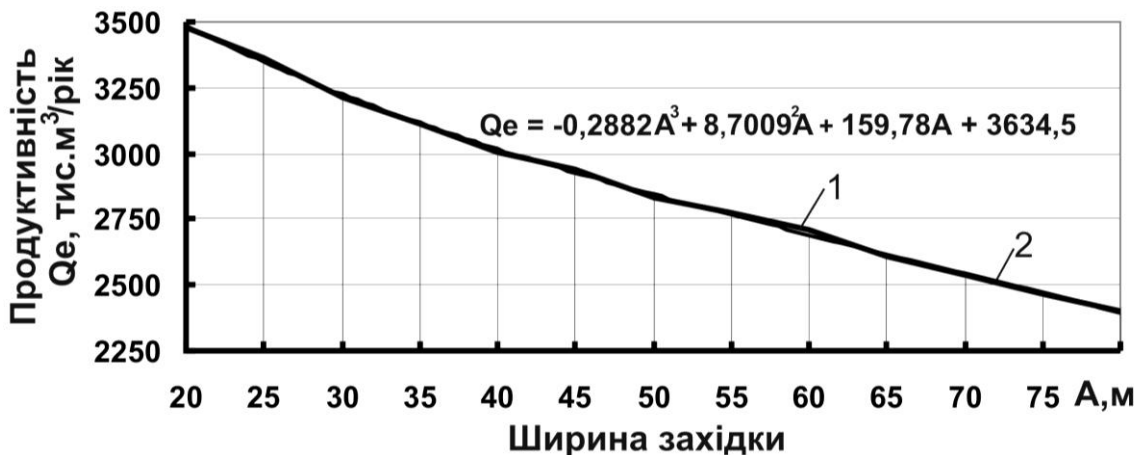


Рис. III.39. Графіки значення річної експлуатаційної продуктивності драглайна ЕШ-20/90 $\Delta Q_{e,p}$ ($m^3/рік$) за рахунок витрачання часу на заукіску при зміні ширини заходки A (м): 1 – практична залежність; 2 – теоретична залежність

Встановлено, що продуктивність драглайна знижується при збільшенні ширини західки. Дане явище пояснюється тим, що частка робочого часу, яка витрачається на заукіску уступів, зі збільшенням ширини західки зменшується, а кут повороту на розвантаження збільшується (екскаватор потребує більше часу на відпрацювання блоку, коли тривалість заукіски є постійною величиною).

Параметри вибою можуть вважатися оптимальними, якщо вони будуть відповідати умові максимальної продуктивності екскаватора. Це відповідає ситуації, коли меншою буде вказана сума операцій за час зміни й тривалості робочого циклу з урахуванням переміщення драглайна на новий блок і заукіскою уступів. Тому, для умови досягнення мінімального значення кута повороту драглайна на розвантаження, доцільно буде визначити мінімальну ширину західки, що відповідає максимальній сумарній продуктивності устаткування (рис. III.40).

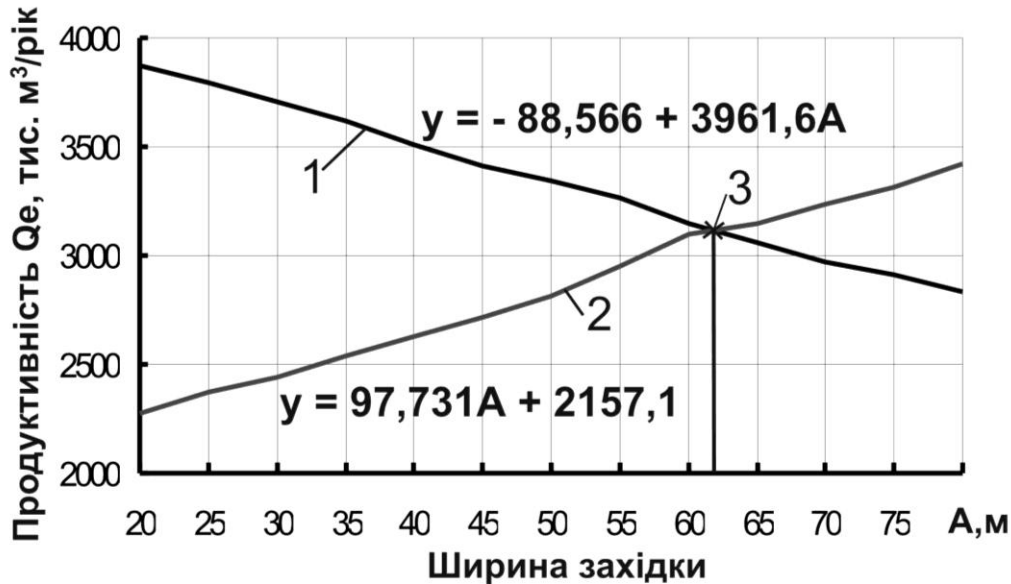


Рис. III.40. Графіки залежності річної експлуатаційної продуктивності екскаватора ЕШ-20/90 Q_e від зміни ширини західки A : 1 – продуктивність за рахунок зміни тривалості циклу; 2 – продуктивність за рахунок переміщення драглайну на новий блок та часу на заукіску уступу; 3 – оптимальні параметри комплексу

На представлених графічних залежностях сумарної продуктивності екскаваторів від ширини західки чітко видно ділянку оптимуму. Для екскаватора ЕШ-20/90 вона відповідає ширині $A_{opt} = 60 - 65$ м при сумісній роботі з бункером-перевантажувачем, що знаходиться під кутом повороту на розвантаження $\beta_n = 55^\circ$.

Слід відмітити, що використання бункера-перевантажувача у комплексі із драглайном та стрічковими конвеєрами дозволяє експлуатувати виймально-навантажувальне устаткування з високою річною продуктивністю. При цьому процес відпрацювання західки прямопропорційно пов'язаний із організацією роботи та пересувки вибійних конвеєрів. По мірі почергової відробки виймальних західок відбувається паралельна пересувка відповідних ланок конвеєрів у загальній лінії, а при досягненні останньої із них драглайн навантажує гірничу масу на торцовий конвеєр, що передбачено конструктивною особливістю бункера-перевантажувача. Це дає змогу зменшити час на простої виймального і транспортного устаткування при відпрацюванні виймальної західки у середньому на 15 – 17 діб.

III.9. Організація розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

III.9.1. Визначення об'ємів виймання гірничої маси у верхній частині кар'єру

Розрахунок річних обсягів виймання гірничої маси в умовах Ново-Дмитрівського буровугільного родовища у період розкриття має важливе значення для визначення терміну досягнення граничної глибини. З урахуванням формування робочих бортів кар'єру під кутом 15° , у середньому кут укосу робочих уступів становить $30 - 35^\circ$. Вертикальна сумарна середня потужність Основного, Складного та Верхнього пластів становить біля 69 м. Ширина робочої площадки на кожному із уступів змінюється від 20 до 80 м. Відпрацювання верхніх горизонтів передбачено роторними екскаваторами СРС-6300, нижніх – земснарядями 500-60 МН, крокуючими екскаваторами ЕШ-20/90 у комплексі з відповідними бункерами-перевантажувачами, стрічковими конвеєрами та відвалоутворювачами на поверхні. Робочий горизонт потужністю 60 м поділяється на три підступи: нижній висотою 30 м та два верхні – по 15 м.

Термін проведення першої зверху розрізної траншеї складає 0,5 року. Швидкість посування фронту гірничих робіт при вийманні обводненої гірничої маси із формуванням розрізних траншей шарами із застосуванням земснарядів та розширенням їх потужними драглайнами й роторними комплексами залежить від нормативної продуктивності обладнання та об'ємів розносу робочого борту. Особливістю виймання значних обсягів гірничої маси є те, що за час поглиблення кожної розрізної траншеї земснарядями повинен вийматись відповідний обсяг на верхніх уступах для розширення зони розкриття за допомогою драглайнів і роторних комплексів (рис. III.41). Порядок розрахунку погоризонтних обсягів гірничої маси виконано за трьома принциповими схемами: різностороннє посування фронту гірничих робіт; формування сталого неробочого борту на східному борті кар'єру; те ж – на південному [104, 126].

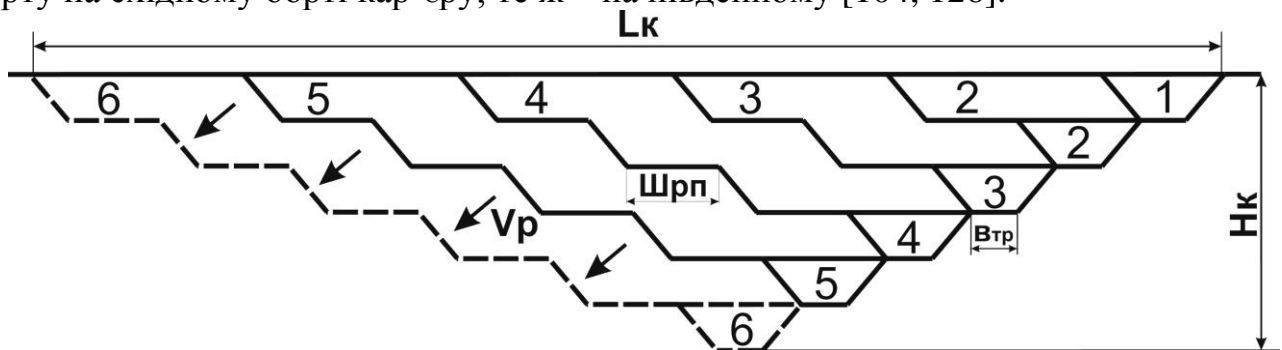


Рис. III.41. Схема до визначення обсягів виймання гірничої маси при посуванні робочого борту Ново-Дмитрівського кар'єру: цифрами показана черговість посування верхнього уступу та проведення розрізних траншей

Принциповою відмінністю першої схеми від інших є збереження ширини робочої площадки у всіх напрямках посування фронту. При реалізації другої й третьої схем ширина робочої площадки зі сторони незайманого масиву зміню-

ється на ширину берми безпеки при формуванні неробочого борту під резуль-
туючим кутом укосу $30 - 35^\circ$, що забезпечує значно менші обсяги виймання
порід розкриття. Першочергове розкриття й підготовку верхнього горизонту за-
пропоновано виконувати драглайном ЕШ-6/60, який попередньо заплановано
використовувати для проведення водовідвідної нагорної траншеї на поверхні
кар'єрного поля. Потім, після закінчення монтажних робіт, до експлуатації пос-
тупово один за одним на верхніх необводнених горизонтах вводяться драглай-
ни ЕШ-20/90 із навантаженням гірничої маси до бункера-перевантажувача й
подальшим транспортуванням стрічковими конвеєрами. При досягненні рівня
підземних вод вводяться у дію земснаряди 500-60 МН сумісно із гідромоніто-
рами. Поступове поглиблення розрізних траншей земснарядами призводить до
розкриття Основного вугільного горизонту. Після цього породи розкриття скла-
даються до внутрішнього відвалу зі сторони сталого неробочого борту кар'єру.
Зростання обсягів гірничої маси на верхніх уступах у подальшому потребує
введення до експлуатації роторних екскаваторів типу СРС-6300 зі збереженням
діючих на той час конвеєрних ліній.

Об'єм виймання гірничої маси $V_{Г.1}$ (м³) за **першою схемою** визначається
наступною залежністю

$$V_{Г.1} = V_{Б.1} + V_{N.1}; \quad V_{Б.1} = 2h_y \cdot B_p (\ell_n + L_{ф.у.} \cdot h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + 6B_p + \epsilon_n) \cdot P + V_{N.1}, \quad (III.47)$$

де $V_{Б.1}$ – об'єм виймаємого блоку, м³; $V_{N.1}$ – об'єм початкової розрізної траншеї, м³;
 $V_{N.1} = 2h_y B_p (\ell_n + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y) \cdot (\epsilon_n + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y)$; h_y – висота уступу, м; B_p – ширина ро-
бочої площадки, м; ℓ_n – довжина початкової розрізної траншеї низом, м;
 $L_{ф.у.}$ – довжина фронту гірничих робіт на уступі, м; α_y – кут укосу уступу, град.;
 ϵ_n – ширина початкової траншеї низом, м; P – загальна кількість горизонтів у за-
лежності від поточного положення дна кар'єру, од.

При цьому довжина фронту гірничих робіт на уступі $L_{ф.у.}$ (м) складе

$$L_{ф.у.} = (\ell_n + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + 2B_p) N_{зоп}, \quad (III.48)$$

де $N_{зоп}$ – номер горизонту, починаючи від поверхні.

Для **другої схеми** об'єм виймання гірничої маси $V_{Г.2}$ (м³) розраховується
за формулою

$$V_{Г.2} = 2h_y \cdot B_p (\ell_n + L_{ф.у.} \cdot h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + 4B_p + 2\epsilon_\delta + \epsilon_n) \cdot P + V_{N.2}, \quad (III.49)$$

де ϵ_δ – ширина берми безпеки, м.

З формули III.49 видно, що кількість робочих площадок зменшується на
дві одиниці. При цьому в розрахунок додаються дві берми безпеки. Загальна
довжина фронту гірничих робіт не відрізняється від першої схеми.

Для **третьої схеми** об'єм виймання гірничої маси $V_{Г.3}$ (м³) розраховується
за формулою

$$V_{Г.3} = 2h_y \cdot B_p (\ell_n + L_{ф.у.} \cdot h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + 3B_p + 3\epsilon_\delta + \epsilon_n) \cdot P + V_{N.3}. \quad (III.50)$$

При цьому довжина фронту робіт на уступі $L_{ф.у.}$ (м) становить

$$L_{ф.у.} = (\ell_n + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + B_p + \epsilon_\delta) N_{зоп}. \quad (III.51)$$

Дослідження проводились для варіації ширини робочої площадки 20, 40 і 60 м та довжини початкової траншеї 500, 1000, 1500 і 2000 м. Кінцева глибина кар'єру розбита на 6 горизонтів висотою по 60 м. При цьому слід відзначити, що при поточному розвитку робочої зони принципове значення має максимальний темп поглиблення гірничих робіт із мінімальною швидкістю посування робочого борту. Встановлено, що темп поглиблення з урахуванням задіяного виймально-навантажувального обладнання становить 30 м/рік. Для визначення поточного коефіцієнту розкриття розраховані об'єми виймання бурого вугілля у межах розвитку робочої зони за трьома схемами будування кар'єру.

Для **першої схеми** об'єм вугілля $V_{1.с}$ (м³) становить

$$V_{1.с} = (h_{y.с} \cdot B_{p.с} \cdot L_{ф.с})N, \quad (III.52)$$

де $h_{y.с}$ – сумарна висота уступів, яка відповідає потужності бурого вугілля на кожному горизонті, що розкривається, м; B_p – ширина робочої площадки по вугіллю, м; $L_{ф.с}$ – довжина фронту гірничих робіт по вугіллю, м; N – кількість блоків у етапі, що містить корисну копалину, од.

$$L_{ф.с} = \ell_n + h_{y.с} \cdot ctg \alpha_y (n - 0,5) + 4B_p. \quad (III.53)$$

Для **другої схеми** об'єм вугілля $V_{2.с}$ (м³) визначається за формулою

$$V_{2.с} = h_{y.с} \cdot L_{ф.с} \cdot N \cdot (B_с + e_с), \quad (III.54)$$

де $B_с$ – ширина берми безпеки, м. Довжина фронту гірничих робіт по корисній копалині відповідає першій схемі.

Для **третьої схеми** об'єм вугілля $V_{3.с}$ (м³) і довжина фронту робіт $L_{ф.с}$ (м) становлять

$$V_{3.с} = h_{y.с} \cdot L_{ф.с} \cdot N \cdot (B_y + e_с); \quad (III.55)$$

$$L_{ф.с} = \ell_n + h_{y.с} \cdot ctg \alpha_y (n - 0,5) + 2(B_p + e_с). \quad (III.56)$$

Результати розрахунків об'ємів гірничої маси при ширині робочої площадки $B_p = 60$ м наведені на рис. III.40.

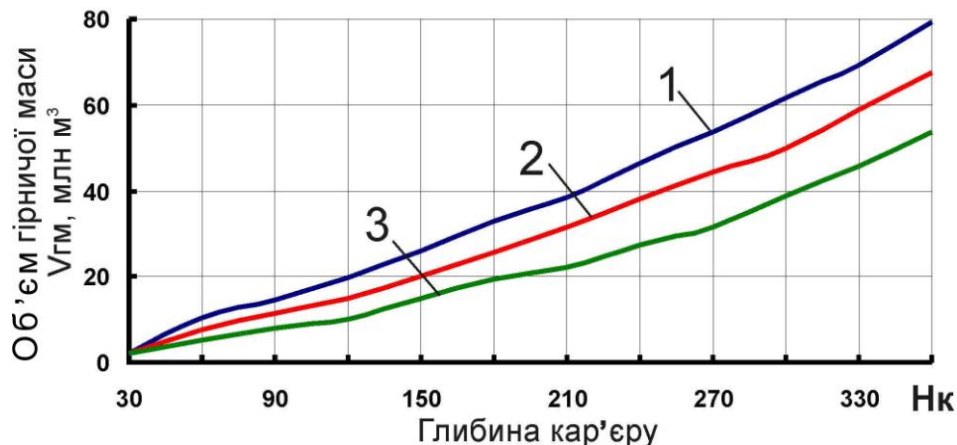


Рис. III.42. Графіки залежності обсягів виймання гірничої маси $V_{гм}$ (млн м³) від поточної глибини розробки H_k (м): 1 – перша схема; 2 – друга схема; 3 – третя схема

Встановлено, що при поглибленні кар'єру із використанням встановленого виймально-навантажувального устаткування відбувається зростання об'ємів виймання гірничої маси до 60 – 70 млн м³/рік. У результаті виникає необхідність систематичного збільшення числа робочих драглайнів і роторних комплексів для підтримки встановлених швидкості посування й темпу поглиблення гірничих робіт при послідовному розкритті нижніх горизонтів. Аналіз наведених схем розкриття родовища показав, що найбільш раціональною з точки зору ведення гірничих робіт буде третя схема з формуванням неробочого борту в південно-східній частині кар'єрного поля, де спостерігається найменша потужність наносів та найбільший вихід вугільних покладів до денної поверхні (див. рис. III.4)

Розподіл об'ємів гірничої маси у період розкриття родовища залежить від встановлених темпу поглиблення гірничих робіт та швидкості посування робочих уступів. Своєрідне залягання вугільних пластів на Ново-Дмитрівському родовищі визначило різке зниження пошарового коефіцієнта розкриття з 6,73 до 1,09 м³/т при переході розкривних робіт з 2 до 4 горизонту. Це, у свою чергу, викликає й нерівномірний за часом термін їх розкриття.

Значні об'єми виймання гірничої маси й необхідність обособленої видачі їх на поверхню у період розкриття кар'єрного поля визначають доцільною транспортну систему розробки із застосуванням потужних стрічкових конвеєрів, драглайнів і роторних екскаваторів. Установлена середньорічна інтенсивність посування фронту гірничих робіт на рівні 60 м/рік повинна корегуватися по кожному із робочих горизонтів з урахуванням продуктивності екскаваторів та відповідності їх лінійних параметрів висоті й довжині уступів. Після визначення обсягів виймання гірничої маси для прискореного досягнення кінцевої глибини кар'єру необхідно своєчасно здійснювати задані послідовність поглиблення та розширення зони розкриття буровугільного родовища.

III.9.2. Обґрунтування послідовності введення до експлуатації виймально-навантажувального устаткування

Порядок введення до експлуатації виймально-навантажувального устаткування в зоні розкриття глибокого кар'єру залежить від інтенсивності відпрацювання обводненої частини за допомогою певних засобів механізації. При цьому кожен нижній горизонт неможливо розкрити без надійного попереднього осушення його від підземних вод. У залежності від параметрів депресійної воронки, водоприпливів до виробок розкриття та об'ємів виймання гірничої маси обґрунтована послідовність розкриття продуктивних буровугільних горизонтів, яка виглядає наступним чином.

Як було вказано раніше, проведення початкової траншеї при розкритті родовища здійснюється драглайнами типу ЕШ-6/60. Після формування виймальних блоків та зростання поточного об'єму гірничої маси вводяться до експлуатацію більш потужні драглайни типу ЕШ-20/90 (табл. III.9). Розкриття родовища із їх застосуванням відбувається до досягнення рівня підземних вод, після чого необхідно для проведення траншей раціонально використовувати земсна-

ряди. У міру поглиблення гірничих робіт верхні горизонти кар'єру дрениуються від підземних вод, здобувають більш високу несучу спроможність і можуть відпрацьовуватися на кожному із двох верхніх горизонтів роторними екскаваторами типу СРС-6300 з продуктивністю по 19,5 млн м³/рік кожний.

Таблиця III.9

Графік розкриття й підготовки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

| № горизонту (позначка) | Етапи | | | | | | | | |
|---------------------------|---|-----------------|--------------------|------------------|------------------|----------------------|----------------------|-----------------------|------------------------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
| | Річні об'єми виймання гірничої маси, млн м ³ / календарний час відпрацювання етапу, роки | | | | | | | | |
| I(+125) – (+65) | 1,5/0,5 ЕШ№1 | 3,4/1,5 ЕШ№1 | 5,3/2,5 ЕШ№1, 2 | 7,2/4 СРС№1 | 9,1/4,3 СРС№1 | 10,9/5,6 СРС№1 | 12,9/9,7 СРС№1 | 14,8/9,7 СРС№1 | 16,7/12,1 СРС№1 |
| II(+65) – (+5) | – | 1,5/2 ЕШ№3 | 3,4/3 ЕШ№3 | 5,3/4 ЕШ№3, 4 | 7,2/5,5 СРС№2 | 9,1/6,8 СРС№2 | 10,9/8,3 СРС№2 | 12,3/10,1 СРС№2 | 14,8/12,2 СРС№2 |
| III(+5) – (–55) | – | – | 1,5/3,5 ЕШ№1, 2 | 3,4/4 ЕШ№3, 4 | 5,3/5 ЕШ№1, 2 | 7,2/6,5 ЕШ№1,2, 3 | 9,1/7,8 ЕШ№1,2, 3 | 10,9/9,3 ЕШ№1,2, 3 | 12,3/11,4 ЕШ№1,2, 3 |
| IV(–55) – (–115) | – | – | – | 1,5/4 МН№1 | 3,4/5 ЕШ№3, 4 | 5,3/6 ЕШ№3,4 | 7,2/7,5 ЕШ№2,3, 4 | 9,1/8,8 ЕШ№2,3, 4 | 10,9/10,3 ЕШ№2,3, 4 |
| V(–115) – (–175) | – | – | – | – | 1,5/5 МН№1, 2 | 3,4/6 ЕШ№1 | 5,3/7 ЕШ№1,5 | 7,2/8,5 ЕШ№1,5, 6 | 9,1/9,8 ЕШ№1,5, 6 |
| VI(–175) – (–235) | – | – | – | – | – | 1,5/6 МН№1,2 | 3,4/7 ЕШ№7 | 5,3/8 ЕШ№7,8 | 7,2/9 ЕШ№7,8, 9 |
| VII(–235) – (–295) | – | – | – | – | – | – | 1,5/7 МН№1,2 | 3,4/8 ЕШ№10 | 5,3/9 ЕШ№9,10 |

Примітка: у знаменнику наведені тип і номер виймального устаткування

Із табл. III.9 видно, що проведення розрізної траншеї глибиною 30 м на довжину 500 м драглайном ЕШ-20/90 №1 із нормативною продуктивністю при навантаженні породи на стрічковий конвеєр здійснюється за 0,5 року. Розширення й відпрацювання кожного нового зневодненого горизонту доцільно здійснювати екскаваторами з нижнім копанням, а вивезення породи виконувати стрічковими конвеєрами, виключаючи, по можливості, автомобільні перевезення. Для цього у якості базового гірничотранспортне устаткування прийняті драглайни типу ЕШ-20/90 і конвеєри з шириною стрічки 2000 мм, а також і відповідні їм за продуктивністю самохідні бункери-перевантажувачі й відвалоутворювачі [68]. На поверхні породи розкриття складуються відвалоутворювачами роздільно по різновидам у прилеглих балках, утворюючи техногенні родовища. Там же влаштовуються ємності для відкачуваних підземних вод, що обгороджуються дамбами із суглинків верхнього горизонту кар'єра. Зневоднене вугілля стрічковими конвеєрами подається на ТЕС або на склад. У міру поглиблення

гірничих робіт верхні горизонти кар'єру дренуються від підземних вод, здобувають більш високу несучу здатність й можуть відпрацьовуватися роторними екскаваторами з великою продуктивністю.

Розширення й подовження траншей для підготовки площадки до розкриття кожного із нижніх горизонтів цим же екскаватором виконується за один рік. При посуванні фронту робіт у поздовжньому й поперечному напрямках на розкритому горизонті збільшується обсяг гірничих робіт, внаслідок чого послідовно вводяться до експлуатації нові драглайни №№ 2,3,4 – 10. На 4-му етапі, після 2,5 років від початку будівництва кар'єру, великий обсяг виймальних робіт на I горизонті дозволяє уведення до експлуатації роторного екскаватора СРС-6300 №1. Надалі, такий же екскаватор №2 вводиться для розробки 2-го горизонту після 5,5 років ведення робіт із його підготовки драглайнами. Загальний термін будівництва кар'єру до глибини 380 м із виходом на проектну продуктивність триває 15 – 17 років.

Для обґрунтування доцільності використання вибраного типу виймально-навантажувального устаткування необхідно визначити техніко-економічні показники його роботи не тільки при поглибленні, а й розширенні зони розкриття кар'єрного поля у певних розмірах.

III.9.3. Встановлення раціональних техніко-економічних показників роботи виймально-навантажувального устаткування

Оскільки послідовність розкриття глибоких буровугільних горизонтів драглайнами й роторними екскаваторами залежить від інтенсивності поглиблення кар'єру земснарядами, встановлюється економічна ефективність їх застосування на виділених горизонтах. Робота земснаряду й обслуговуючого флоту залежить від багатьох факторів, у тому числі від природно-виробничих умов, наявності й кваліфікації персоналу, рівня організації праці, вимог охорони природи, а у вирішальній мірі – від продуктивності самого земснаряду та рівня витрат на його експлуатацію. Як правило, утримання земснарядів потребує значних витрат. Тому розрахунок витрат на їх експлуатацію є одним із ключових елементів роботи й визначення ефективності застосування різних видів устаткування.

Серед природно-виробничих факторів, що впливають на роботу земснаряда й обслуговуючого його персоналу, слід відмітити, в першу чергу, експлуатаційні характеристики ділянки робіт та підшво-грунтові умови. До експлуатаційних характеристик вибою на уступі відносяться розміри прорізі (довжина, ширина, глибина), місце розташування ділянки, площа й обсяг видобуваної породи, умови транспортування гірничої маси. Підшво-грунтові умови безпосередньо впливають на вибір типу земснаряда. Так, скельні й валунні ґрунти, важкі глини та надто забруднені напівскельними породами ґрунти розробляються одночерпаковими штанговими снарядами; галечні та гравелісті ґрунти – багаточерпаковими; незв'язні ґрунти – землесосними із гідророзпушувачами.

Для розрахунку собівартості видобутку 1 м³ гірничої маси необхідно врахувати калькуляцію прямих експлуатаційних витрат. При цьому загальна складова витрат 3 (грн/рік) у розрахунку на один земснаряд буде мати вид

$$Z = Z_{з.н.} + A + Z_{н.е.} + Z_{с.м.} + Z_p, \quad (\text{III.57})$$

де $Z_{з.н.}$ – витрати на заробітну плату обслуговуючого персоналу з нарахуваннями, грн/рік; A – амортизаційні відрахування на експлуатацію земснаряда, грн/рік; $Z_{н.е.}$ – витрати на паливо та електроенергію, грн/рік; $Z_{с.м.}$ – витрати на сировину та матеріали, грн/рік; Z_p – витрати на ремонт земснаряда, грн/рік;

Витрати на заробітну плату встановлюються згідно посадових окладів з урахуванням всіх видів доплат. Оскільки чисельність працюючих складається із 8 чоловік на добу, то їх сумарна заробітна плата складе 27500 грн/міс або 330000 грн/рік. Амортизація на експлуатацію земснаряду розраховується згідно ціни за 1 т маси гірничого обладнання, що складає 10000\$ або 200000 грн [111]. Враховуючи відсоток річної амортизації вираз набуде вигляду

$$A = C_{з.с.} \cdot 0,14, \quad (\text{III.58})$$

де $C_{з.с.}$ – номінальна вартість земснаряда, млн грн.

$$C_{з.с.} = m_{з.с.} \cdot C_m,$$

де $m_{з.с.}$ – маса земснаряда, т; для земснаряда типу 500-60 МН $m_{з.с.} = 510$ т;

C_m – ціна однієї тони устаткування, $C_m = 200000$ грн.

Витрати на електроенергію $Z_{н.е.}$ (грн) розраховувались наступним чином

$$Z_{н.е.} = K_e \cdot N \cdot C_{кет} \cdot N_p, \quad (\text{III.59})$$

де K_e – коефіцієнт використання земснаряду у часі, $K_e = 0,6$; N – встановлена потужність двигунів, $N = 3450$ кВт; $C_{кет}$ – вартість 1 кіловатгодини електроенергії, $C_{кет} = 0,48$ коп/кВт·год.

Слід відзначити, що витрати на сировину й матеріали розраховуються у відсотковому співвідношенні до витрат на електроенергію і складають

$$Z_{с.м.} = Z_{н.е.} \cdot 10\% \quad (\text{III.60})$$

Вартість витрат на ремонтні роботи визначається на основі встановлених діючих норм у натуральних показниках і дійсних цінах. При цьому загальні сумарні витрати на експлуатацію одного земснаряду протягом року відповідно до III.57 становлять

$$\sum Z = 0,23 + 9,93 + 6,06 + 0,6 + 0,89 = 17,71 \text{ млн грн/рік.}$$

Оскільки продуктивність земснаряду із видобутку твердого компоненту складає 3,09 млн м³/рік, то собівартість розробки 1 м³ гірничої маси $C_{з.м.}$ (грн/м³) має вид

$$C_{з.м.} = \frac{Z}{Q_{з.с.}} = \frac{17,71}{3,09} = 5,7. \quad (\text{III.61})$$

Відповідно до графіку виймальних робіт на Ново-Дмитрівському кар'єрі заплановано експлуатувати два земснаряди типу 500-60 МН сумісно із гідромоніторами. Тому собівартість розробки гірничої маси корегується на величину їх сумісної роботи і не перевищує 7 – 8 грн/м³.

Встановлено, що ефективність розробки обводненої гірничої маси земснарядями при розкритті Ново-Дмитрівського буровугільного родовища значно вища у порівнянні із механізованим виймально-навантажувальним устаткуванням типу драглайну та роторного комплексу. При досягненні дна кар'єру земснаряд залишається для відпрацювання тільки нижнього шару бурого вугілля, а також

виконує процес осушення виробленого простору від підземних вод для безпечної роботи виймально-транспортного устаткування на верхніх горизонтах.

Оскільки продуктивність драглайнів при навантаженні гірничої маси через бункер-перевантажувач залежить від інтенсивності експлуатації транспортної лінії, проведено дослідження щодо встановлення оптимальної довжини окремих конвеєрних ставів у її складі та їх кількості при відпрацюванні західки певної довжини. При цьому ефективність роботи устаткування у схемі прямопропорційно залежить від простоїв екскаватора під час пересувки конвеєрної лінії, що у свою чергу впливає на загальну втрату його продуктивності.

Слід відмітити, що робочу зону кар'єру при досягненні подошви Основного вугільного пласта доцільно розділити на 6 горизонтів потужністю по 60 м кожен. Довжина фронту гірничих при поглибленні кар'єру змінюється від 2400 м (верхній розкривний горизонт) до 900 м (нижній вугільний горизонт). У якості критерія оптимізації прийнято мінімальну собівартість видобутку гірничої маси при відпрацюванні західки встановленої довжини. На двох верхніх горизонтах довжиною 2400 та 2100 м задіяна схема роботи двох комплексів устаткування у складі роторного екскаватора типу СРС-6300, лінії стрічкових конвеєрів, перевантажувача ПГ-5000/60 та відвалоутворювача ОШР-10000/190. Послідовність розрахунку витрат на експлуатацію устаткування у схемі виглядає наступним чином [127].

Загальні витрати на експлуатацію устаткування в схемі $Z_{заг}$ (грн/добу) визначаються за формулою

$$Z_{заг} = (Z_e + Z_k + Z_{нв} + Z_{нс})N_p, \quad (III.62)$$

де $Z_e, Z_{нв}, Z_k, Z_{нс}$ – витрати на експлуатацію екскаватора й перевантажувача, транспортування гірничої маси конвеєром та пересувку конвеєрної лінії відповідно, грн/добу.

Витрати на експлуатацію екскаватора Z_e (грн/добу) визначаються за формулою

$$Z_e = Z_{з.н.} + A + Z_{ел.}, \quad (III.63)$$

де $Z_{з.н.}$ – заробітна плата бригади роторного екскаватора, грн/добу; A – амортизаційні відрахування на експлуатацію екскаватора (0,14 річних), грн/добу; $Z_{ел.}$ – витрати на електроенергію, грн/добу.

Слід відмітити, що заробітна плата працівників бригади розраховувалася згідно тарифних розрядів і преміальних нарахувань за вихідні дні та перепрацювання, які існують на ОГЗК. Амортизаційні відрахування приймалися у розрахунок 10 тис. дол. США за 1 т маси устаткування й становлять

$$A = C_e \cdot 0,14, \quad (III.64)$$

де C_e – номінальна вартість екскаватора, млн. грн.

$$C_e = m_e \cdot C_m, \quad (III.65)$$

m_e – маса екскаватора, т; C_m – вартість однієї тони маси екскаватора, грн.

Витрати на електроенергію знаходяться за формулою

$$Z_{ел.} = 24 \cdot K_e \cdot N_e \cdot C_{квт}, \quad (III.66)$$

де K_e – коефіцієнт використання екскаватора у часі, ($K_e = 0,6$); N_e – встановлена потужність двигунів екскаватора, кВт; $C_{квт}$ – вартість 1 кВт·год споживання електроенергії, ($C_{квт} = 0,48$ коп / кВт·год); N_p – число робочих днів на протязі року, од; згідно Норм проектування приймається $N_p = 254$.

Оскільки витрати на амортизаційні відрахування та заробітну плату працівників являються сталою величиною, у подальшому алгоритм розрахунку витрат на експлуатацію устаткування у схемі не змінюється. У свою чергу витрати на пересувку конвеєрних ставів у схемі залежать від їх довжини та кількості, а отже й варіації привідних станцій у загальній лінії.

На підставі виконаних досліджень отримано критерій оптимізації раціональної довжини конвеєрних ставів стрічкових конвеєрів $Z_{заг}$ (грн/добу), що має вид:

$$Z_{заг} = n_m \left[Z_e + Z_{нев} + k_{np} (Z_e + Z_{нев}) + Z_k + Z_{nc} n_k + Z_{ел} (n_k - n_{кн}) \right] \rightarrow \min, \quad (III.67)$$

де n_m – кількість діб роботи устаткування у лінії при відпрацюванні західки, од.;

$$n_m = \frac{V_{зах}}{Q_e}; \quad (III.68)$$

$V_{зах}$ – об'єм західки на горизонті, млн м³;

$$V_{зах} = L_3 \cdot B_3 \cdot h_y; \quad (III.69)$$

Q_e – добова продуктивність устаткування у схемі із урахуванням простоїв, м³/добу;

$$Q_e = \frac{3600 \cdot EK_H K_3 K_B (T_{зм} \cdot n_{зм} - T_{np})}{t_{ц} K_P}, \quad (III.70)$$

T_{np} – термін простою екскаватора за зміну, год;

$$T_{np} = n_{зм} (T_{нз} + T_{nn}); \quad (III.71)$$

$n_{зм}$ – кількість робочих змін на добу, од.; $T_{нз}$, T_{nn} – час на прийом і здачу зміни та на позаплановий ремонт екскаватора, год; k_{np} – коефіцієнт, що враховує витрати при простоях екскаватора й бункера-перевантажувача, ($k_{np} = 0,6$); $Z_k, Z_{ел}$ – витрати на транспортування гірничої маси та електроенергію конвеєрними ставами, що працюють у лінії, грн/добу; $n_k, n_{кн}$ – загальна кількість конвеєрних ставів у лінії та тих, що не працюють.

Собівартість видобутку одиниці гірничої маси при вийманні однієї західки $C_{зм}$ (грн/м³) визначається за формулою

$$C_{зм} = \frac{Z_{заг}}{Q_e}. \quad (III.72)$$

Відповідно до встановленого критерію отримано оптимальну довжину окремих конвеєрних ставів у загальній лінії на кожному із шести горизонтів при розкритті Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. Верхній розкривний горизонт довжиною 2400 м поділено на рівномірну кількість конвеєрних ставів у загальній лінії. Для кожного варіанту за наведеною вище методикою розраховано собівартість видобутку гірничої маси, результати якої наведені на рис. III.43.

Встановлено, що оптимальна довжина конвеєрних ставів складає 600 – 800 м, а їх кількість у загальній лінії відповідно становить 3 – 4 одиниці. При цьому відбувається зростання витрат на прості виймального устаткування та на пересувку конвеєрних ставів при збільшенні їх кількості у загальній лінії. Це обумовлено збільшенням числа привідних і натяжних станцій, внаслідок чого зростає їх вартість і час на пересувку. Однак, при розрахунках виявлено, що витрати на електроенергію пропорційно зменшуються при збільшенні числа конвеєрних ставів, оскільки встановлена потужність їх двигунів значно нижче ніж конвеєрних ставів великої довжини, а час роботи значно менше [127].

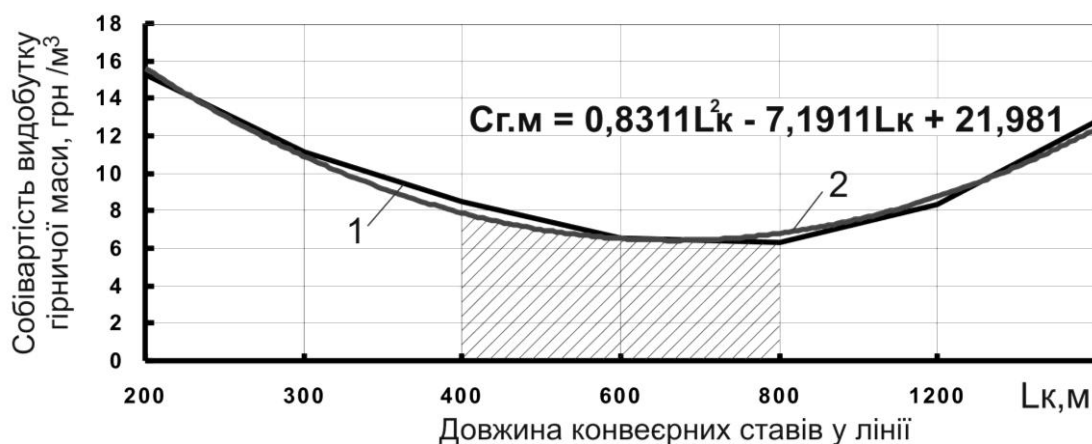


Рис. III.43. Графіки залежності довжини окремих конвеєрних ставів у загальній лінії L_k від собівартості видобутку гірничої маси $C_{г.м}$ (грн./м³) при розкритті верхнього горизонту довжиною 2400 м із застосуванням роторних екскаваторів типу СРС-6300: 1 – розрахункова залежність; 2 – поліноміальна залежність

При розкритті нижніх горизонтів довжиною 1800, 1500, 1200 та 900 м відповідно, у якості основних виймальних екскаваторів на кар'єрі пропонується застосовувати драглайни типу ЕШ-20/90 у комплексі із бункерами-перевантажувачами й лініями стрічкових конвеєрів відповідної довжини. Дослідження довжини окремих їх ланок на третьому горизонті показують, що оптимальним числом конвеєрних ставів у схемі буде 3-4 одиниці довжиною по 450-600 м. Однак із поступовим скороченням довжини горизонту зі 1800 до 900 м спостерігається послідовне зменшення числа конвеєрних ставів у лінії до 2-3 одиниць (рис. III.44).



Рис. III.44. Графіки залежності довжини окремих конвеєрних ставів у загальній лінії L_k (м) від собівартості видобутку гірничої маси $C_{зм}$ (грн./м³) при розкритті нижніх горизонтів довжиною 1800 і 900 м із застосуванням драглайнів ЕШ-20/90: 1 – розрахункова залежність; 2 – поліноміальна залежність

Встановлено, що витрати на добування гірничої маси із використанням потужних драглайнів мають аналогічну зміну як і при експлуатації роторних комплексів на верхніх горизонтах. При цьому продуктивність екскаваторів має тенденцію зросту, оскільки виникає можливість поступово відпрацьовувати поздовжні західки без холостих перегонів та довгострокового простою виймально-навантажувального й транспортного устаткування. Результати розрахунків для усіх горизонтів Ново-Дмитрівського родовища наведені в табл. III.10.

Таблиця III.10

Техніко-економічні параметри оптимальної довжини окремих конвеєрних ставів у загальній лінії

| Параметри | Номер горизонту, що відпрацьовується / довжина фронту гірничих робіт, м | | | | | |
|--|--|----------------|----------------------------------|--------------|--------------|-------------|
| | I/2400 | II/2100 | III/1800 | IV/1500 | V/1200 | VI/900 |
| Склад устаткування (добова продуктивність, м ³) | СРС+конвеєри+ ПГ+ОШР (128478) | - // - | ЕШ+бункер+ конвеєри+ ОШР (19374) | - // - | - // - | - // - |
| Об'єм західки на горизонті, млн м ³ | 13,2 | 11,55 | 3,24 | 2,7 | 2,16 | 1,62 |
| Час відпрацювання західки, діб | 103 | 90 | 167 | 139 | 112 | 84 |
| Схема з'єднання конвеєрних ставів у лінії / встановлена потужність двигунів одного конвеєра, кВт | 1×2400 / 2×1040 | 1×2100 / 2×965 | 1×1800 / 2×870 | 1×1500 / 670 | 1×1200 / 520 | 1×900 / 420 |
| | 2×1200 / 520 | 2×1000 / 470 | 2×900 / 420 | 2×700 / 340 | 2×600 / 310 | 2×450 / 250 |
| | 3×800 / 380 | 3×700 / 340 | 3×600 / 310 | 3×500 / 270 | 3×400 / 230 | 3×300 / 160 |
| | 4×600 / 310 | 4×500 / 270 | 4×450 / 250 | 4×350 / 190 | 4×300 / 160 | 4×200 / 130 |
| | 6×400 / 230 | 5×400 / 230 | 6×300 / 160 | 5×300 / 160 | 6×200 / 130 | - |
| | 8×300 / 160 | 7×300 / 160 | 9×200 / 130 | 7×200 / 130 | - | - |
| | 12×200 / 130 | 10×200 / 130 | - | - | - | - |
| Добові витрати на споживання електроенергії одним конвеєром у схемі, грн | 14376 | 13340 | 12026 | 4631 | 3594 | 2903 |
| | 3594 | 3248 | 2903 | 2350 | 2142 | 1728 |
| | 2626 | 2350 | 2142 | 1866 | 1589 | 1105 |
| | 2142 | 1866 | 1728 | 1313 | 1105 | 898 |
| | 1589 | 1589 | 1105 | 1105 | 898 | - |
| | 1105 | 1105 | 898 | 898 | - | - |
| | 898 | 898 | - | - | - | - |

| | | | | | | |
|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 15,26 | 14,54 | 23,37 | 19,49 | 18,21 | 16,43 |
| Собівартість видобутку гірничої маси при відпрацюванні західки, грн / м ³ | 11,16 | 10,45 | 18,25 | 17,31 | 14,54 | 13,11 |
| | 8,47 | 7,95 | 15,19 | 13,97 | 11,83 | 12,07 |
| | 6,54 | 6,17 | 13,44 | 12,44 | 13,48 | 16,2 |
| | 6,29 | 5,48 | 16,49 | 14,29 | 17,37 | – |
| | 8,36 | 7,25 | 21,74 | 18,76 | – | – |
| | 12,79 | 10,34 | – | – | – | – |

З табл. III.10 чітко видно зміну добової витрати електроенергії на експлуатацію стрічкових конвеєрів у транспортній лінії та варіацію собівартості видобутку гірничої маси при відпрацюванні виймальної західки певної довжини. Час відпрацювання однієї західки на горизонті драглайном ЕШ-20/90 у середньому складає 5,5 місяців, що відповідає нормативним показникам роботи однокішових екскаваторів при вийманні обводнених м'яких корисних копалин [124].

На підставі аналізу показників експлуатації устаткування можна зробити висновок, що найбільш ефективним з точки зору роботи виймально-навантажувального устаткування у лінії із максимальною її продуктивністю буде використання 3 – 4 конвеєрних ставів, які складають конвеєрну лінію на всю довжину фронту гірничих робіт кожного горизонту. Це у свою чергу зменшує простой роторних комплексів і драглайнів за рахунок почергової пересувки конвеєрів невеликої довжини услід за переміщенням вибою на уступі. При цьому з'являється можливість безпосереднього навантаження гірничої маси драглайном на торцевий конвеєр, що передбачено конструктивною особливістю бункера-перевантажувача. У цей період проводиться пересувка кінцевої конвеєрної секції.

III.9.4. Оптимізація сітьового графіка будівництва кар'єру

Визначення послідовності та нові способи відкритої розробки м'яких корисних копалин дозволили розробити систему розкриття Ново-Дмитрівського буровугільного родовища з розташуванням виймального устаткування по зонах експлуатації до кінцевої глибини кар'єру (рис. III.45).

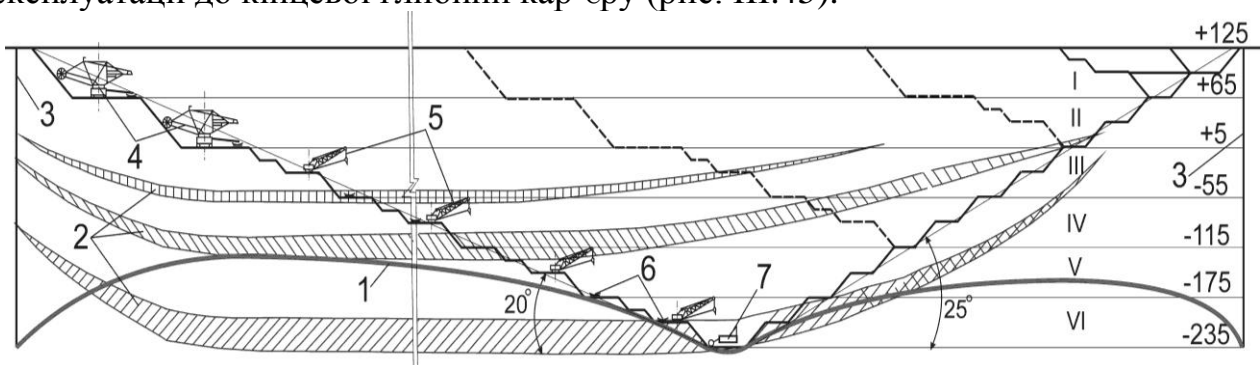


Рис. III.45. Система поетапного розкриття обводнених горизонтів: 1 – остаточна лінія депресійної воронки; 2 – продуктивні вугільні горизонти; 3 – ряди дренальних свердловин; 4 – роторні комплекси СРС-6300; 5 – драглайни ЕШ-20/90; 6 – стрічкові конвеєри; 7 – земснаряд 500-60 МН; I – VI – горизонти, що розкриваються

Згідно із встановленим порядком розкриття родовища відпрацювання верхніх осушених горизонтів передбачено роторними екскаваторами СРС-6300, нижніх – крокуючими екскаваторами ЕШ-20/90 у комплексі з відповідними бункерами-перевантажувачами, стрічковими конвеєрами та відвалоутворювачами, а обводнену їх частину – двома земснарядами 500-60 МН у комплексі з гідротранспортом. Кут укосу неробочого борту складає 25°, робочого – 20°. Організація робіт із розкриття обводнених вугільних горизонтів передбачає систематичне осушення верхніх горизонтів дренажними свердловинами із поступовим переміщенням у просторі лінії депресійної воронки до встановлених границь.

Розкриття кар'єрного поля та його підготовку доцільно вести тим же устаткуванням, що й у основний період експлуатації. При цьому для проведення нагірної канами та в'їзної траншеї слід використовувати драглайн ЕШ-6/60, що надалі буде застосовуватись для виконання допоміжних операцій у кар'єрі. Система вибійних стрічкових конвеєрів складається із трьох-чотирьох послідовно з'єднаних конвеєрних ставів (див. III.9.3). У першу чергу доставляють і наладжують екскаватори ЕШ-6/60, ЕШ-20/90 №1 і №2, СРС-6300№1, а також відповідні їм конвеєри та відвалоутворювачі. Потім, для підвищення мобільності роботи комплексу СРС-6300№1 вводять у дію перевантажувач ПГ-5000/60 №1. Слід відмітити, що для поглиблення розрізної траншеї драглайнами ЕШ-20/90 №1 і №2 необхідно забезпечити посування фронту гірничих робіт при почерговому відпрацюванні відповідних західок. При досягненні позначок +65 – +5 м вводяться у дію два земснаряди та 2 гідромонітори, які збираються за час відпрацювання західок драглайнами на верхніх уступах. Загальний взаємозв'язок роботи гірничотранспортного устаткування у період будівництва кар'єру та почерговість їх уведення до експлуатації показані на рис. III.46. Порядок розрахунку обсягів виймально-навантажувальних робіт виконувався згідно заданих параметрів зон розкриття обводненого родовища з урахуванням стійкості багат шарових уступів. Нормативна продуктивність устаткування прийнята згідно теоретичним розрахункам та корегуванням отриманих практичних досліджень роботи аналогічних екскаваторів, фронтальних навантажувачів та розпушувачів (табл. Д.33, 34) умовах діючих кар'єрів з м'якими породами розкриття. Тривалість монтажних робіт відповідає встановленим нормам [128].

Для деталізації розрахунку окремих робіт сітьового графіку процесу пересувки вибійних стрічкових конвеєрів, відпрацювання підступів драглайнами та пошарове поглиблення земснарядами розподілено по етапам. Оскільки перша розкривна траншея має довжину 500 м, для її проведення доцільно встановити стрічковий конвеєр такої ж довжини. Кожен етап, починаючи з планування траси, має певні витрати часу. Надалі, при збільшенні довжини конвеєрів у схемі, пропорційно збільшується їх час на пересувку, що відображено відповідними подіями, яким передують окремі роботи на сітьовому графіку.

Відпрацювання західок підступами із застосуванням драглайнів ЕШ-20/90 розглянуто із можливістю усунення холостих перегонів при застосуванні бункера-перевантажувача. Так, відробка першої західки висотою 30 м та шириною 60 м виконується драглайном ЕШ-20/90 №1 нижнім черпанням. При нормативній продуктивності драглайна 19330 м³/добу й об'ємі виробки

0,9 млн. м³, час відпрацювання західки складає 45 діб. Потім цим же екскаватором відпрацьовують західки на другому й третьому підступах верхнім черпаням. Об'єми західок становлять 225 тис. м³, а час на відробку однієї з них – 12 діб. Таким чином загальний час на проведення виробки складе 114 діб. Згодом, при збільшенні об'ємів виймання гірничої маси, збираються й уводяться до експлуатації нові одиниці драглайнів, бункерів-перевантажувачів та стрічкових конвеєрів. Оскільки продуктивність відвалоутворювача ОШР-5000/95 дозволяє вести перевантаження значних об'ємів гірничої маси, запропоновано два драглайни ЕШ-20/90 використовувати у комплексі з однією такою машиною.

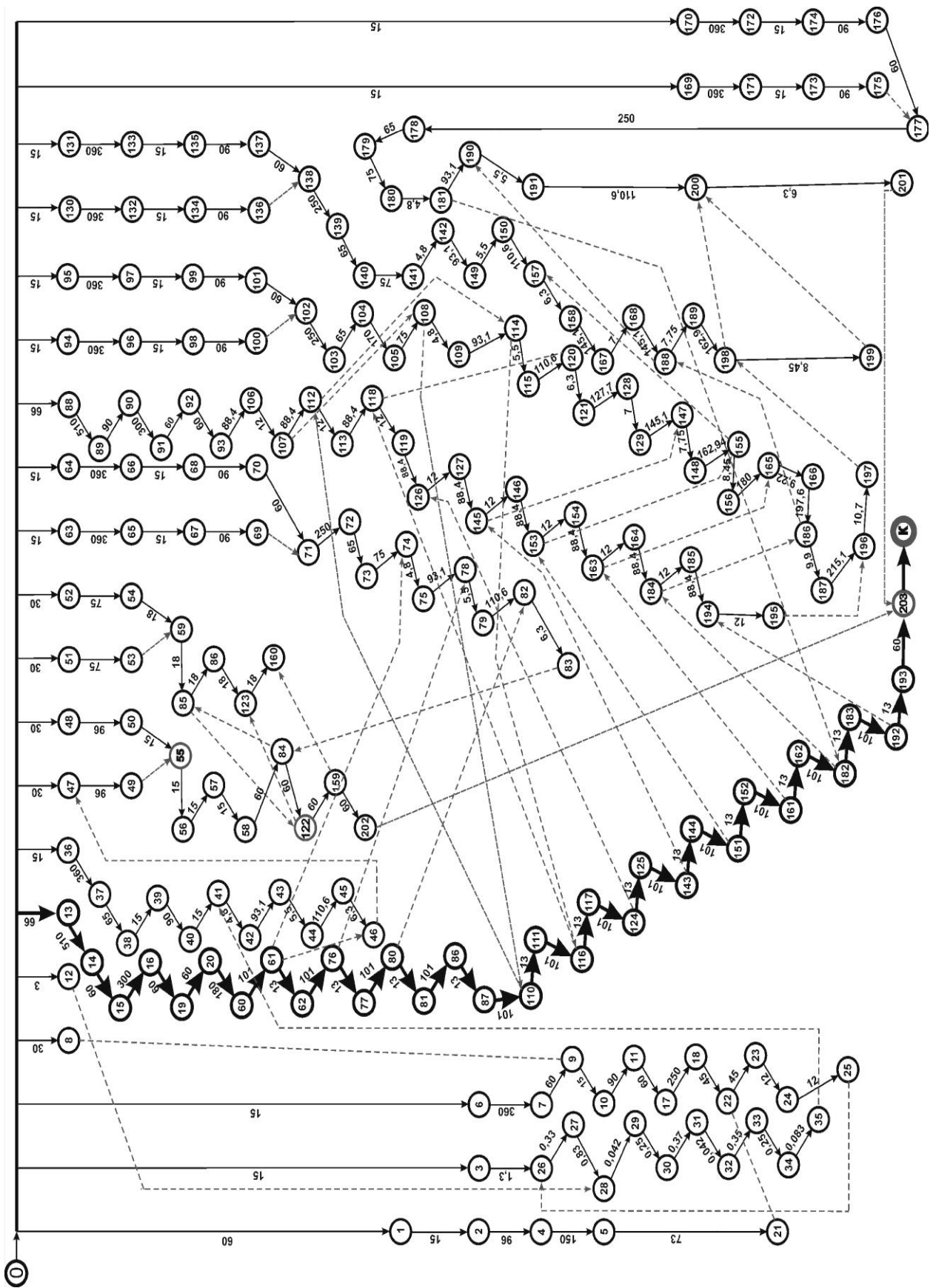


Рис. Ш.46. Сітвовий графік розкриття Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

Враховуючи параметри земснарядів і гідромоніторів, встановлено, що при досягненні рівня підземних вод починається відробка підводної частини уступів. Оскільки земснаряди 500-60 МН мають глибину черпання 15 м, здійснюється пошарове поглиблення траншеї із паралельною заукіскою її бортів гідромоніторами. При нормативній продуктивності земснарядів 21,3 тис. м³/добу, кожен шар об'ємом 0,34 млн м³ відпрацьовується за 15 діб. Загальний час поглиблення виробки складає 60 діб. Отже, описаний вище комплекс робіт виймально-навантажувального й транспортного устаткування призводить до розкриття й підготовки Верхнього вугільного горизонту за 7 років. При цьому починається освоєння виробничої потужності кар'єру із видобутку бурого вугілля у обсязі до 3 млн т/рік. За час відпрацювання уступів драглайнами ЕШ-20/90 №1 і №2 та роторним екскаватором СРС-6300 №1 доставляються й монтується нові одиниці драглайнів ЕШ-20/90 №3 і №4, а також другий потужний комплекс СРС-6300 №2. Після цього відбувається їх паралельна робота з виймання гірничої маси на верхніх горизонтах.

При розкритті Складного й Основного вугільних горизонтів шляхом відпрацювання відповідних західок, порядок виконання гірничобудівних робіт аналогічний вищевказаному. Земснаряди разом з гідромоніторами ведуть поступове поглиблення розрізної траншеї до проектної глибини кар'єру, одночасно осушуючи кар'єрне поле від підземних вод. Загальна кількість задіяних у роботі драглайнів досягає 10 одиниць. При цьому у певний час виникає можливість утворення внутрішніх відвалів порід розкриття відвалоутворювачами, що працюють у комплексі із драглайнами та роторними екскаваторами.

Оскільки точний час початку робіт не встановлено, тривалість їх виконання представлена у відносному вигляді шляхом сумування тривалості окремих операцій на критичному шляху (див. рис. III.46). Резерв часу при цьому залежить від роботи, що виконується та досягає максимуму при ув'язуванні основних і допоміжних гірничобудівних операцій. Досягнення Верхнього, Складного та Основного вугільних горизонтів відповідає на графіку 55, 122 та 203 подіям, яким передують роботи із поглиблення траншеї земснарядями 500-60 МН №1 і №2 та заукіски уступів гідромоніторами КУГУ-350. Саме експлуатація цього устаткування лежить на критичному шляху й прямопропорційно впливає на зменшення часу розкриття кожного із буровугільних горизонтів.

Аналіз сітьового графіку будівництва Ново-Дмитрівського кар'єру (табл. Д.35) показує, що на критичному шляху також розташовані роботи з доставки роторного екскаватора СРС-6300№1, доставка і монтаж відвалоутворювача ОШР-1000/190№1, перевантажувача ПГ-5000/60№1, стрічкових конвеєрів для комплексу СРС-6300№1 та почергове відпрацювання західок на верхньому розкриттєвому горизонті довжиною 2400 м. При нормативній продуктивності роторного екскаватора СРС-6300 128,4 тис. м³/добу, час на відпрацювання західки становить 101 добу. Початковий загальний час робіт на критичному шляху склав біля 20 років, що не відповідає необхідному терміну розкриття та підготовки кар'єру до експлуатації. Тому для скорочення цього терміну запропоновано доставку й монтаж устаткування для роботи комплексу СРС-6300№1 проводити паралельно, а не послідовно, як у початковому варіанті. При цьому най-

більш ефективним способом швидшого досягнення проектної глибини кар'єру буде ув'язування у часі відпрацювання відповідних західок роторними комплексами, потужними драглайнами та земснарядями. Комплекс таких паралельних дій призведе до поетапного освоєння виробничої потужності Ново-Дмитрівського родовища. Згідно наведеного графіку, а також аналізу результатів розрахунків гірничобудівних робіт встановлені об'єми виймання бурого вугілля та порід розкриття, а також час на розкриття продуктивних горизонтів, що наведені на рис. П.47.

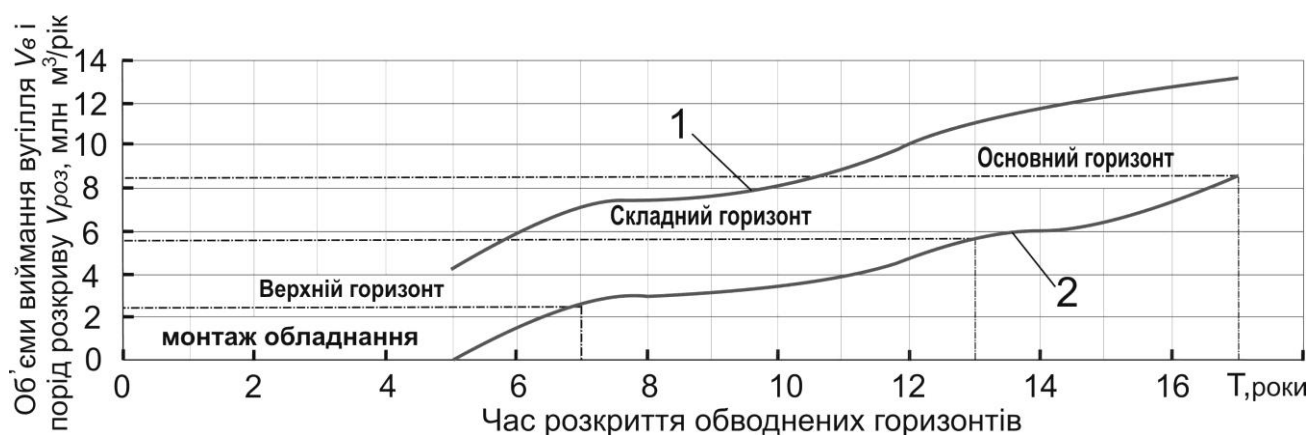


Рис. П.47. Графіки залежності об'ємів виймання бурого вугілля V_e (млн. м³/рік) та порід розкриття $V_{роз}$ (млн. м³/рік) від часу на розкриття горизонтів T (роки) Ново-Дмитрівського родовища: 1 – породи розкриття; 2 – буре вугілля

Встановлено, що у перший рік будівництва здійснюються роботи із монтажу гірничотранспортного устаткування. Після 2 років з початку будівництва кар'єру починається видобуток вугілля з Верхнього вугільного горизонту з річними об'ємами видобутку 2,5 – 3 млн т/рік. При цьому необхідно виймати 4 млн м³ порід розкриття.

Поступове поглиблення гірничих робіт призводить до розкриття більш потужного Складного вугільного горизонту, після чого починається освоєння виробничої потужності кар'єру з видобутку вугілля у обсязі 5,8 – 6 млн т/рік. Подальше поступове уведення нових одиниць драглайнів дозволить досягти Основного вугільного горизонту за 17 років. Річні об'єми виймання порід розкриття збільшуються до 12,2 – 13,5 млн м³/рік. Проаналізувавши етапність будівництва кар'єру, можна зробити висновок, що вибране виймально-навантажувальне й транспортне устаткування буде найбільш прийнятним для складних гірничогеологічних умов розробки суттєво обводненої гірничої маси Ново-Дмитрівського буровугільного родовища.

П.9.5. Розробка рекомендацій щодо проектування розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища

Поряд із великими запасами якісного вугілля (біля 446 млн т) Ново-Дмитрівське родовище може слугувати сировинною базою для видобутку

інших цінних корисних копалин: самородної сірки, керамічних глин, діатомітів, скляних і будівельних пісків, а також поліметалічних і ртутних руд. Їх селективне виймання при видобутку вугілля, роздільне складування у сховищах і подальша реалізація у якості основної сировини заводам будівельних матеріалів і конструкцій (мм. Слов'янськ, Краматорськ, Костянтинівка, Харків та ін.), підприємствам хімічної промисловості (мм. Слов'янськ, Павлоград, Костянтинівка), а також іншим споживачам забезпечує суттєве зменшення витрат на комплексне освоєння даного родовища. Якісна характеристика бурого вугілля, його мінералогічний склад і технічні властивості дозволяють рекомендувати його для використання у якості енергетичного та побутового палива, а також отримання гірського воску.

У 2012 р. інститутом “Гіпрококс” розпочато першу стадію проектування металургійного комплексу із виготовлення губчатого заліза, що передбачає використання бурого вугілля Ново-Дмитрівського родовища у якості окислювача. Оскільки значна потужність порід розкриття на цьому родовищі передбачає термін будівництва кар'єру не менше 3 – 4 років, альтернативою на першочергове постачання палива можуть бути Бантишевське, Степківське й Берекське родовища, які розташовані поряд у промисловій зоні. Реалізація інвестиційного проекту планується у два етапи:

- виробництво губчатого заліза й інших продуктів із використанням газу, отриманого методом газифікації кам'яного вугілля;

- з використанням замість нього бурого вугілля Ново-Дмитрівського родовища.

Об'єми виробництва губчатого заліза як у першому, так і другому варіантах складуть 900 тис т/рік. Одним із розглядаємих варіантів також можлива паралельна робота двох ліній із застосуванням обох видів палива одночасно.

При виконанні техніко-економічного обґрунтування розробки Ново-Дмитрівського родовища були використані нові технологічні рішення з розкриття глибоких буровугільних горизонтів (патенти України №№92548, 101246, 101419). У їх основу покладено зниження собівартості розкривних робіт та зменшення часу на досягнення кінцевої глибини кар'єру за рахунок підвищення висоти уступів, формування більш крутого робочого борту та зменшення обсягів виймання порід розкриття.

На базі Ново-Дмитрівського родовища можливе введення до експлуатації комплексу “Кар'єр-ТЕС”, в основу якого покладено будівництво електростанції на борту кар'єру або у безпосередній близькості від нього. Його введення до експлуатації поряд із підтриманням потенціалу електроенергетики України забезпечить працевлаштування понад 5 тисяч людей. Частина добутого на родовищі вугілля може бути використана на Слов'янській та Зміївській ТЕС, чим компенсується зниження обсягів доставки енергетичного вугілля із Центрального Донбасу внаслідок закриття багатьох нерентабельних шахт.

Враховуючи високий вміст бітумів у вугіллі Основного продуктивного горизонту, частину його можна використовувати для отримання гірського воску шляхом екстрагування за допомогою застосування відповідного розчинника. У

цьому зв'язку на промплощадці необхідно передбачити будівництво спеціалізованого заводу.

За діючими нормативами на сировинній базі Ново-Дмитрівського родовища можливо будівництво ТЕС з потужністю 1800 – 2000 МВт. Для її роботи упродовж 6500 тис год/рік необхідно спалювати до 19,5 млн т вуглистої маси. Підприємство зможе виготовляти товарний віск у обсязі 15 тис т/рік та виробляти вугільні брикети до 2 млн т/рік. На основі відходів виробництва ТЕС можливе будівництво заводу залізобетонних конструкцій з виробничою потужністю не менше одного млн м³. Термін будівництва заводу 2 роки. Орієнтовні техніко-економічні показники на початок освоєння родовища з виходом на виробничу потужність по вугіллю в 3 млн т/рік виглядають наступним чином:

- капітальні вкладення – 263,4 млн дол.;
- чисельність працюючих – 220 чол.;
- зарплата із розрахунку 250 дол./міс на людину – 55,0 тис дол.;
- електроенергія із розрахунку 0,48 грн/кВт – 12 млн дол.;
- амортизація (10% від капітальних вкладень) – 26,34 млн дол.;
- матеріали (57,75% від амортизації) – 15 млн дол.;
- інші витрати (30% від амортизації) – 7,9 млн дол.

Усього річні витрати по кар'єру становлять 163,75 млн дол. Із урахуванням наведених даних, собівартість добування 1 т вуглистої маси складає 6,85 дол. або у розрахунку на 1 т вугілля – 18,9 дол.

ЧАСТИНА IV. КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ ТА ПЕРЕРобКА БУРОГО ВУГІЛЛЯ

IV.10. Технологічні процеси переробки бурого вугілля

IV.10.1. Брикетування бурого вугілля

У останні роки брикетування руд поступилося місцем іншому методу окускування – агломерації. Однак, процес брикетування не у всіх випадках може бути з успіхом замінений таким процесом. Так, для мартенівського процесу й електроплавки кращою сировиною є брикети, що мають більшу щільність, ніж агломерат. Проте спікання тонкоподрібнених руд (80 – 90% часток крупністю 0 – 0,6 мм) приводить до погіршення його якості. У ряді досліджень показана необхідність більш широкого розвитку брикетування руд [4,10].

Розроблено спосіб виготовлення вугільно-марганцевих брикетів з використанням у якості зв'язуючого відновлювача бурого вугілля Олександрійського району [4]. По запропонованому способі з метою спрощення технології виготовлення брикетів і підвищення їхньої міцності при одночасному поліпшенні санітарно-гігієнічних умов праці дрібну марганцеву руду або концентрат змішують із буровугільним дріб'язком, підсушеним до вологості 20%. Компоненти шихти нагрівають до 90° С. Вміст буровугільного висушеного дріб'язку в шихті становить 24 – 30%. Він є одночасно сполучним матеріалом при брикетуванні й відновлювачем – при плавлі брикетів. Шихту брикетують під тиском до 1000 кгс/см². Отримані брикети піддають термообробці без доступу повітря при температурі 600 – 700° С.

IV.10.2. Одержання буровугільного воску

Одним із ефективних способів хімічної переробки бурого вугілля, що отримав промисловий розвиток, є екстракція його органічними розчинниками з метою одержання буровугільного бітуму або сирого буровугільного воску. На основі високобітумінозного бурого вугілля натеper у Німеччині випускається близько 30 тис. т воску на рік. У 1959 р. був уведений до експлуатації перший український завод гірського воску (м. Олександрія). У 1961 р. у Білорусії почав працювати дослідно-промисловий завод торф'яного воску [4].

Широке застосування буровугільного воску обумовлено унікальністю його фізико-хімічних властивостей, що залежать від компонентного складу екстракту. Основними з них є висока вологостійкість, хімічна стійкість відносно кислот і різних окислювачів, механічна міцність та здатність давати тверді блискучі покриття, висока температура плавлення (до 90°С), гарна розчинність у органічних сполуках, низька електропровідність, здатність давати стійкі водні композиції із парафіном, стеарином й озокеритом та підвищення температури плавлення сумішей.

Продукти екстракції бурого вугілля органічними розчинниками представлені в основному восками, парафінами, маслами й асфальтенами. Воски й, у

меншому ступені, парафіни є найціннішою частиною буровугільного воску, а масла й асфальтени, що входять до його складу, перешкоджають використанню сирого воску у ряді виробництв. При цьому на склад буровугільного воску впливають два фактори: генезис вугілля й технологія його виробництва.

Аналізуючи сучасний світовий рівень споживання буровугільного воску, Вчелак [129] виділяє 19 основних галузей промисловості, де такий продукт знаходить найбільш широке застосування; приводить понад 400 рецептур побутової хімії за його участю (пасти, креми, лаки, фарби). До найбільш значних сучасних споживачів буровугільного воску автор відносить взуттєву промисловість, побутову хімію, виробництво копіювального паперу, грамплатівок та змащень.

За останнє десятиріччя вітчизняними й закордонними вченими встановлені нові області застосування буровугільного воску у якісному литті та у промисловості пластичних мас. У цих областях застосування вони заміняють стеарин – продукт переробки харчових жирів. У побутовій хімії буровугільний віск знайшов застосування для одержання взуттєвих кремів, виготовлення політур й оздоблювальних паст для шкіри, дерева, паркету, лінолеуму, при виробництві мастик для підлог, лаків, полірувальних сполук, лижних мазей. У паперовій промисловості віск використовують для просочення паперу, картону, шліфувального паперу, паперових матриць, копіювальних матеріалів тощо. У текстильній промисловості віск входить до складу текстильних клеїв і просочувальних матеріалів.

На основі буровугільного воску виготовляють полірувальні суміші усіх видів, у тому числі для автомобільної промисловості. Він необхідний для виробництва консистентних змащень, мастильних засобів різноманітного призначення, для підвищення густини масел, виготовлення мінеральних емульсій для бурових робіт. Він застосовується також у електротехнічній промисловості (пластичні маси), косметичі, медицині, при готуванні різних емульсій та інших матеріалів, у тому числі при виробництві вибухових речовин.

Різнманіття технічного використання буровугільного воску обумовило необхідність організації виробництва чисельних модифікованих марок спеціалізованих стосовно до запитів ряду галузей промисловості. У Німеччині, наприклад, фірмами “Хехст” й “Басф” випускається понад 40 марок вибілених (знесмолених) восків. Роботами ряду інститутів, а також досвідом роботи заводів машинобудівної, авіаційної, автомобільної та верстатобудівної промисловості, що виробляють пластмаси, показана можливість заміни стеарину буровугільним і торф'яним восками.

Екстрагування бурого вугілля з метою добування гірського воску являє собою складний фізико-хімічний процес, на який впливають фізичні (крупність й вологість вугільних зерен), фізико-хімічні (генезис вугілля, хімічна природа розчинників) і технологічні (апаратурне оформлення процесу екстракції та його параметрів) фактори. Принципова технологічна схема виробництва рослинних (буровугільного й торф'яного) восків (рис. VI.1) включає підготовку по крупності рядового вугілля або торфу (0 – 6 або 0 – 3 мм), сушіння його до оптимальної залишкової вологості, контрольне просівання, дроблення й знепилювання

висушеного вугілля з метою одержання найбільш сприятливого для екстракції гранулометричного складу, екстрагування підготовленого матеріалу органічними розчинниками, відгін розчинника від вугілля, дистиляцію бітумного розчину й регенерацію розчинника. Проте вибір оптимальних технологічних параметрів виробництва буровугільного воску, а також оцінка сировинної бази цього виробництва ще є предметом досліджень.

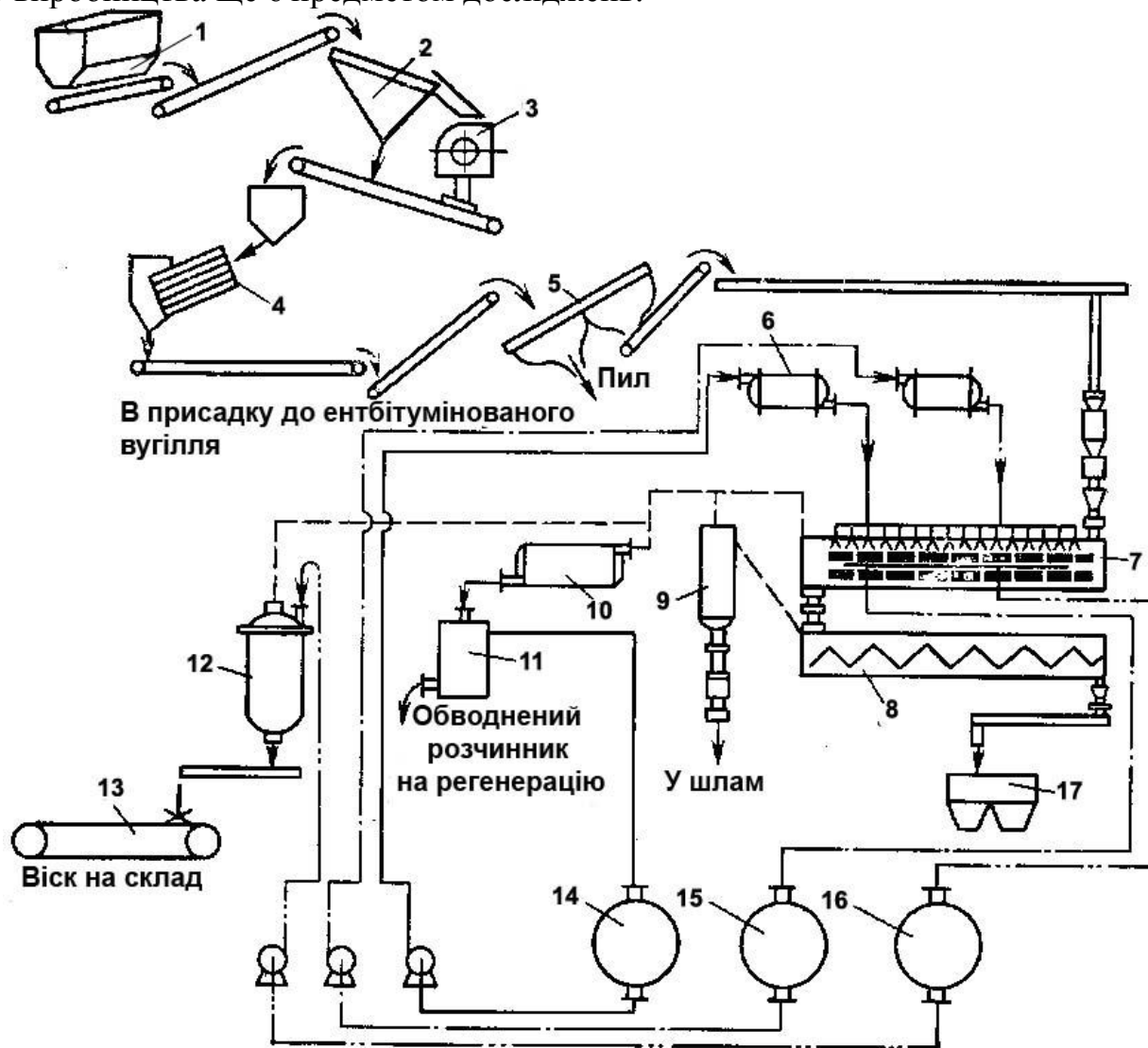


Рис. IV.1. Принципова схема низки апаратів Семенівського заводу гірського воску: 1 – приймальний бункер; 2 – грохот; 3 – дробарка; 4 – парова трубчаста сушарка; 5 – скребковий конвеєр-грохот; 6 – підігрівач розчинника; 7 – екстрактор безперервної дії; 8 – пропарювач вугілля; 9 – шламовідокремлювач; 10 – холодильник для конденсації пару розчинника; 11 – флорентійська посудина; 12 – дистилятор; 13 – розливна машина; 14 – ємність світлого розчинника; 15 – ємність темного розчинника; 16 – ємність бітумного розчину; 17 – бункер екстрагованого вугілля

Так, у свій час, із відібраного на шахті № 2-3 комбінату “Олександріввугілля” бурого вугілля у кількості 500 кг після попереднього природного підсушування були підготовлені проби різної крупності, кожна із яких при однаковій

вологості (9 – 10%) була піддана екстракції на спеціально сконструйованій установці [130, 131]. В екстрактор завантажували пробу вугілля масою 4,2 кг. У якості розчинника використовували суміш бензолу й екстракційного бензину (1:1). Тривалість екстракції – 25 хв, температура нагрівання – 58° С. Співвідношення розчинника й вугілля 6:1. Основні параметри екстракції відповідали заводським.

Як показали результати випробування, вихід екстракту збільшувався зі зменшенням крупності зерен лише до певної межі, після якої вихід бітумів знову знижувався. Значне збільшення поверхні фазового контакту не приводило до очікуваного збільшення виходу продуктів екстракції. Із погляду дифузійно-кінетичної теорії можна пояснити отримані результати експериментів й установити деякі теоретичні закономірності процесу екстрагування, що за рядом основних ознак відносяться до гетерогенного процесу, який протікає як на зовнішній поверхні, так й усередині вугільних зерен.

Таким чином, повнота добування бітумів із бурого вугілля перебуває у складній функціональній залежності від ступеня здрібнювання вихідної сировини. При цьому в промислових умовах на дифузійний процес екстракції накладаються гідродинамічні фактори, що обумовлені протіканням розчинника через шар вугілля. Відіграють роль також фізико-хімічні властивості вугілля й розчинника. Тому за інших рівних умов швидкість екстракційного процесу визначається не простим збільшенням геометричної поверхні фазового контакту, що досягається здрібнюванням зерен, а підбором у суміші оптимального співвідношення різних класів крупності, що створюють найбільш сприятливі передумови для дифузійного й гідродинамічного режимів.

Проведені дослідження дозволили встановити, що при вологості висушеного вугілля 9 – 10%, тривалості екстракції 25 хв., використанні у якості розчинника бензин-бензолу й температурі екстракції 58° С максимальне добування бітумів при екстракції олександрійського бурого вугілля може бути досягнуто при крупності зерен 0,2 – 1 мм [131]. Необхідно відзначити, що зміна умов і параметрів екстракції без урахування встановлених загальних закономірностей може привести до зміни діапазону оптимальної крупності. Це пов'язано із різною інтенсивністю проникнення розчинників, що мають неоднаковий розмір молекул, та умовами стиску зерен різної крупності при зміні глибини сушіння.

Екстракційна здатність органічних розчинників. Природа розчинника значно впливає на вихід і склад екстракту, тому що групи, що входять до складу бітумів, мають неоднакову розчинність у різних розчинниках. Властивості розчинника визначають також повноту й швидкість екстрагування. Питанню про вплив природи розчинника на вихід і склад бітумного екстракту присвячений ряд робіт [130-137]. Установлено, що в бензині й сірчаному ефірі розчинність знижується у ряді: вуглеводи, жирні кислоти, воски. Бензол і хлорпохідні вуглеводнів добре розчиняють воски, деякі смоли. Спирт добре розчиняє кислоти, смоли, гірше – воски. Слід зазначити, що у більшості випадків змішані розчинники мають кращі екстракційні властивості, чим однокомпонентні. Так, у суміші спирт-бензол негативні властивості спирту нейтралізуються присутністю бензолу.

Стосовно до екстрагування торфу Раковський [134] сформулював наступні вимоги до розчинників:

– повинні добре вилучати бітуми у цілому або головну їхню складову частину – віск;

– не повинні вступати у хімічну реакцію із іншими складовими частинами торфу;

– повинні мати по можливості вузькі границі кипіння.

Систематизовані дані щодо ефективності різних розчинників відповідно до екстракції бітумів із вугілля Олександрійського району й виходу воскових компонентів отримані Зінчуком І.Ф. [135]. Дослідження показали, що по зростанню екстракційної здатності стосовно буровугільних бітумів використовувані у промисловій екстракції розчинники доцільно розташувати у ряді: бензин, бензин-бензол, бензол, спирто-бензол (табл. VI.1). Відповідно до восків екстракційна здатність цих розчинників трохи змінюється й збільшується у ряді: бензин, бензин-бензол, спирто-бензол і бензол.

Таблиця IV.1

Зміна виходу бітумів і восків з бурого вугілля Голоківської ділянки при екстракції різними розчинниками

| Вихід на органічну масу вугілля, % | | | | | | | |
|------------------------------------|--------|---------------|---------------|-----------------------|--------|---------------|---------------|
| бітумів при екстракції | | | | восків при екстракції | | | |
| бензол | бензин | бензин-бензол | спирто-бензол | бензол | бензин | бензин-бензол | спирто-бензол |
| 8,65 | 5,66 | 7,21 | 10,99 | 6,43 | 4,44 | 5,75 | 6,13 |
| 10,36 | 6,94 | 9,04 | 11,96 | 7,83 | 5,66 | 6,81 | 5,67 |
| 6,84 | 6,62 | 6,62 | 10,81 | 5,35 | 5,45 | 5,33 | 6,01 |
| 10,89 | 8,31 | 9,77 | 8,19 | 8,76 | 7,13 | 8,05 | 5,52 |
| 10,25 | 7,43 | 9,12 | 11,94 | 8,15 | 6,12 | 7,23 | 7,75 |
| 11,27 | 8,61 | 9,83 | 11,27 | 8,72 | 6,97 | 8,01 | 6,71 |
| 8,33 | 8,22 | 8,55 | 13,22 | 6,68 | 6,84 | 6,70 | 7,96 |
| 14,59 | 11,74 | 14,27 | 16,46 | 11,90 | 9,99 | 11,49 | 9,86 |
| 11,69 | 9,27 | 10,70 | 16,44 | 9,06 | 7,70 | 8,48 | 10,92 |
| 20,23 | 14,71 | 18,29 | 15,04 | 15,14 | 12,14 | 14,82 | 8,51 |
| 11,68 | 7,60 | 10,80 | 10,03 | 9,42 | 6,14 | 8,66 | 6,32 |
| 15,02 | 11,51 | 13,81 | 14,47 | 12,30 | 9,90 | 11,25 | 9,38 |
| 15,13 | 11,18 | 13,59 | 12,06 | 12,19 | 9,34 | 11,15 | 7,08 |
| 14,14 | 10,89 | 12,59 | 11,83 | 11,75 | 9,02 | 10,61 | 7,62 |

В умовах промислової екстракції кращі показники отримані при застосуванні розчинника бензин-бензол у співвідношенні 1:1 (табл. IV.2). Для вугілля одного й того ж родовища у одних випадках найбільш ефективним розчинником виявляється спирто-бензол, в інших – бензин-бензол. Суперечливість

отриманих даних може бути обумовлена неоднаковим вмістом вологи у аналізованих пробах. Відомо, що при сушінні відбувається стиск пор і зменшення внутрішньої поверхні вугілля. При тому ж самому вмісті середньої вологи у зернах різної крупності усадка їх буде різнитися внаслідок зміни вологості центрального й периферійного шарів зерен. Більші вугільні зерна, що мають однакову із дрібними зернами середню вологість, повинні отримувати меншу усадку тому, що вологість їхнього ядра залишається високою, а отже, у капілярах перебуває волога, що перешкоджає їхньому стиску.

Таблиця IV.2

Результати роботи Семенівського заводу гірського воску на різних розчинниках

| Найменування показника | При застосуванні бензолу-бензину | При застосуванні спиртобензолу |
|--|----------------------------------|--------------------------------|
| Вихідна бітумінозність вугілля, % | 8,5 | 10,3 |
| Вміст смол у бітумах, % | 17,0 | 23,7 |
| Добування, %: | | |
| сирих бітумів | 5,1 | 6,0 |
| чистих воскових компонентів | 4,2 | 4,5 |
| Коефіцієнт добування: | | |
| сирих бітумів | 0,59 | 0,58 |
| чистих воскових компонентів | 49,8 | 44,0 |
| Вміст нерозчинних речовин у бензолі, % | 0,2 | 1,1 |
| Зольність, % | 0,04 | 0,1 |
| З'єднання із парафіном | Повна | Неповна |

Тривалість екстракції. Досить істотним показником, що обумовлює продуктивність екстракторів й якість екстракту, є час її дії. Залежність між тривалістю екстракції й виходом екстракту визначається рядом фізико-хімічних властивостей розчинника й вугілля: хімічною активністю розчинника, його здатністю проникати у мікро- й макропори матеріалу та змочувати вугільну речовину, гранулометричним складом, пористістю й порозністю вугілля. Тому оптимальний час екстракції повинен визначатися в умовах, близьких до виробничих. Проведені дослідження на укрупненій установці показали, що зменшення часу екстракції до 20 – 25 хв (за проектом на Семенівському заводі гірського воску було прийнято 40 хв) практично не знижує вихід екстракту та його якості. Отримані результати послужили підставою для зменшення часу екстракції у промислових умовах заводу до 25 хв. шляхом збільшення швидкості руху ковшового ланцюга екстрактора. При цьому продуктивність екстракторів збільшилася на 16% [130].

IV.10.3. Виробництво вугледугових реагентів

У промисловому масштабі із бурого вугілля виробляють також вуглелугові реагенти (ВЛР), що є найбільш ефективними продуктами для обробки глинистих розчинів при бурінні нафтових і газових свердловин у складних геологічних умовах. Реагент застосовується як знижувач в'язкості й стабілізатор глинистої суспензії. Фізико-хімічна сутність виробництва вуглелугових реагентів полягає у переводі гумінових кислот вугілля до водорозчинних сполук, що досягається обробкою їх розчином каустичної соди.

Розроблено два способи одержання ВЛР – мокрий та сухий. Промислове виробництво здійснюють за сухим способом, що відрізняється простотою апаратурного оформлення, невеликими капітальними вкладеннями й експлуатаційними витратами.

Технологічний процес виробництва реагентів на Семенівському заводі гірського воску включає змішання ентбітумінованого вугілля з 42%-ним розчином лугу в співвідношенні 1:6 на абсолютно суху масу в шнекових змішувачах та упакування готового реагенту в мішки із крафт-целюлози. У процесі експлуатації встановлено, що екзотермічна реакція лугу із гуміновими кислотами вугілля протікає з великим тепловим ефектом, що приводить до самозаймання реагенту. Дослідження показали, що завдяки витримці упакованого реагенту перед навантаженням його у вагони на спеціально обладнаному складі це явище частково попереджається [136].

IV.10.4. Виробництво карбонових кислот

Термічними методами переробки вугілля у більшості випадків одержують продукти з високим ступенем ароматизації, які містять невелику кількість кисню. При відповідних умовах окислювання вугілля можна виробляти різні кислоти. Глибоке окислювання вугілля можливо проводити різними окислювачами: озоном, перманганатом калію, азотною кислотою, хлором. Однак, при використанні цих окислювачів утворюється значна кількість побічних продуктів (азот, хлоровміщуючі продукти тощо), що ускладнює поділ суміші кислот і не має значної цінності. У процесі автоокислення вугілля киснем повітря або киснем у лужному середовищі під тиском такі продукти не утворюються, тому цей процес найбільш перспективний для промислового здійснення.

Розведеними водяними розчинами лугів із бурого та сильно вивіреного кам'яного вугілля видобувають високомолекулярні аморфні гумінові кислоти, що мають внаслідок особливостей своєї структури різноманітне застосування у промисловості. У результаті робіт Інституту горючих копалин, Дніпропетровського сільськогосподарського інституту, Інституту радіології рослин та інших організацій була доведена можливість використання у якості сировини для виробництва гумінових кислот землистого бурого й вивіреного кам'яного вугілля. Деякі з них дають вихід різних гумінових кислот від 60 до 80% [137].

Гумінові кислоти у вигляді дуже розведених лужних розчинів гумітів й оброблених водяними розчинами лугів торфу й вугілля використовують як добрива для підвищення урожайності сільськогосподарських культур. Найбільшу цінність для виробництва добрив представляють, як правило, низькоякісні ву-

гілля, які у багатьох випадках добуваються найбільш економічним відкритим способом. Таке вугілля використовують для одержання органо-мінеральних добрив і стимуляторів росту рослин. Висока вологість і зольність не є перешкодою для використання вугілля у сільському господарстві. Завдяки підвищеній вологості немає необхідності воложити вугілля при виробництві добрив. Мінеральна ж її частина містить мікроелементи (бор, марганець, цинк та інші), які вкрай необхідні для нормального росту рослин.

IV.10.5. Гідрогенізація бурого вугілля

Гідрогенізація являє собою комплекс реакцій, що протікають при взаємодії вугілля із воднем при підвищених температурах і тиску та супроводжуються розривом вуглецевих зв'язків і приєднанням водню. Каталітична деструктивна гідрогенізація вугілля й інших твердих палив є способом практично повної переробки їхніх органічних сполук, що представляють цінність як вихідна сировина для органічного синтезу й одержання рідкого палива.

Бурхливий розвиток усіх галузей промисловості органічного синтезу в останні роки підвищив попит на ароматичні продукти, що перевищує їх виробництво коксохімічною промисловістю. При цьому хімікати можуть бути отримані у значних обсягах також шляхом процесу гідрогенізації вугілля й смол. При низькотемпературній гідрогенізації вугілля вихід толуолу й ксилолу збільшується в 15 разів, нафталіну – в 5 – 8 разів, фенолів – 60 – 80 разів у порівнянні з виходом цих же продуктів при коксуванні. Процес гідрогенізації вугілля дозволяє значно збільшити виробництво аніліну. Він одночасно обумовлює можливість одержання багатьох нових ароматичних з'єднань, у тому числі аце-нафтена, дибензофурана, хинальдина, метилнафталіна та інших.

Процес гідрогенізації протікає при температурі 380 – 550° С й тиску водню 200 – 700 кгс/см². Залежно від застосовуваних каталізаторів і глибини перетворення процес може бути спрямований на одержання хімікатів і моторного палива або на одержання хімічних продуктів. Розрізняють рідкофазну й парофазну гідрогенізацію залежно від того, у рідкому або пароподібному виді подається речовина до переробки. При рідкофазній гідрогенізації суміш вихідної сировини, каталізатора й водню пропускається через реакційну камеру в умовах підвищеного тиску й високої температури. У процесі парофазної гідрогенізації пари речовини сумісно із воднем пропускають у реакційній камері через шар нерухомого каталізатору також при високих тиску й температурі. Виходячи із природи палива, що переробляється, та якості кінцевого продукту підбирають відповідні тиски, температуру, каталізатор і концентрацію реагуючих речовин.

Деструктивна гідрогенізація вугілля у цілому представляє собою приєднання водню й відщеплення функціонального кисню, азоту й сірки. Далі відбувається розщеплення гідрованих з'єднань, що супроводжується їх перегрупуваннями й приєднанням водню. Побічними, небажаними реакціями у процесі деструктивної гідрогенізації, є реакція крекінгу без приєднання водню, а також реакції конденсації й полімеризації більш простих з'єднань. У процесі гідрогенізації складні молекули вугільної речовини деполімерізуються, а продукти ро-

зпаду, виділивши сірку, азот і кисень та збагатившись воднем, утворюють суміш легких вуглеводнів.

При гідрогенізації різних типів вугілля мають також певне значення ступінь конденсації ароматичних ядер, наявність кисневих зв'язків і відносна молекулярна маса. Швидкість гідрогенізації вище у сапропелітових вугіллях, чим у гумусових. Усередині ряду гумусового вугілля відзначається зменшення швидкості гідрогенізації зі зростанням ступеня вуглефікації сировини. Ф'юзініт значно зменшує швидкість гідрогенізації. Він гідрується сутужніше, ніж вітриніт.

Найціннішою сировиною для одержання при гідрогенізації високого виходу рідких продуктів є вітрен і спорові речовини вугілля малого й середнього ступеня вуглефікації. Ф'юзен дає дуже малий вихід масел при гідрогенізації. Більшу частину органічної речовини вугілля можна перевести у розчин, підбравши відповідний розчинник, близький за своїми хімічними властивостями до вугільної речовини. При цьому буре вугілля розчиняється значно легше й повніше, ніж кам'яне.

Дослідження показали, що для різних горючих копалин оптимальна температура розчинення становить 400°C [137]. Процеси, що протікають при розчиненні під тиском, варто розглядати як процеси необоротної деполімерізації вугільної речовини. При використанні отриманого при гідрогенізації важкого масла процес гідрогенізації протікає досить ефективно, майже з повним перетворенням органічної маси вугілля. Для процесу повного розкладу вугілля доцільно застосовувати залишок гідрогенізації, що кипить при температурі вище 320°C . Сумісне одержання хімічних продуктів і моторних палив з вугілля при його гідрогенізації роблять цей процес економічно вигідним.

При гідрогенізації кам'яного вугілля нижче температури його інтенсивного розкладання під час відсутності розчинників і каталізаторів відбувається слабка, початкова гідрогенізація. При цьому до процесу приєднується невелика кількість водню, що майже не впливає на елементний склад продукції, але значно змінює її властивості, зокрема, збільшує спікання вугілля. Це явище може бути використане для розширення вугільної бази коксування. Для гідрогенізації при тиску $250 - 700\text{ кгс/см}^2$ можуть бути використані майже всі типи бурого й кам'яного вугілля, що не містять ф'юзена, для яких $100H/C > 7$. Зольність вугілля не повинна бути вище 6%. Буре вугілля значно легше приєднує водень чим кам'яне, тому його гідрогенізація протікає при меншому тиску.

Основними технологічними операціями процесу гідрогенізації, які застосовують для одержання із вугілля хімікатів: здрібнювання, готування пасти, взаємодія цієї пасти з воднем при високих тиску й температурі, відділення гідрогенізата. При перебудові технологічної схеми гідрогенізації вугілля з паливного профілю на хімічний можуть бути істотно знижені витрати водню й робочий тиск та скорочене число ступенів процесу.

Останнім часом у США почали застосовувати метод виробництва моторного палива з вугілля. Він полягає у комбінуванні розчинення, гідрогенізації й коксування. При цьому методи вугілля піддають екстракції розчинниками. Його розділяють на фракцію, збагачену воднем, придатну для гідрування, та фракцію, не розчинну в бензолі, що служить сировиною для напівкоксування. У ре-

зультаті гідрування одержують високооктановий бензин. Джерелом одержання водню служить метан. У якості розчинника застосовують рідкі продукти гідрування [138].

Інститутом горючих копалин розроблений новий метод гідрогенізації вугілля шляхом спільної переробки його із нафтопродуктами при невисокому тиску водню для перетворення у рідкі продукти з метою одержання малосірчаного котельного палива, хімікатів і моторного пального. Процес проводиться у присутності нафтопродуктів, що є донорами водню й розчинниками рідких продуктів вугілля, а також у присутності активних каталізаторів і різних добавок. Ці добавки ініціюють перетворення вугілля й запобігають протіканню вторинних реакцій полімеризації продуктів деструкції. Застосування нафтопродуктів певного хімічного складу дозволяє інтенсифікувати перетворення вугілля у рідкі продукти, знижувати тиск водню в процесі з 300(600) до 100 кгс/см² та зменшувати його витрати із 5 – 6 до 1 – 2 %о [132, 139].

У присутності вугілля ступінь знесіркування залишкових фракцій нафтопродуктів зростає у 2,5 – 3 рази, що супроводжується одержанням у результаті спільної гідрогенізації бурого вугілля (Кансько-Ачинський басейн) і високосірчаної нафти типу арланської котельного палива із вмістом сірки менш 1%. Підвищений вміст у котельному паливі ароматичних вуглеводнів, що утворюються із вугілля, дозволяє одержувати паливо із більш низькою температурою охолодження й меншою в'язкістю, чим у палива із нафти. Гідрогенізація вугілля проводиться при невисокій температурі (420 – 430° С), супроводжується перетворенням його на 90 – 92% переважно у рідкі продукти при газоутворенні 5 – 7% замість звичайних 10 – 15% – для відомих технологічних процесів.

Дистилятні фракції рідких продуктів гідрогенізації містять до 8 – 10% фенолів, головним чином С₆ – С₈, які є дефіцитною сировиною для хімічної промисловості й можуть бути виділені відовими методами. Вуглеводнева частина цих фракцій містить до 60 – 65% ароматичних вуглеводнів і може бути використана як сировина для гідроочищення, каталітичного реформінгу й гідрокрекінгу з метою одержання високоякісного моторного пального й хімікатів. У результаті спільної переробки вугілля й нафти отримані, зокрема, бензин з октановим числом 88 – 93 і дизельне паливо із низькою температурою застигання.

Кричко А.А. зі співробітниками піддавали гідрогенізації буре вугілля Назарівського й Ірша-Бородинського родовищ Кансько-Ачинського басейну як найбільше хімічно придатні для гідрогенізації [137]. У якості пастоутворювача застосовували фракцію арланської й тюменської нафти із температурою вище 240°С. Вибір тюменської нафти був обумовлений близькістю її до родовищ вугілля, а також прагненням кваліфіковано використати високосірчане вугілля. Співвідношення вугілля й нафтопродукту у пасті становило 40:60. Досвіди із гідрогенізації вугільно-нафтової пасту проводилися у проточній установці при тиску 100 кгс/см², температурі 425 – 430° С, об'ємних швидкостях 0,8 – 1 год⁻¹. У результаті гідрогенізації можуть бути отримані малосірчане котельне паливо, сажа, моторне пальне й феноли, що задовольняють вимогам відповідних стандартів.

Розроблена відповідно до отриманих результатів принципова технологічна схема містить у собі операції з підготовки сировини, рідкофазної гідрогенізації, переробки дистилятних фракцій та виділенні шламу із регенерацією молібденового каталізатора. Схема орієнтована на використання апаратури, застосовуваної й освоєної у промисловості. Технологічна схема гідрогенізації вугілля включає також операції регенерації каталізатора й знешкодження стічних вод, що істотно поліпшує економічні показники виробництва. Вона дозволяє використовувати процеси й апарати, освоєні у різних галузях паливопереробної й хімічної промисловості. Економіка переробки бурого вугілля Кансько-Ачинського басейну в суміші із сірчаними нафтопродуктами у складі виробничого комбінату потужністю 12 млн. т на рік характеризується кращими даними у порівнянні з показниками виробництва аналогічної продукції в нафтопереробній промисловості.

Певний інтерес представляють також роботи із гідрогенізаційної обробки вугілля у присутності окису вуглецю й водяної пари замість водню. Така заміна особливо доцільна при переробці низькосортного бурого вугілля й лігнітів. При температурі 380 – 400° С й під тиском 315 кгс/см² перетворення органічної маси лігніту склало 95 % У випадку застосування суміші CO + H₂O при температурі 380° С реакція завершувалася за 10 хв, тоді як з воднем за цей час досягалось лише 50% на перетворення. Ефективність застосування окису вуглецю й водяної пари пояснюють тим, що при конверсії водяної пари утворюється активний водень й, крім того, окис вуглецю сприяє розщепленню деяких типів молекулярних зв'язків, а також перешкоджає реакціям конденсації.

Одним із найбільш розроблених у США й перспективних процесів виробництва рідкого палива із вугілля вважають спосіб Bureau of Mines. Цим способом переробляють переважно буре вугілля. Він дозволяє у порівняно м'яких умовах (380° С; 100 кгс/см²) у присутності окису вуглецю й водяної пари досягати 92%-ного ступеня перетворення вугілля на рідке паливо.

IV.10.6. Термічне розчинення бурого вугілля

Дефіцит малозольного електродного коксу у значній мірі пов'язаний із обмеженістю сировинної бази. Один із можливих шляхів вирішення проблеми полягає у залученні до коксування екстрактів термічного розчинення вугілля у висококиплячих фракціях нафти або в буровугільних смолах. Дьякова М.К. зі співробітниками протягом ряду років працювала над створенням нового методу термічної переробки вугілля. Нею були застосовані умови розчинення, при яких органічна речовина вугілля помітно розкладається. Сутність хімізму термічного розчинення зводиться, очевидно, до процесів, що відбуваються під впливом високої температури розчинника (у ряді випадків каталізатора) із дезагрегацією комплексів, що складають органічну речовину палива, і до деполімерізації й розпаду макромолекул. Проводячи досліди розчинення бурого вугілля Олександрійського району, Дьякова М.К. визначила умови, при яких у розчин може бути переведено 65% органічної речовини вугілля (оптимальна температура розчи-

нення 360 – 380° С). Розчинність олександрійського вугілля в антраценовому маслі й первинній смолі практично однакова [137].

Дослідження процесу термічного розчинення ірша-бородинського бурого вугілля у важких фракціях арланської та тюменської нафти дозволили виявити умови процесу, при яких досягається максимальний перехід органічної маси до екстракту. Досвіди проводили в автоклаві при тиску 10 – 90 кгс/см², що утворювався за рахунок випару розчинників і продуктів розкладання. Установлено, що температура – визначальний фактор термічного розчинення вугілля. Помітно впливає на процес також співвідношення вугілля й розчинника. Підвищення температури розчинення й збільшення частки розчинника сприяє більш повному переходу органічної маси вугілля у екстракт. Максимальна глибина перетворення органічної маси вугілля (54%) і вихід екстракту (37%) були досягнуті при температурі 390° С. При більш високій температурі значний розвиток одержували реакції, які супроводжуються деструкцією речовин, що утримуються у екстракті, утворенням твердої фази й зниженням виходу екстракту.

Екстракт, одержуваний у м'яких умовах, складається більш ніж на 80% із асфальтенів і вуглеводнів. Із підвищенням температури й тривалості розчинення в екстракті збільшується вміст фенолів, карбонових кислот і основ. Вміст асфальтенів і нейтральних кисневих з'єднань різко падає. Співвідношення вугілля й розчинника, а також вологість вихідного вугілля впливають на вихід і склад одержуваного екстракту. Це пояснюється зниженням значення вторинних реакцій перетворень речовин, що перейшли у розчин у присутності більших кількостей розчинника, а також локалізуючою дією водяної пари. Істотний вплив на термічне розчинення вугілля робить тип розчинника. Так, вихід екстракту із вугілля при переробці важких фракцій тюменської й арланської нафти становив 16 й 37% відповідно. Краща розчинююча здатність арланської нафти пов'язана, очевидно, з її більшою полярністю, обумовленою високим вмістом сірки, тому що інші розходження між ними незначні.

Результати дослідження свідчать про перспективність використання термічного розчинення бурого вугілля у важких нафтових фракціях із підвищеним вмістом сірки як способу одержання сировини для виробництва малозольного електродного коксу. Вихід коксу у розрахунку на сухе вугілля із важкої фракції екстракту (для арланської нафти) досягав 14%. За рахунок розведення нафтової фракції безсірчаним екстрактом вміст сірки у коксі значно знижується.

Метод SRC є модифікацією процесу термічного розчинення вугілля. Технологія процесу включає наступні операції: змішування вугілля з розчинником до утворення пасти, нагрівання пасти сумісно з воднем до 425° С, переробка нагрітої пасти у реакторі під тиском 70 кгс/см². Твердий залишок відокремлюють від рідких продуктів реакції фільтруванням, потім видаляють фракцію при температурі 290 – 425° С із наступним використанням її у якості розчинника. Одержуваний вугільний екстракт містить менш 1% сірки; 0,1% зольного залишку й має теплоту згоряння 8890 ккал/кг [137].

Досяг значного ступеня розробки процес “Ратсо”, що також представляє модифікацію способу термічного розчинення вугілля. Суть процесу складається у сполученні термічного розчинення із м'якою гідрогенізацією й рециркуляцією

розчинника. Вугілля замішують разом із розчинником, що утворюється у процесі, з воднем і подають до реактору, де при температурі 370°C й тиску 20 кгс/см^2 відбувається термічне розчинення. Продукти реакції відфільтровують та відокремлюють твердий залишок, збагачений мінеральною частиною. Потім видаляють розчинник і повертають його на рециркуляцію як розчинник вугілля. Отриманий вугільний екстракт позбавлений мінеральних домішок, сірки й насичений воднем, що підвищує теплоту його згоряння [137].

IV.10.7. Електрохімічна переробка бурого вугілля

Одним із цікавих способів безпосереднього використання вугілля у хімічній промисловості є вплив на його органічну масу високих енергій: високотемпературного електричного розряду, струмів високих напруг і частоти, високих тисків. Можливо також комбінування різних видів впливу, наприклад, плазменного розряду з магнітним полем або електричним полем високої напруги з високими температурами тощо. Найбільш багатообіцяючим і простим впливом на вугілля є метод високотемпературного електричного розряду. Роботами, виконаними у США і Японії, показана можливість одержання бензолу, аміаку, метану, етилену, ацетилену, окислів азоту, ціаністих з'єднань, водню й інших продуктів шляхом впливу плазми на вугілля. Дослідження, виконані Британською науково-дослідною асоціацією з використання вугілля, показали, що у полум'ї плазмової дуги майже 40% усього вуглецю вугілля перетворюється в ацетилен. Розкладання кам'яного вугілля забезпечується пропусканням вугільного пилу через інертний газ-носії між мідним і вольфрамовим електродами, до яких підведена дуже висока напруга. Температура такого процесу становить $3000 - 4000^{\circ}\text{K}$ [10].

У закордонних країнах розробляються методи електрохімічного відновлення й окислювання вугілля. Так, за опублікованими даними, при кімнатних температурах у лужних середовищах деякі різновиди вугілля дають до 65% низькомолекулярних продуктів, у основному фенолів. Роботи з електрохімічного окислювання вугілля у останні роки ведуться також у напрямку створення вуглець-кисневих паливних елементів для прямого одержання електроенергії шляхом реакції окислення. Для збільшення вмісту водню у сировині й перетворення його у коштовні продукти більш низької відносної молекулярної маси можливо проводити не тільки гідрогенізацією під високим тиском, але й здійснювати реакцію вугілля з воднем під дією електричної корони [10].

Корона являє собою тихий електричний розряд, що не переходить у дугу завдяки формі електродів або присутності твердого діелектричного бар'єру. При цьому більша частина електричної енергії йде на утворення атомних груп або вільних радикалів. Потім ці групи чи вільні радикали з'єднуються або вступають в інші реакції й дають кінцевий продукт. Якщо суспензію порошкоподібного вугілля у маслі наситити воднем і при температурі близько 200°C піддати дії корони, то атомарний водень, що утвориться, енергійно взаємодіє з вугіллям. У результаті виходить суміш фенолів і багатьох інших продуктів, розділяти які не складніше, ніж кам'яновугільну смолу.

Можливо, що при цих умовах все вугілля перетворюється у коштовні рідкі продукти. Радикали, що утворюються в короні, є енергійними реагентами, але вони не руйнують складні ароматичні з'єднання. При трохи більш високих температурах, що веде до підвищення електричної ефективності процесу, вугілля перетворюється переважно у різні газоподібні вуглеводні.

Важливе практичне значення у майбутньому може мати електрохімічний метод відновлення вугілля, що дозволяє 65% бурого вугілля переводити у розчин. У результаті вторинного електрохімічного відновлення залишку до розчину переходить близько 95% бурого вугілля. На підставі цього у найближчі роки у більшості країн Заходу вугілля повинно зайняти важливе місце у вирішенні питання виробництва бензину, паливного мазуту, а також газу [10].

IV.10.8. Комплексна хіміко-технологічна переробка бурого вугілля на базі екстрагування й брикетування

Однією з найважливіших науково-технічних проблем є розробка й освоєння нової техніки переробки й комплексного використання твердого палива, що забезпечує значне підвищення його ефективності у народному господарстві. Так, у Дніпровському буровугільному басейні (Олександрійський, Звенигородський і Коростишевський райони) у свій час понад 8 млн. т вугілля підлягали брикетуванню з метою одержання побутових паливних брикетів. При цьому коштовні хімічні продукти, зокрема буровугільний віск, губляться. Потреба у буровугільному воску найважливіших галузей промисловості, таких як машинобудівна, хімічна, електротехнічна та інших набагато перевищує наявні ресурси. У зв'язку з цим становить інтерес комплексного процесу хіміко-технологічної переробки бурого вугілля, що передбачає попереднє добування з нього методом екстракції буровугільного воску й подальше брикетування залишкової маси без зв'язувальних речовин за розробленою технологічною схемою з можливістю одержання із екстрагованого вугілля міцних та вологостійких брикетів. Комплексне використання сировини дозволяє сполучати технологічні операції дроблення й сушіння, здійснювані як на брикетних фабриках, так і на заводі гірського воску. Реальність й економічна доцільність промислового впровадження зазначеного процесу визначається здатністю ентбітумінованого вугілля брикетуватися без додаткових зв'язувальних речовин.

При розробці технологічної схеми комплексної переробки бурого вугілля на базі екстрагування й брикетування враховувалися наступні фактори:

- досягнення максимального виходу бітумів при екстрагуванні вугілля;
- забезпечення оптимальних параметрів брикетування зерен ентбітумінованого вугілля (вологість, крупність і температура);
- розміщення екстракційних відділень у комплексі з брикетними фабриками й сполучення операцій підготовки вугілля за крупністю та його сушіння.

Відомо, що підготовка вугілля перед сушінням на брикетних фабриках Семенівського заводу гірського воску з економічних і технічних міркувань здійснювалася до крупності 0 – 6 мм, хоча вміст у висушеному вигляді зерен крупністю понад 3 мм несприятливо відбивався на його брикетуванні через під-

вищину вологість (25 – 30%). Коефіцієнт виходу бітумів при екстракції цих зерен також низький – 0,455 проти 0,836 у зернах крупністю 1 – 0,2 мм. Установлено також, що підвищення тиску, що розвивається в каналі штемпельного преса, досягається при глибокому охолодженні зерен розміром понад 3 мм. Зерна крупністю менш 3 мм охолоджувати перед брикетуванням недоцільно. У запропонованій технологічній схемі комплексної переробки бурого вугілля операції дроблення, просівання й сушіння сполучені із операціями підготовки вугілля для брикетування. Після сушіння вугілля класифікується за крупністю 3 мм. Зерна крупністю понад 3 мм екстрагуванню не піддаються. Зерна крупністю менше 3 мм після екстракції й пропарювання (без охолодження) змішуються із глибоко охолодженими зернами розміром понад 3 мм. Отримана шихта брикетується в штемпельних пресах [10].

Глибокому охолодженню перед брикетуванням піддається клас крупністю понад 3 мм із середньою вологістю 30%, що дозволяє підвищити тиск вижимання вологи із капілярів й тиск пресування, що розвивається штемпельним пресом. Клас крупністю менше 3 мм не охолоджується перед брикетуванням, оскільки капілярна волога при середній вологості цих зерен 14 – 15 % вижимается при тиску понад 1100 кгс/см² і не сприяє продуктивності процесу. У той же час гаряче вугілля більш пластичне, ніж холодне.

IV.11. Коксування та використання бурого вугілля при виробництві будівельних матеріалів

IV.11.1. Напівкоксування бурого вугілля в печах із внутрішнім обігрівом

Шахтні печі із внутрішнім обігрівом найпоширеніші для напівкоксування. Так, шахтна піч типу “Лургі” із підведенням теплоносія усередину шару призначена для напівкоксування буровугільних брикетів або великих шматків бурого вугілля. При периферійному підведенні тепла зі збільшенням перетину шахти важко підвести теплоносій до часток палива, що розташовані у осьовій частині шару. При підведенні теплоносія у саму товщу шару газовий потік рівномірно розподіляється на більший перетин шахти, що дає можливість збільшити продуктивність печі. Шахтні печі цього типу характеризуються високою продуктивністю: вони переробляють понад 350 т/добу вугілля. Зі збільшенням вологості вугілля продуктивність печі значно падає. Звичайно вихід смоли становить 80 – 90% від виходу в алюмінієвій реторті. Вихід смоли різко зменшується при наявності навіть невеликої кількості кисню у газі-теплоносії.

Буре вугілля при напівкоксуванні у результаті великої усадки стискується приблизно на третину свого первісного обсягу. Тому в шахтних або камерних печах доцільно застосовувати камери, що звужуються зверху до низу. Звуженням шару у нижній частині, не утруднюючи прохід вугілля, забезпечують кращий його прогрів при переробці. Висока вологість бурого вугілля (до 58%) обумовлює прагнення при його напівкоксуванні підтримувати в печах більш високі температури. Найбільш вигідним для таких умов є попереднє підсушування вугілля димовими газами. Тому установки для напівкоксування бурого

вугілля доцільно розташовувати поблизу котелень. Нижче наведений як приклад матеріальний баланс трьохзонної шахтної печі, що працює на буровугільних брикетах вологістю 15% (табл. IV.3).

Таблиця IV.3

Показники шахтної печі для переробки бурого вугілля у напівкокс

| Подача, кг | | Вихід, кг | |
|--------------------------------|--------------|---------------------------|--------------|
| Брикети ($W^P = 15\%$) | 100,0 | Напівкокс (сухий) | 45,5 |
| Газ опалення | 16,2 | Смола | 11,2 |
| У тому числі в камерах: | | Газовий бензин | 1,3 |
| сушіння | 8,0 | Пірогенетична вода | 9,0 |
| напівкоксування | 8,2 | Газ, у тому числі: | 84,9 |
| Повітря для спалювання газу | 30,7 | для напівкоксування | 19,0 |
| У тому числі в камерах: | | продукти горіння | 25,4 |
| сушіння | 15,0 | охолодження напівкоксу | 27,6 |
| напівкоксування | 15,7 | додатковий (для інжекції) | 12,9 |
| Газ для охолодження напівкоксу | 27,6 | Гази димові в камеру | |
| Додатковий газ до пальника | | сушіння (в атмосферу) | 21,5 |
| (для інжекції) | 12,9 | Пари водяники з камери | |
| Усього | 187,4 | сушіння (в атмосферу) | 14,0 |
| | | Усього | 187,4 |

Основною статтею виходу теплового балансу в печах із внутрішнім обігрівом є теплота згоряння палива газо-теплоносія, що спалюється у рекуператорі для підігріву. Питоме значення окремих статей витрати у значній мірі залежить від типу печі й виду вугілля, що переробляється. Корисно використаним у тепловому балансі можна вважати тепло, витрачене на нагрівання продуктів напівкоксування.

IV.11.2. Попереднє брикетування й коксування бурого вугілля

Попереднє брикетування вугілля й наступне нагрівання брикетів до високих температур є ефективним засобом зниження тріщинуватості коксу й підвищення його міцності. Внутрішні напруження, що виникають у брикетованому паливі при його коксуванні, залежать від міцності коксу на певній стадії нагрівання й градієнта швидкості усадки. Останній визначається відносною усадкою, характерною для даної шихти, і температурним градієнтом. Оскільки розміри брикетів невеликі, їхнє нагрівання відбувається більш рівномірно – при меншому температурному градієнті. Завдяки цьому внутрішні напруження виявляються нижчими граничних і при звичайних швидкостях коксування у коксобрикетах тріщини не виникають [138].

Технологія одержання міцного коксу із бурого вугілля включає наступні основні процеси:

- сушіння сирого вугілля до вологості 12%;
- брикетування мілкоподрібненого вугілля;
- повільне сушіння отриманих брикетів;

Тому вишуковуються різні способи видалення його із вугілля. Коксування брикетів розподіляється на ступені сушіння й власно коксування, які здійснюються у різних апаратурах. Сушіння звичайно проводиться в потоці рециркульованого газу-теплоносія, що створює оптимальні умови теплопередачі. Коксування брикетів може бути проведене в печах як із зовнішнім, так і внутрішнім обігрівом. Перший спосіб обігріву прийнятий на обох промислових установках Німеччини, що дозволяє крім коксу одержувати й висококалорійний газ. Коли якість газу не грає істотної ролі, застосування внутрішнього обігріву становить інтерес за умов менших капіталовкладень та більш легкої експлуатації печей.

Так, одна камера коксування на заводі у Лаухгаммері за добу переробляє близько 12,5 т брикетів. Із цієї кількості виходить близько 5 т коксу. Оскільки через кожні півтори годин вивантажується одна восьма обсягу камери, брикети в ній перебувають близько 12 год, а в обох камерах, включаючи камеру сушіння, близько 18,5 год. Відповідно до теплового балансу, к. п. д. процесу становить 79,7% [10].

Схема таких печей має й ряд істотних недоліків. Одним із них є нерівномірність розподілу тиску. Тиск у поді камери коксування повинен бути на рівні 0 мм вод. ст., фактично ж він становить 5 – 7 мм вод. ст., а вгорі камери – біля нуля. Крім того, через нещільності у крані-шибері до камери підсосується атмосферне повітря. Тому до коксового газу іноді примішується до 13% азоту. Таким чином, частина газу й коксу згоряють у камері. При обгоранні ще недостатньо прококованих брикетів відбувається їхнє часткове руйнування; якість коксу від цього погіршується.

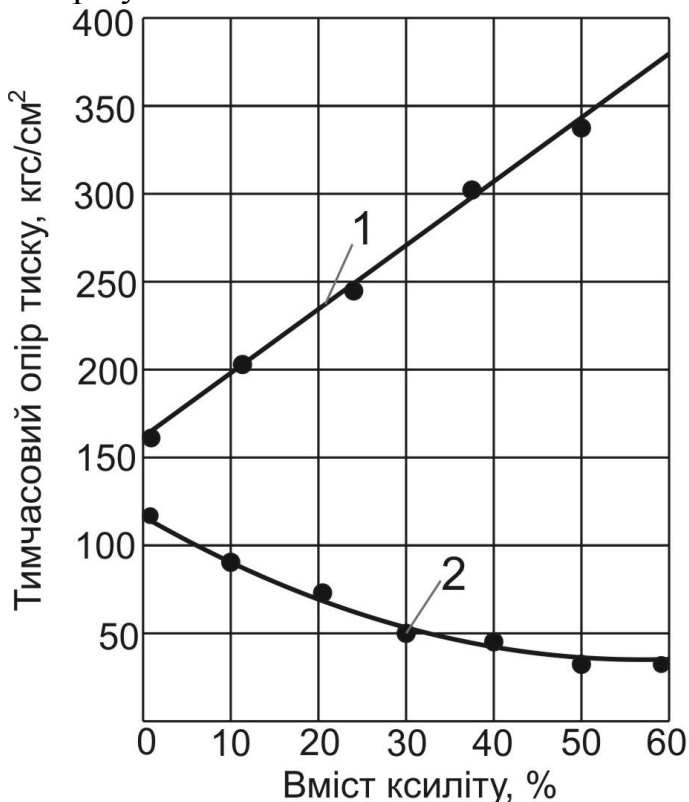


Рис. IV.3. Зміна міцності брикетів (1) й коксбрикетів (2) у залежності від вмісту ксиліту у вугіллі

Опалювальний газ печей надходить до рекуператорів для підігріву. Тиск газу на вході у рекуператор становить близько 40 – 50 мм вод. ст., у той час як димові гази на цій ділянці перебувають під розрідженням близько 10 мм вод. ст. Як показують обстеження, тут відбувається деяке підсмоктування газу та його згоряння. Тому температура димового газу перед трубою досягає 600° С, а іноді й 700° С. Висока температура димових газів спричиняє підвищення температури газу й у камері сушіння, що також відбивається на якості підготовки брикетів. Повітря, що надходить у рекуператори, засмоктується при розрідженні 5 – 7 мм вод. ст. і більше. На виході із рекуператорів розрідження ще збільшується. Це, у свою чергу, створює можливість підсмоктування газу до рекуператорів із камери, незважаючи на значну товщину стінок між ними.

Інший істотний недолік таких печей – нерівномірність нагрівання брикетів по ширині камери коксування. Перші блоки печей були побудовані із камерою шириною 350 мм. Камера такої ширини давала добре прококований кокс біля стінок і погано – у її осі. Цей недолік був частково усунутий звуженням камери до 300 мм. При ремонті печей першої будівлі всі камери були перероблені на ширину 300 мм.

Коксохімічний завод у Лаухгаммері має 567 камер коксування, об'єднаних у 24 блоки печей загальною продуктивністю понад 1 млн. т коксу на рік. Вихід рідких продуктів при коксуванні брикетів становить у середньому 5,8%, у тому числі: 3,4% смоли й 2,4% – легких масел. Смола подібна за складом із крекированою смолою напівкоксування бурого вугілля. Шляхом переробки на гідрогенізаційних установках вона може бути перетворена у моторне паливо. Вихід газу становить близько 300 м³ на 1 т завантажених брикетів. Він містить понад 30% баласту (18,3% CO₂ й 12,3% N₂). Високий вміст CO₂ характерний для буровугільного газу, а високий вміст азоту обумовлюється розрідженням у підшві високих камер коксування. Нижча теплота згоряння газу становить 2850 ккал/м³ [10].

Гасіння коксу відбувається у винесеній за піч тушильній камері, де через шар коксу продувають газ, що відходить, а потім направляють його у теплообмінник. Тепло від гасіння коксу використовується для виробітку перегрітої пари. Завдяки добре продуманому використанню тепла у процесі витрата його становить усього 400 ккал/кг брикету.

При сухому гасінні отриманий кокс охолоджується до 100 – 120° С. При цьому зберігається його механічна міцність й підвищується теплота згоряння. Однак, одночасно із цим, при сухому гасінні утворюється велика кількість пилу. Для зменшення пилоутворення буровугільний кокс занурюють у ванну, заповнену емульсією із відходів нафти й смоли. Через кілька секунд кокс покривається тонкою плівкою емульсії.

Брикетти при коксуванні отримують об'ємну усадку на рівні 50 – 55%. Втрата маси при цьому становить близько 55%. Найбільший розмір одержуваного коксобрикета 80×52×(40 – 48) мм при масі 110 г. Коксобрикетти мають зольність близько 11%, містять вологи менше 1%, сірки менше 1,5%. Вихід летучих речовин з брикетів – 2 – 3%. Теплота згоряння його становить 7000 – 7200 ккал/кг.

Зола коксобрикетів має основний характер і містить близько 20% окису кальцію. При температурі у кінці процесу коксування 950° С вміст вуглецю на горючу масу коксобрикетів досягає 99%. При зміні температури закінчення коксування у межах 900 – 1200°С, температура запалення коксобрикетів підвищується від 340 до 440° С. При їх зберіганні на відкритому повітрі коксобрикетти поглинають вологу, але подрібнюються незначно. При їх зберіганні вихід летучих підвищується на 2 – 3% [10].

Через те, що буре вугілля не спікається, крупність коксу визначається розміром брикетів. Натепер на стрічкових пресах одержують буровугільні брикети достатньої міцності при масі їх не більше 300 г. Оскільки у процесі коксування брикети гублять до 50% вихідної маси, отримані коксобрикетти мають масу до 150 г. Пористість буровугільного коксу становить 28 – 35%. Більшість пор мають розмір менше мікрметра. Більш тонка, чим у кам'яновугільного коксу, структура пор створює у коксі із бурого вугілля більший опір проникненню газів, тому процес його згоряння сповільнюється.

IV.11.3. Газифікація бурого вугілля

Для газифікації дрібнозернистого палива у киплячому шарі при атмосферному тиску часто вживається генератор системи Вінклера, для якого використовують паливо крупністю не більше 10 мм. При цьому потрібно, щоб розсів палива був проведений по вузькій шкалі. Тоді у генераторі встановлюється правильне здійснення часток палива. Інакше тонкий пил буде виноситися із генератора, а великі частки – осідати на колосникові ґрати [10, 139].

Перевага цього методу газифікації полягає у тому, що він дозволяє використовувати більші запаси низькосортного дешевого палива. При цьому повітряне дуття подається у такій кількості, щоб забезпечити швидкість газового потоку, при якому паливо приходить у стан, зовні схожий на кипіння рідини. Внаслідок інтенсивного кипіння шару утворюється велика кількість вугільного пилу, що виноситися й згоряє у верхніх зонах, куди подається додаткове повітря. Газ відводиться із генератора через верхню частину шахти, несучи тонкодисперсну основну частину золи.

Відсутність у газі смоли, велика кількість унесу й висока температура газу обумовлюють необхідність наявності у схемі газогенераторної станції апаратів для вловлювання пилу й котла-утилізатора для використання фізичного тепла газу. У котлі-утилізаторі виробляється високоперегріта пара. В Росії метод газифікації дрібнозернистих бурого і кам'яного вугілля у киплячому шарі був розроблений Державним інститутом азотної промисловості для одержання газу, придатного для синтезу аміаку. При цьому застосовується пароповітряне дуття, збагачене киснем.

Труднощі, що виникають через плавлення золи в генераторі системи Вінклера, привели до ідеї продувок пароповітряної суміші через лежачий шар, що служить для видалення утворених шлаків, і подачі свіжого палива до киплячого шару. Була створена комбінація двох генераторів у одній установці (спосіб

Флеш-Вінклера). Причому, залежно від обставин, один спокійний шар палива газифікується й одночасно є фільтром для вихідного газу [140].

Газифікація вугілля у киплячому шарі при атмосферному тиску має ряд істотних недоліків. До основного з них варто віднести великий виніс палива газовим потоком (до 20%), більші габарити апаратур (висота промислового генератора із шахтою діаметром 3 м у нижній її частині досягає 21 – 22 м), обмежену можливість інтенсифікації процесу (максимально досягнуто 3000 кг/(м²·ч)), малу питому об'ємну продуктивність (70 проти 150 м³/м³ при стаціонарному шарі). Існуючі сучасні методи виробництва штучних газів: у киплячому шарі при атмосферному тиску, у стаціонарному шарі під тиском на повітряному дутті, газифікація пилоподібного палива – малоінтенсивні [1500 – 3000 кг/(м²·год)]. При їх здійсненні має місце значний виніс палива в атмосферу

IV.11.4. Використання мінеральної частини бурого вугілля

При збагаченні й використанні органічної маси вугілля утворюються мінеральні відходи, летуча зола, шлаки, зольні залишки газифікації тощо. Їх варто розглядати як значні ресурси вже добутої з надр сировини. Основними напрямками комплексного використання неорганічної частини бурого вугілля є виробництво рідких і розсіяних елементів, одержання глинозему із мінеральної частини відходів вуглевидобувної й вуглепереробної промисловості, виробництво будівельних матеріалів і використання безпосередньо у будівництві.

Доцільність застосування мінеральних відходів видобутку й переробки твердих палив у зазначених напрямках обумовлюється обмеженістю традиційних сировинних джерел виробництва глинозему, будівельних матеріалів і деяких рідких елементів, а також вмістом у мінеральних відходах твердих палив певної кількості органічної речовини, необхідної для здійснення ряду процесів.

Крім того, використання мінеральних відходів може супроводжуватися у результаті ліквідації відвалів поліпшенням санітарно-гігієнічного стану повітряного басейну й навколишньої території, а також скороченням непродуктивно зайнятих земельних угідь.

Натепер застосування мінеральної частини твердих палив у народному господарстві відповідно зазначеним основним напрямкам перебуває на різному рівні: від стадії дослідно-промислових робіт до широкого промислового впровадження. Є підстави вважати, що усі зазначені вище напрямки у перспективі одержать широкий розвиток. До теперішнього часу розроблені також інші пропозиції по застосуванню відходів видобутку й збагачення вугілля, наприклад, застосування вуглисто-коаліцевого колчедану для виробництва сірчаної кислоти або сірки, газифікація вуглисто-коаліцевого порід, використання їх як компонентів сільськогосподарських добрив. Деякі з них уже впроваджені на підприємствах або можуть бути рекомендовані для широких промислових випробувань.

IV.11.5. Одержання рідких і розсіяних елементів із бурого вугілля

Створені останнім часом технологічні процеси комплексного використання мінеральної частини вугілля ґрунтуються на розроблених теоретичних принципах поводження його мінеральних компонентів на різних стадіях спалювання. Для цього був виконаний термодинамічний аналіз регулювання з'єднань галія, германія, берилія при термічній переробці вугілля й експериментально вивчено їхнє поводження й взаємодія із основними мінеральними макрокомпонентами (окисли кремнію, алюмінію, заліза, кальцію й магнію). На цій підставі був розроблений процес одержання зольних уносів, збагачених германієм, галієм, молібденом та ін.

У вугіллі утримуються незначні обсяги досить значного числа рідких, розсіяних радіоактивних елементів та кольорових металів [141]. Дослідження розподілу цих мікрокомпонентів у речовині бурого та кам'яного вугілля дозволило виявити так званий ряд зменшуваної спорідненості до органічної речовини

$$G_e > W > G_a > B_e > N_b > S_c > Y > L_a > Z_n > P_b.$$

З'єднання N_b і всіх інших, що стоять після нього елементів, у основному, зосереджені у мінеральній частині твердого палива, тобто в мікрокомпонентах мінеральної частини. Тому при збагаченні твердого палива германій і вольфрам, наприклад, переходять, в основному, до низькозольного концентрату, а свинець і цинк – у породні хвости.

Значна кількість досліджень присвячена вивченню форм з'єднання германія у вугільній речовині й розробці методів його вилучення. Установлено, що германій зосереджений головним чином в органічній масі твердого палива, із якої може бути виділений у фракції зі щільністю менше 1,4 або 1,6 г/см³. Найменшим вмістом германія характеризується високометаморфізоване вугілля й антрацити, а максимальним – буре вугілля. Знайдені також лігніти й вуглисті породи із порівняно високим вмістом германію. Вивчення речовинного складу з'єднань германія показало, що в вугіллі й супутніх йому вуглистих породах основна кількість германію входить до складу органічної речовини із утворенням з'єднань внутрішньокомплексного типу, або германійорганічних, тобто хоча б із одним зв'язком $G_e - C$. При цьому германій не утворює індивідуальних з'єднань, а приєднаний до вугільної макромолекули цими зв'язками. У бурого вугілля переважають внутрішньокомплексні, а в кам'яних – германійорганічні з'єднання. Тільки в деяких типах вугілля й, головним чином, вуглистих породах виявлені з'єднання типу твердих розчинів двоокису германія у двоокисі кремнію – селікогерманати. Ступінь вивченості процесів і технології виробництва деяких рідких елементів, наприклад, германія, із мінеральної частини твердих палив є цілком достатнім для проектування й будівництва підприємств у системі вугільної промисловості [142].

IV.11.6. Застосування мінеральної частини бурого вугілля у будівництві й виробництві будівельних матеріалів

Рішення питань використання відвальних порід і твердих зольних осередкових залишків має багато загального. У той же час між ними існують деякі відмінності. Останні обумовлені як їхньою різною дисперсністю, так і наявністю у деякій частині відвальних порід понад 10 – 15% органічної маси, іноді супроводжуваної значною кількістю сірчаного колчедану.

Відвальні породи. Відвальні породи без урахування вугільної речовини являють суміш головним чином аргілітів, алевролітів, піщаників, вапняків і сірчаного колчедану, співвідношення між якими різні в окремих родовищах. Деякі відходи збагачення, наприклад, відходи флотації, характеризуються підвищеною вологістю й досить високою дисперсністю, що утрудняє й підвищує вартість їхнього складування. У цьому разі доцільно застосовувати породи або відходи флотації як глиноземну добавку до сировинної суміші при виробництві цементу. У цьому випадку в процесі випалу утилізуються одночасно мінеральна й паливна складові.

Найбільш масовим може стати використання відходів видобутку й збагачення вугілля при виробництві легких пористих заповнювачів бетонів (аглопорит) і будівельної кераміки [143]. У цьому випадку одночасно утилізуються як мінеральна, так і органічна складові відходів. Використання легких заповнювачів є одним із найбільш прогресивних напрямків у сучасній закордонній і вітчизняній будівельній технології. Особливого значення набуває зниження маси конструкцій і будинків за рахунок застосування легких бетонів, що містять аглопорит. Наявність пористих заповнювачів у бетоні дає можливість знизити масу будинків на 30 – 40%, зменшити транспортні витрати приблизно на 30% і вартість будівництва на 6 – 10%. Міцність, щільність, теплопровідність та інші технічні показники легких бетонів піддаються регулюванню, тому вони придатні для виготовлення різних будівельних конструкцій.

Застосування конструкцій із легкого бетону дозволяє не тільки значно знизити їхню масу, але й поліпшити теплотехнічні та акустичні показники будинків, успішно вирішити проблему об'ємного й багатоповерхового будівництва у сейсмічних районах країни. Потреба у вихідному матеріалі для виробництва пористих заповнювачів порівнянна із кількістю мінеральних відходів вуглевидобутку й вуглезбагачення у державі. Використання вугілля, що утримується у хвостових матеріалах, значно скорочує витрати технологічного палива при виробництві аглопориту.

У більш віддаленій перспективі варто припускати подальше значне розширення застосування мінеральної частини твердих палив для виробництва будівельних матеріалів у кількостях, що повністю задовольняють потреби будівництва. Це дозволить припинити вивіз породи вуглевидобутку й вуглезбагачення до відвалів й створити на вуглезбагачувальних фабриках замкнутий цикл утилізації відходів. У промисловості будівельних матеріалів і безпосередньо в будівництві економічно доцільним може виявитися не тільки повне використання ві-

дходів вуглевидобутку й вуглезбагачення, але й старих їх запасів у вигляді горілих порід терриконників.

Експериментальне вивчення процесу одержання легких пористих заповнювачів із мінеральних відходів вуглевидобутку й вуглезбагачення проводиться ІГІ й ВНДІБудмаш. У цих роботах беруть участь ІОТТ, УкрНДІВуглезбагачення й КазНДІВуглезбагачення. Проведене вивчення речовинного складу відходів видобутку й збагачення вугілля та аналізу фазових перетворень їхніх мінеральних компонентів, що протікають в умовах термічної обробки, показує, що у результаті перетворень кристалічної структури глинистих речовин і вигорання органічної маси при температурі 1100 – 1200° С утворюються пористі агрегати, що характеризуються не тільки низькою щільністю, але й гарною механічною міцністю. Одержувати матеріал потрібної якості найбільш просто із продуктів, зола яких плавиться при температурі вище 1200° С з інтервалом розм'якшення вище 50° С. Щоб запобігти сильному розігріву з появою великої кількості рідкої фази, що знижує кінцеву пористість матеріалу, зольність сировини не повинна бути нижче 70% по масі [10].

Розроблений процес виробництва аглопориту порівняно нескладний і здійснюється на устаткуванні, яке випускає вітчизняна промисловість. На основі аглопориту можуть бути виготовлені конструктивно-ізоляційні й конструктивні легкі бетони марок від 75 до 200 при щільності відповідно від 1,1 до 1,7 т/м³, які широко використовують для цивільного й промислового будівництва.

Осередкові залишки. Переважну частину вугілля, що добувається, спалюють у пиловугільних топках із коефіцієнтом шлакоуловлювання не вище 15 – 20%. Тому основна маса зольної частини палива переходить у так названу летучу золу, що виноситься із топкового простору димовими газами та вловлюється спеціальними пристроями (батареїні циклони, скрубери, електрофільтри тощо). При відсутності споживачів уловлена зола звичайно водою транспортується до відвалу. Летучі золи характеризуються високою дисперсністю (фракція 0 – 20 мкм становить від 40 до 70%), різноманітним хімічним складом, обумовленим характеристикою мінеральної частини палива, що спалюється.

Промисловість будівельних матеріалів є найбільш широкою областю утилізації летучої золи, тому що її застосування практично не лімітується хімічним складом. При виробництві портландцементу золу можна використовувати, змішуючи із готовим цементом, розмелюючи із цементним клінкером і додаючи як компонент у сировинну суміш.

У ряді країн (США, Англія, Франція та ін.) летучі золи застосовують по першим двом перерахованим напрямкам [10]. Так, у Франції, крім того, золу вводять до сировинної суміші у якості наповнювача. Значний виробничий досвід США вказує на більшу ефективність добавок летучої золи до масивного бетону, що використовується для спорудження гребель, дамб, опор мостів, захисних екранів у ядерних реакторах тощо. У звичайному замісі бетону летуча зола може замінити 20% цементу й 10% піску. При спорудженні гребель летуча зола на 35% може замінити цемент у внутрішній масі бетону й на 25% – у зовнішній. При використанні золи не тільки досягається зниження витрат за рахунок економії цементу, але й поліпшується якість виробу із бетону. При введенні золи

сповільнюється час твердіння бетону, але при цьому не розвиваються розтяжні зусилля, обумовлені розігрівом внутрішньої частини внаслідок великої теплоти гідратації бетонів, отриманих тільки із цементу й піску. Бетон із добавкою золи характеризується високою міцністю на вигин. Крім того, при заміні піску золою до бетону можна вводити крупнозернистий наповнювач, що також підвищує міцність готової конструкції. Летуча зола може замінити на 40% цемент у суміші, що направляється для цементування свердловин у нафтовій промисловості, де вона перевершує показники інших закріплювачів.

Летучу золу доцільно використати також у виробництві червоної цегли, тому що це утилізує частки незгорілого палива, скорочуючи витрату його на випал. Одночасно прискорюються процеси сушіння цегли, знижується брак, зменшується щільність із 1800 – 1900 до 1500 – 1600 кг/м³. Проведені розрахунки показали, що на цегельне виробництво варто направляти близько 5 – 6 млн. т золи на рік для випуску 5 – 6 млрд. штук цегли.

Основна кількість летучої золи застосовується у виробництві шлакоблоків, для виготовлення стінових панелей, засипання горищних і міжповерхових перекриттів, наміву дренажних огорожень золівдвалів і дорожнього будівництва. Закордонний досвід (США, Франція й інші країни) показав перспективність використання летучої золи у дорожньому будівництві у якості підстилаючого шару під асфальтове покриття, при будівництві бетонних мостів і бруківок.

На відміну від летучої золи шлаки звичайного пилоподібного спалювання представляють матеріал набагато більшої крупності й ближчі щодо цього показника до відвальних порід. Шлаки також можуть широко використовуватися у промисловості будівельних матеріалів. Натепер щорічно близько 150 тис. т шлаків застосовується для виготовлення шлакоблоків, засипання горищних і міжетажних перекриттів, зведення монолітних стін житлових будинків і шкіл, теплоізоляційного засипання підлог і покриттів виробничих сільськогосподарських будинків, як заповнювач для виробництва стінових матеріалів, для утеплення теплових і водопровідних магістралей. Крім того, приблизно 250 тис. т шлаків щорічно використовується для засипання доріг, дамб, провалів, ярів, ремонту доріг, будівництва залізничних колій і ремонту автодоріг у кар'єрах, підсипання на днища думпкарів у зимову пору. Хоча загальний обсяг використання шлаків невеликий, у деяких галузях (сільськогосподарське будівництво) уже відчувається їхня нестача, тому форсуються дослідження із використання нових типових його різновидів.

IV.11.7. Виробництво з'єднань сірки

Сірка у вугіллі, як відомо, впливає на хід процесу його переробки й спалювання, економіку та якість продукції, а також є причиною підвищеної корозії устаткування й забруднення повітряного басейну. Незважаючи на це, добування сірки із вугілля дотепер у належних масштабах не організовано. Із загальної кількості сірки, що міститься у добуваемому вугіллі, корисно використовується лише 0,4%, інша її частина складається до відвалів і викидається у атмосферу, тобто безповоротно губиться як хімічна сировина й одночасно наносить шкоду

навколишньому середовищу. Тим часом, її можливо повністю або частково вилучати на стадії підготовки вугілля до спалювання (збагачення, газифікація) або вловлювати із димових газів.

Деякі високосірчані вугілля, наприклад підмосковні, доцільно перед спалюванням збагачувати для зниження вмісту в них сірки при попутній її утилізації. Так, у Підмосковному басейні, на Кімовській Центральній збагачувальній фабриці, а також на фабриці при Губахінському коксохімічному заводі вже одержують кондиційний вуглистий колчедан для виробництва сірчаної кислоти [10].

IV.12. Технологічні схеми рекультивації земель, що будуть порушені при освоєнні родовищ бурого вугілля

Розробка родовищ корисних копалин відкритим способом супроводжується неминучим виходом значних об'ємів розкритих порід, що не тільки підвищує собівартість товарної продукції, але й викликає відчуження значних територій сільськогосподарських угідь для їх складування та забруднює навколишнє середовище. Тому у процесі експлуатації родовища, по мірі просування вибою, відбувається як правило, рекультивація виробленого простору.

Разом з тим розкриті породи часто носять самі у собі, крім супутніх корисних копалин, значний економічний потенціал, який може бути ефективно реалізований у економіці держави. Так, наприклад, у вугільній промисловості гірські породи відвалів широко використовують у будівельній індустрії, прокладанні шосейних доріг тощо. Але при цьому необхідно передбачати, що технічна рекультивація, особливо на заключній стадії експлуатації родовищ, потребує для залишення корисної копалини та використання попутних об'єктів, адекватних об'ємів мінеральної сировини.

Всі технічні й технологічні рішення із розробки Ново-Дмитрівського родовища потрібно реалізувати із дотриманням діючих правил та вимог ЄПБ та ПТЕ, Норм технологічного проектування та Державних будівельних норм України.

IV.12.1. Характеристика передбачених до порушення земельних ділянок

Територія Ново-Дмитрівського буровугільного родовища займає площу понад 12 км² земної поверхні, яка кваліфікується за ґрунтово-кліматичними умовами як площа активного сільськогосподарського призначення. Тому при проектуванні гірничого підприємства слід передбачати роботи і по біологічній рекультивації, витрати на яку також відносяться за рахунок собівартості продукції. У випадку, коли неможливе використання відновлених земель під сільськогосподарські угіддя, їх необхідно готувати під лісонасадження або культурні водойми.

Крім ґрунтово-кліматичних умов при вирішенні задач рекультивації слід урахувати: розташування гірничого підприємства відносно населених пунктів, наявність у районі вільних земель, характер розкритих порід та наявність ґрунтово-рослинного шару. Відомо, що основними сільськогосподарськими куль-

турами на територіях Донбасу являються зернові (пшениця, кукурудза та ін.), а балки використовуються під випас травоядних тварин. Однак, у результаті експлуатації родовища, тим паче відкритим способом, розробка буде хоч і тимчасовою, але принесе занадто великі збитки сільськогосподарському виробництву та навколишньому природному середовищу. Тому проектом розробки Ново-Дмитрівського родовища попередньо передбачається застосування комплексу заходів щодо захисту навколишнього середовища та рекультивації порушених гірничими роботами сільськогосподарських угідь. Це перш за все відноситься до відновлення попереднього природного ландшафту та відтворення якісної стратиграфічної складової ґрунту, які б могли інтегруватися у регіональне природне середовище без будь-яких негативних екологічних наслідків. При цьому необхідно передбачати й комплекс досліджень із вивчення фізико – механічних та агрохімічних властивостей порід розкриву.

Аналіз ряду публікацій із дослідів рекультивації порушених земель показує, що використання гірських порід під посіви зернових культур без їх попереднього збагачення добривами недоцільно. У той же час вони можуть бути досить добрим субстратом для вирощування, наприклад, бобових культур чи заповнення просідання поверхні землі за умови покриття їх родючим шаром ґрунту. Тому, у відповідності до ДСТУ 17.5.1.03-78 “Гірські породи”, ґрунти являються потенційно плодоносними за наступними параметрами: рН водяний – 5,5-8,4; сума токсичної солі у другій витяжці – до 0,4%; $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ у солянокислій витяжці – до 10%; CaCO_3 – до 30%; алюміній рухливий – до 3 мг/100 г; натрій – до 5% від здатності поглинання; гумусу – менше 1% для лісистої й напівпустинної та 2% – для степової й лісостепової зон; сума фракцій за крупністю менше 0,01 мм – 10-75%. Такі породи можуть бути ефективно використані для біологічної рекультивації під сінокоси та пасовища, а також у якості підстилу під пашні, лісонасадження різного призначення тощо. Так, наприклад, на підприємствах господарського об’єднання “Олександріявугілля” на відновлених лесах урожай багатолітніх бобових трав досягає 53 ц/га, а при внесенні добрив під багатолітні трави на ділянках, представлених супіском чи сумішшю крейди із лесовидними суглинками, збільшили урожай сіна у 2-3 рази й досягли 50 ц/га. На відновлених таким чином ділянках успішно культивуються також і лікувальні рослини [143].

При розробці бурого вугілля у Підмосковному басейні у відвалах складують сульфатоутримуючі породи із високою кислотністю (рН=1,3-2,5). Для відновлення порушених земель їх перекривають шаром карбонатних суглинків потужністю 0,5-0,6 м, а потім ще й шаром чорнозему 0,3-0,5 м, сумарна потужність яких складає трохи більше одного метра.

Для зниження собівартості відновлювальних робіт Центральною лабораторією охорони природи та Управлінням рекультивації земель рекомендується зменшити потужність насипної маси до 0,8 м, у тому числі потенційно плодоносного шару до 0,5 та чорнозему – не менше 0,3 м. У зв’язку із дефіцитом чорнозему можливо, відповідно проведеним дослідом, нанесення на токсичні породи тільки лесовидних суглинків потужністю не нижче 0,6 м, а на кварцові піски достатньо укладення суглинків потужністю до 0,4 м [144].

Розкривні породи Ново-Дмитрівського буровугільного родовища представлені палеогеновими породами Берекської свити та неогеновими Полтавської свити, які всюди перекриті четвертинними осадами. Розріз Берекської свити (покривні породи Основного буровугільного пласта) представлені двома горизонтами: нижнім – гіпсово-карбонатним та верхнім – глинисто-кремнистим. Гіпсово-карбонатна товща представлена знизу чистим гіпсом (30%), а зверху – мергелем (30%). Очевидно, що це цінні корисні копалини, які повинні бути використані за їх прямим призначенням і складуватися роздільно.

Гіпс – дефіцитна сировина, яка знайшла широке застосування, головним чином у якості в'язучого матеріалу. Мергель – осадова гірська порода змішаного глинисто-карбонатного складу вміщує 30 – 90% карбонатів (кальцит, рідше доломіт) і відповідно, від 70 до 10% глиняних мінералів. У залежності від відносної кількості цих компонентів будується безперервний ряд породи: вапняк – глиняний вапняк – мергель-вапнякова глина – глина. Відомо, що висококарбонатні мергелі використовують у будівництві для виробництва щебеню.

Необхідно відмітити, що потужність гіпсів зростає у напрямку із заходу на схід від 2,0 до 40,0 м, а мергелю, навпаки, у цьому ж напрямку зменшується від 10,0 м до 1,5 м. Перехідні гіпсово-карбонатні породи практичної цінності не представляють. Глинисто-крем'яна товща представлена тонким перешаруванням доломітів (~ 40%) із глиною (~ 34%), та вуглистими глинами (~ 5%). Таким чином, потужність Берекської свити на площі родовища закономірно змінюється від одиниць до 140 м.

Неоген на площі Ново-Дмитрівського родовища представляє Полтавська свита. Її розріз починається так званім базальним горизонтом глини сірого та темно-сірого кольорів, які перекривають Берекську свиту тільки у центральній частині Ново-Дмитрівської мульди та на її північно-східному борту. Перекриває базальний горизонт потужний, складно-побудований буровугільний пласт (IV) потужністю від 2,45 до 27,1 м. Перекритий він IV глинистою товщею з прошарками мергелів (15%), вапняків (15%) та сапропелево-гумусових сланців (5%). До бортів мульди ця товща поступово збагачується піщаним матеріалом і потім переходить у кварцові пісковики. Останні мілкозернисті (0,07 – 0,3 мм).

Розріз Полтавської свити закінчується Верхнім двошаровим буровугільним пластом (V), нижня пачка якого має потужність 0,35 – 2,45 м, верхня – 0,45 – 5,9 м. Потужність Полтавської свити у центральній частині мульди досягає 117 м, на північно-східному борту – 18 – 20 м.

Над Верхнім буровугільним пластом залягає малопотужний пліоценовий горизонт сірих, а іноді зеленувато-сірих глини монтморилонітового складу потужністю до 3,0 – 6,0 м. Зверху глинистий горизонт перекриває глинисто-піщана товща (пісковики – 52%, піщані глини – 36% та піски – 12%). Потужність товщі – 3,0 – 60,0 м. Четвертинні осади представлені буровато-коричневими суглинками із розсіяними у його масі карбонатними конкреціями. Суглинки перекриваються ґрунтово-рослинним шаром, досягаючим на окремих ділянках потужності 0,5 – 0,7 м. Загальна потужність четвертинних відкладень – 35 – 40 м.

Таким чином складнобудована за якісним принципом товща гірських порід палеоген-неогенового віку, перекриваюча Основний буровугільний пласт родовища, виключає можливість складувати їх у окремих самостійних відвалах.

У зв'язку із порушенням родючого ґрунтового шару гірничими роботами, його необхідно знімати й окремо складувати для подальшого використання при рекультивації цих же порушених земель. При цьому, основна мета зняття ґрунтового покриву пов'язана з тим, щоб оберегти цей шар як надзвичайно цінний природний ресурс для рекультивації порушених земель та одержати додаткову сільськогосподарську продукцію.

IV.12.2. Розробка технологічних схем рекультивації порушених земель

Відкрита розробка родовищ корисних копалин виконується, як правило, потужними гірничо-збагачувальними підприємствами, у склад яких входять кар'єри, відвали покривних порід, хвостосховища, промплощини, транспортні та електросилові комунікації, а також ряд інших об'єктів, які потребують відведення додаткових земельних ділянок. Відомо [68], що виділений земельний відвід на період експлуатації родовища використовується, як правило, нерівномірно. У початковий період будівництва повністю охоплюються тільки площадки для розміщення різного роду основних (видобувних) та допоміжних комунікацій, а також транспортних та електросилових служб. При подальшому розвитку кар'єру земельні ділянки все у більшій мірі вилучаються із сільськогосподарського виробництва. Однак, тільки при рекультивації відвалів першої черги, дозволяється впровадження до експлуатації других, нових відводів земельних площ.

Оцінку ефективності використання земельного відводу можливо визначити за допомогою коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів K_{ef} (част. од.), величина якого становить:

$$K_{ef} = \left[S - \sum_1^t S_n - S_p \right] / S, \quad (IV.1)$$

де S – загальна площа родовища, га; S_n і S_p – площа відповідно порушених та рекультивованих земель, га; t – період експлуатації кар'єру, роки.

Характер зміни інтенсивності порушення й відновлення земель при експлуатації потужного гірничо-збагачувального комбінату продуктивністю 35 млн т/рік по сирій руді зображено на рис. IV.4. З нього випливає, що ефективність використання земельного відводу за умови відновлення тільки порушених гірничими роботами площ невелика. При цьому K_e змінюється від 0,5 до 0,2 (част. од.) і менше. Це пояснюється тим, що можливість рекультивації відвалів і шламосховищ першої черги з'являється не раніше ніж через 15 – 20 років після їх будівництва, а іноді й більше. Рекультивувати ж глибокі кар'єри можна тільки на завершальній стадії їх експлуатації при досягненні гірничими роботами проектної границі розробки. У той же час, використовуючи ґрунтову масу для відновлення малопродуктивних земель (землювання), можна досягти $K_e = (0,7 – 0,9)$ част. од. У сприятливих же умовах цей показник збільшується до $K_e = (1,1 – 1,2)$ част. од.

Об'єм ґрунтової маси для відновлювальних робіт та інтенсивність її накопичення залежать передусім від потужності шару порід розкриття, що підлягає зняттю, величини площі, що відводиться для будівництва кожного об'єкта гірничо-збагачувального комбінату, й інтенсивності порушення ними ґрунтового покриття. При будівництві шламосховищ ґрунтова маса знімається відразу із усієї площі одночасно зі зведенням захисних дамб. Інтенсивність порушення земель глибокими кар'єрами значною мірою залежить від величини загальних і поточних об'ємів виймання корисної копалини і порід розриву, що регламентуються технологією й організацією гірничих робіт. Загальні об'єми виймання як корисної копалини, так і пустих порід у контурах кар'єрного поля значною мірою визначаються кутом падіння рудного тіла й геометричними розмірами родовища. Кінцеві контури розробки таких родовищ, а отже, і повна питома землеємність визначаються кінцевою глибиною, розмірами дна і величиною укосів бортів кар'єру.

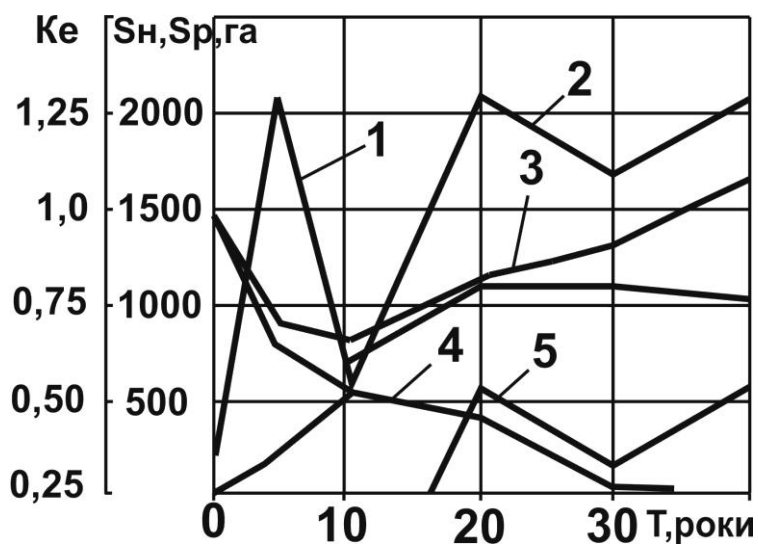


Рис. IV.4. Зміна площі порушених S_n і рекультивованих S_p земель, га та коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів K_e від тривалості експлуатації T глибокого кар'єру: 1 – інтенсивність порушення земель відкритими гірничими роботами; 2 – значення K_e при відновленні малопродуктивних земель; 3, 4 – інтенсивність порушення земель глибокими кар'єрами, шламосховищами і відвалами; 5 – значення K_e при рекультивації порушених земель

Підприємства з відкритим способом видобутку руд чорних і кольорових металів, а також азбесту розробляють переважно похилі й круті пласти з витриманою потужністю за простяганням. Аналогічні родовища експлуатуються у вугільній промисловості (Коркіно, Забайкалля, Екібастузький, Мінусинський і Південно-Якутський басейни, а також більшість родовищ Кузбасу) та гірничо-хімічної сировини (Каратау). Зазначені родовища поширюються на велику глибину, кар'єри на їх базі мають значну потужність як з видобутку корисних копалин, так і з попутного виймання порід розкриття. Натепер, наприклад, глибина криворізьких залізрудних кар'єрів досягла 350 – 400 м, Соколовський кар'єр ССГЗК має глибину 420 м, Коркінський 480 м. Проектна глибина деяких кар'єрів становить 700 – 800 м, а їх річна продуктивність досягає 180 – 240 млн т по гірничій масі. Більшість же похилих і крутоспадних родовищ планується відпрацьовувати до глибини 400 – 500 м з обсягом виймання гірських порід у межах 50 – 80 млн т/рік. Поточна глибина зазначених кар'єрів продовжує збільшуватися, внаслідок чого по-

роди розкриву будуть складуватися у зовнішні відвали до повного відпрацювання запасів у межах всієї площі кар'єрного поля або його частини.

Слід зазначити, що породи розкриву на зазначених підприємствах складені міцними різновидами. В основний період розробки весь їх об'єм направляється в зовнішні платоподібні відвали і лише у міру вивільнення виробленого простору частина порід розкриву може використовуватися для його засипання. Зовнішні відвали досягають висоти 80 – 120 м. Найбільшого поширення набуло екскаваторне відвалування при залізничному (85%) і бульдозерне – при автомобільному транспорті (15%) з криволінійним розвитком фронту робіт. Складування порід здійснюється однокерованими екскаваторами типу пряма мехлопата ЕКГ-4,6, ЕКГ-6,3, ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, а також драглайнами ЕШ-6/60, ЕШ-14/75 і ЕШ-15/90. У більшості випадків зовнішні відвали відсипаються ярусами висотою 10-20 – м для м'яких порід і 20 – 40 м – для скельних (рис. IV.5)

Землі, що відведені для розміщення відвалу, можуть використовуватися для складування порід безпосередньо по всій площі або ж порушуватися чергами. Залежно від розташування первісного піонерного насипу схема заповнення відведеної площі може бути двосторонньою – з розвитком відвального фронту від центру відвалу до проектних контурів (рис. IV.5,а), односторонньою – з переміщенням відвального фронту від одного з флангів до протилежного (рис. IV.5,б) і двосторонньою – з переміщенням відвального фронту від проектних контурів до центру відвалу при одночасному відсипанні декількох (рис. IV.5,в) або одного ярусу (рис. IV.5,г). При бульдозерному відвалуванні найбільшого поширення набула перша схема, при екскаваторному – четверта.

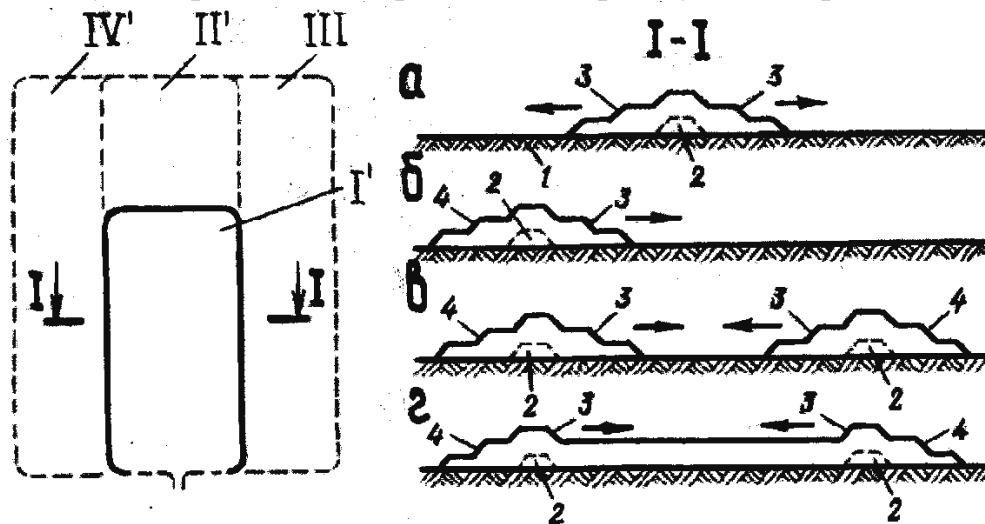


Рис. IV.5. Схеми заповнення земельного відводу зовнішніми відвалами: I – IV – черги будівництва; 1 – підшва відвалу; 2 – піонерні насипи; 3 – робочі укоси відвалу; 4 – неробочі укоси відвалу

Як правило, спочатку відсипається перший ярус по всій площі відвалу, потім другий і т.д. При недостатній довжині відвального фронту в роботі можуть одночасно перебувати 2 – 3 яруси. Поярусне відсипання відвалів викликає інтенсивне порушення земель, однак у цьому випадку витрати на доставку порід розкриву для кар'єрного транспорту по виїзних дорогах мінімальні.

Основні параметри платоподібних багатоярусних відвалів при співвідношенні довгої L_{ϵ} (м) і короткої B_{ϵ} (м) сторін по земній поверхні у межах 2:1 визначають з формул:

– площа підосви відвалу $S_{\epsilon.n}$ (га)

$$S_{\epsilon.n} = 1,57 \cdot 10^{-4} \cdot k_{\phi} \cdot (b_{\epsilon} + 2H_{\epsilon}l_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon})^2; \quad (\text{IV.2})$$

– об'єм відвалу $W_{\epsilon.n}$ (млн м³)

$$W_{\epsilon.n} = 1,57 \cdot 10^{-6} \cdot k_{\phi} \cdot k_{p.o} \cdot (b_{\epsilon} + H_{\epsilon}l_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon} + 2H_{\epsilon}^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_{\epsilon}), \quad (\text{IV.3})$$

– площа вершини відвалу $S_{\epsilon.\epsilon}$ (га)

$$S_{\epsilon.\epsilon} = 10^{-4} \cdot k_{\phi} \cdot H_{\epsilon} \cdot (5,14b_{\epsilon} + 2l_{\epsilon} + 7,14H_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon}) / \sin \omega_{\epsilon}; \quad (\text{IV.4})$$

– питома землеємність відвалу $S_{\epsilon.n}$ (га / млн. м³)

$$S_{\epsilon.n} = \frac{2 \cdot 10^2 \cdot k_{\phi} \cdot (b_{\epsilon}^2 + 2H_{\epsilon}l_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon} + 4H_{\epsilon}^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_{\epsilon})}{H_{\epsilon} (b_{\epsilon}^2 + H_{\epsilon}l_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon} + 2H_{\epsilon}^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_{\epsilon})}, \quad (\text{IV.5})$$

де k_{ϕ} – коефіцієнт форми відвалу, частки од.; H_{ϵ} – висота відвалу, м; $H_{\epsilon} = n_{\epsilon} \cdot h_{\epsilon}$; n_{ϵ} – кількість відвальних ярусів; h_{ϵ} – висота відвального ярусу, м; $k_{p.o}$ – коефіцієнт залишкового розпушення порід; для скельних $k_{p.o} = 1,12 - 1,2$; для змішаних скельних і щільних глин $k_{p.o} = 1,05 - 1,12$; для м'яких і глинистих порід $k_{p.o} = 1,05 - 1,07$; ω_{ϵ} – стійкий кут укосу відвалу, град,

$$\omega_{\epsilon} = \operatorname{arctg} \left(\frac{n_{\epsilon} h_{\epsilon}}{n_{\epsilon} h_{\epsilon} \operatorname{ctg} \omega_{\epsilon.y} + (n_{\epsilon} - 1) a_{\epsilon}} \right), \quad (\text{IV.6})$$

де $\omega_{\epsilon.y}$ – стійкий кут укосу відвального ярусу, град, a_{ϵ} – ширина відвальної площадки між суміжними ярусами, м.

Висота відвалу обмежується умовами стійкості його укосів і підосви, на якій він розміщується. Виходячи з цього, розрахунок основних параметрів відвалів за Г.Л. Фісенко рекомендується робити з урахуванням значень коефіцієнтів зчеплення, кута внутрішнього тертя, щільності та вологості порід, що складуються. Стійкий кут укосу відвального ярусу приймають рівним куту внутрішнього тертя [42].

Найбільш часто зовнішні відвали розміщують на рівнинній або слабо пересіченій поверхні. Основою їм слугують суглинки, червоно-бурі й сіро-зелені глини, потужність яких досягає 30 – 40 м і більше. Розрахунки показують, що відвали скельних порід висотою 100 – 120 м, що розміщуються на міцній основі, мають стійкий кут укосу 26 і 31° при формуванні ярусами висотою 20 і 60 м відповідно. Для запобігання деформації підосви відвалу необхідно відсипати нижній ярус з випередженням на 45 – 80 м у порівнянні з верхнім. Висота його може змінюватися у межах від 20 до 40 м. Верхні яруси скельних порід можуть мати максимальну висоту до 60 м.

Збільшення висоти ярусів і відвалу у цілому дозволяє підвищити результуючий кут укосу, збільшити місткість відвалу, а отже, й знизити повну

питому землеємність. Аналіз параметрів зовнішніх відвалів кар'єрів криворізьких ГЗК (табл. IV.4) показує, що найбільше порушення земель властиве Правобережним і Шимановським відвалам м'яких порід висотою 35 – 40 м на ПівденГЗК і становить 6,4 і 7,15 га/млн м³ відповідно. При збільшенні H_o до 100 – 120 м величина $S_{e,n}$ знижується до 1,26 – 1,93 га/млн м³.

Таблиця IV.4

Параметри зовнішніх відвалів криворізьких ГЗК

| Найменування об'єктів (відвалів) | Основні параметри відвалів | | | Площа бокової поверхні у відсипаному вигляді, га | | | Периметр підошви відвалу, м | Проектна питома земельність, га/млн м ³ |
|--|----------------------------|---------------------|------------------|--|----------------------|--------|-----------------------------|--|
| | об'єм, млн м ³ | площа підшви, га | висота, м | укосів | площадки між ярусами | всього | | |
| Південний ГЗК Лівобережні | $\frac{225}{160}$ | 863/650 | 125/80 | 20,32 | 152,1 | 372,40 | 12400 | 3,835 |
| Правобережні, ПАТ | $\frac{68}{60}$ | 435/435 | 40/40 | 16,50 | 10,8 | 27,3 | 1780 | 6,397 |
| Шимановкі | $\frac{20}{20}$ | 143/143 | 35/35 | 6,00 | 29,8 | 65,8 | 3680 | 7,15 |
| ПАТ “Арселор-Міттал Кривий Ріг” | $\frac{27}{27}$ | 93,5/93,5 | 40/40 | 45,90 | 26,2 | 72,1 | 3880 | 3,363 |
| № 2 і 3 | $\frac{508}{90}$ | 700/340 | 110/60 | 208,10 | 168,8 | 370,6 | 10450 | 1,378 |
| Дальні | $\frac{186}{90}$ | 375/290 | 95/60 | 86,00 | 59,0 | 145 | 8940 | 2,016 |
| Інгулецький ГЗК № 1 | $\frac{49}{40,7}$ | 122/122 | 60/50 | 24,5 | 16,1 | 40,6 | 3600 | 2,286 |
| № 2 | $\frac{525}{38}$ | 662/240 | 120/60 | 67,10 | 31,7 | 98,8 | 3400 | 1,261 |
| № 3 | $\frac{41}{27}$ | 120/108 | 80/40 | 27,50 | 10,4 | 37,9 | 2800 | 2,926 |
| Центральний ГЗК № 1 | $\frac{121,9}{91,9}$ | 235/220 | (88–100)/50 | 117,90 | 52,9 | 170,8 | 8600 | 1,929 |
| № 2 | $\frac{43,75}{18,02}$ | 102/102 | 50/35 | 50,30 | 24,0 | 74,3 | 5660 | 2,331 |
| № 3 | $\frac{93,25}{55,6}$ | 255/240 | 55/25 | 56,70 | 56,6 | 93,3 | 5770 | 2,734 |
| Північний ГЗК Первомайський кар'єр №1 і №2 | $\frac{170}{325}$ | $\frac{300}{200}$ | $\frac{120}{80}$ | 142,90 | 155,2 | 2581 | 10700 | $\frac{1,765}{1,384}$ |
| Ганнівський кар'єр західний відвал | $\frac{1300}{225}$ | $\frac{1900}{3470}$ | 80/60 | 190,70 | 223,6 | 414,3 | 16550 | 1,462 |

Примітка. В чисельнику наведено проектні дані, в знаменнику – фактичні

Крім порушення земельних площ, відвали скельних порід є джерелами інтенсивного пиловиділення, містять токсичні елементи, що негативно позначається на умовах роботи машин і механізмів, життєдіяльності людей, урожайності сільськогосподарських культур. Створення навкруги відвалів санітарної захисної зони шириною 300 м і більше знижує запиленість довкілля до гранично допустимих норм. Однак, повна ліквідація пиловиділення з поверхні відвалів можлива тільки шляхом відновлення її для зростання трав, чагарників і дерев. З цієї точки зору схеми з відсипанням зовнішніх відвалів від проектних меж до центру (див. рис. IV.4, в, г) найбільш сприятливі для відновлення захисних робіт на неробочих укосах відвальних ярусів. Пиловиділення з внутрішніх робочих укосів замкнутого контура відвалу значно нижче. У зв'язку з цим такі схеми відвалування все ширше знаходять застосування на потужних кар'єрах. Оскільки контури відвалів глибоких кар'єрів систематично розширюються, відновлення поверхні їх укосів у широких масштабах до останнього часу не проводиться. При використанні поверхні укосів відвалів для підготовки до вирощування плодоягідних і декоративних культур низка науково-дослідних і проектних організацій пропонують здійснювати виположування укосів відвалів зі зниженням результуючого кута до $15 - 20^\circ$, улаштовувати на них тераси шириною не менше 4 – 10 м з різницею позначок між ними до 8 – 10 м.

В умовах відвалів м'яких порід, де робота виконується бульдозерами, це рішення може бути в окремих випадках виправданим. Проте для терасування відвалів зі скельних порід із включеннями кусків розміром до 1,2 м потрібно застосовувати потужні кар'єрні екскаватори, що суттєво збільшує витрати на гірничі роботи. Крім того, виположування укосів відвалу призводить до додаткового порушення земель біля підосви та зменшення розмірів верхньої горизонтальної площадки (рис. IV.5).

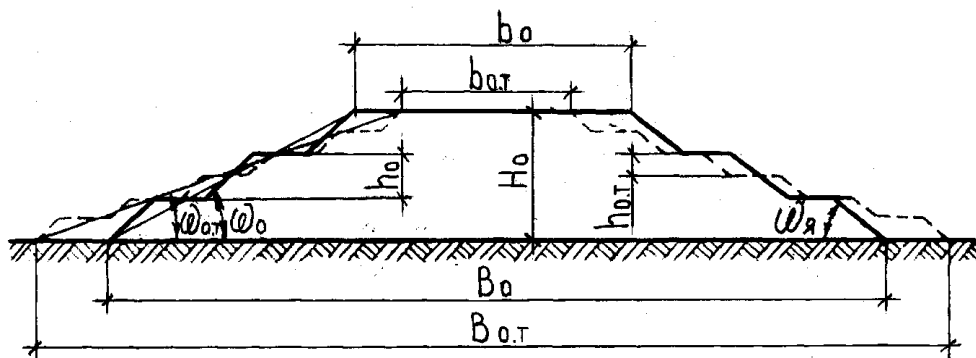


Рис. IV.5. Схеми до розрахунку збільшення земельного відводу при вирівнюванні укосів відвалу

З рис. IV.5 видно, що виположування укосів відвалів шляхом терасування або збільшення ширини між'ярусних площадок призводить до зменшення місткості відвалу у відведених контурах. Одночасно з цим ширина підосви відвалу $B_{o.т.}$ (м) збільшується, а ширина верхньої площадки $b_{o.т.}$ (м) зменшується

$$B_{o.т.} = b_{o.m.} + H_o \cdot (\text{ctg } \omega_{o.т.} - \text{ctg } \omega_o). \quad (\text{IV.7})$$

Так, наприклад, для відвалу з параметрами $B_o = 1500$ м, $b_o = 1090$ м, $H_o = 100$ м, $\omega_o = 26^\circ$ при зменшенні значення $\omega_{o.т.} = 20^\circ$ виходить $B_{o.т.} = 1570$ м і

$b_{o.т.} = 1020$ м. Це означає, що виположування кута укосу відвалу з 26° до 20° призведе у розрахунку на кожні 1000 м довжини контуру підосви до додаткового збільшення порушення площі на 7 га та зменшення його верхньої площадки на таку ж величину. При збільшенні значення ω_0 до 31° додатковий відвід землі зростає на 10,8 га у розрахунку на кожні 1000 м довжини нижнього контуру відвалу. Наведений приклад переконливо показує, що виположування укосів відвалів, крім додаткових витрат на гірничі роботи, характеризується також збільшенням площі порушення земель біля підосви і зменшенням площі верхньої площадки, придатної для лісгосподарського відновлення. Внаслідок цього можна констатувати, що в умовах районів з родючими землями площі укосів зовнішніх високих відвалів слід вважати втраченими для сільського господарства. Відновлювати їх родючість необхідно з найменшими витратами шляхом покриття потенційно продуктивними породами мінімальної потужності та подальшого їх задерніння травами, чагарником, лісом. На між'ярусних площадках і вершині відвалів з використанням основного транспортно-відвального устаткування можливе формування ґрунтового шару заданого профілю з подальшим використанням у сільському господарстві. При відсіпанні м'яких порід виположування укосів сприяє підвищенню стійкості відвалів. Однак цей захід можна виконувати також і шляхом привантаження схилів скельними породами у процесі відсіпання останньої відвальної західки [144], що сприятливо позначиться на стійкості відвалів м'яких порід і сприятиме зменшенню їх землемісткості.

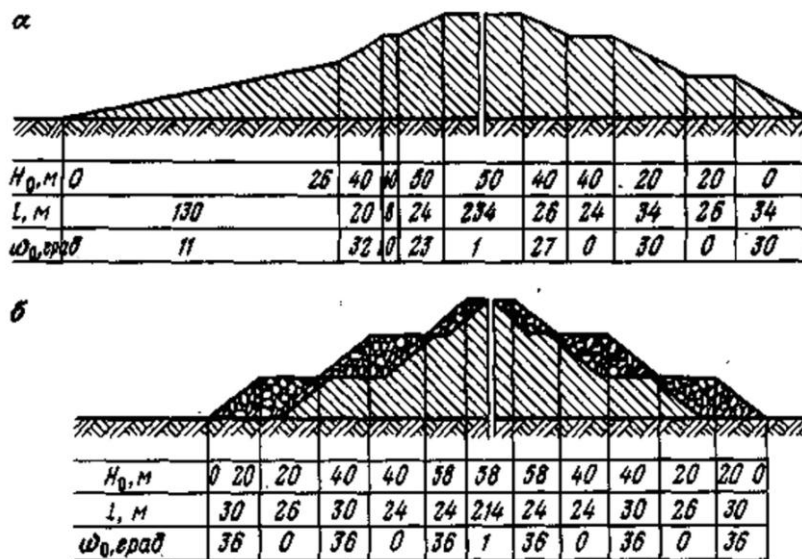


Рис. IV.6. Схема відсіпання м'яких порід у зовнішні відвали: а – зсув на Північному відвалі НКГЗК; б – зміцнення укосів відвальних ярусів привантаженням зі скельних порід

При розробці глибоких кар'єрів скельні породи розкриву в надлишку вивозять на денну поверхню. Розміщення їх на схилах відвалів м'яких порід в необхідних об'ємах можливо здійснювати із використанням наявних транспортних комунікацій та відвального устаткування без особливих труднощів. З рис. IV.6 видно, що своєчасне розміщення на схилах Північного відвалу НКГЗК привантаження зі скельних порід запобігло б утворенню зсуву та сприяло б збереженню від додат-

кової порушеності 7,8 га прилеглих земель. Слід зазначити, що підвищення стійкості кута укосів відвальних ярусів дозволяє складувати додаткові об'єми порід на тій же площі з деяким збільшенням висоти відвалу. Крім того, надлишки м'яких порід можна укладати на схили відвалів скельних порід для утворення ґрунтового покриву й відновлення умов самозаростання травами, чагарниками та деревами.

Відновлювати ґрунтовий покрив на схилах скельних порід слід без ускладнення технології відвалування з урахуванням параметрів відвалу, фізико-механічних властивостей порід розкриву й потенційно-родючих порід, типу відвального устаткування. При складуванні скельних порід відбувається сегрегація їх по схилу відвалів із накопиченням великих кусків у підшві. Кут укосу зменшується зверху донизу і стає менше кута внутрішнього тертя порід біля підшви.

Слід відзначити, що значення K_{ef} на перших стадіях експлуатації родовищ змінюється від 0,5 до 0,2, а іноді й менше. Це свідчить про те, що рекультивация порушених земель першої черги гірничих робіт стає можливою тільки, через 15 – 20 років після початку експлуатації родовища, а іноді й більше. Рекультивация ж глибоких кар'єрів, як відомо, можлива тільки на заключних стадіях їх експлуатації, коли гірничі роботи досягають кінцевої глибини кар'єру.

IV.12.3. Обґрунтування схеми рекультивации земель при розробці Ново-Дмитрівського родовища

Об'єм покривних порід визначається як різниця між об'ємом всієї товщі гірських порід, що будуть вилучатися із кар'єру, та балансовими запасами вугільних пластів. Підраховано, що загальний об'єм порід у Ново-Дмитрівському кар'єрі складає 2004 млн. м³, а об'єм тільки балансових запасів вугілля – 332 млн. м³. Таким чином, різниця дорівнює 1672 млн. м³. Техніко-економічними розрахунками передбачається, що при виконанні добувних робіт на ділянці №1 покривні породи будуть складуватися на зовнішніх відвалах, які планується розташувати на півдні від кар'єру. При експлуатації ділянки №2 покривні породи будуть складуватися вже на внутрішніх відвалах [145].

Зовнішні відвали передбачається розташувати у балці Бобровій, землі якої на сьогодні використовують тільки під пасовища. Під кар'єр будуть залучені пахотні землі.

У зв'язку із вилучення від загального обсягу товщі Ново-Дмитрівської мульди головним чином балансових запасів вугілля та деяких попутних корисних копалин виникає необхідність використання для технічної рекультивации відповідних об'ємів другорядної сировини. У якості такої сировини можуть бути використані золошлакові відходи теплових електростанцій Донбасу. Це скловидні мікросфери золи-виносу та гранульовані паливні шлаки, які по суті являються інертним матеріалом і тим самим не вплинуть на якість та динаміку підземних вод.

Транспортні витрати на доставку золошлакової маси від ТЕС до кар'єру будуть компенсовані за рахунок:

- матеріально-фінансового утримання відвалів ТЕС;
- відновлення продуктивності земельних ділянок з-під відвалів;

– охорони довкілля від негативного впливу на нього золошлакової маси.

Велика довжина вугільних родовищ покладає на систему розробки із внутрішнім відвалуванням деякі особливості. Після завершення будівництва кар'єру першої черги пропонується фронт гірничих робіт орієнтувати, також як і на рудних кар'єрах, вхрест простягання покладу й посувати його у міру відпрацювання у напрямку до протилежного борту (рис. IV.7). При цьому розробку всіх уступів ведуть одночасно по всій глибині кар'єру або ж по черзі відпрацьовують окремі їх групи. Виймання вугілля й порід розкриву на уступах поперемінно чергується й ведеться одними й тими ж самими екскаваторами. Добувні роботи організують таким чином, щоб у будь-який час вугілля розроблялося на одному-двох уступах, а відпрацювання покладу велося від його висячого боку [68, 144].

Транспортування гірничої маси виконують автосамоскидами по напівстаціонарних з'їздах, розташованих на одному із неробочих бортів. Породи розкриву переміщують по транспортних площадках на відповідні яруси внутрішнього відвалу. Внутрішнє відвалування починають з формування на дні кар'єру першої черги нижнього ярусу відвалу. Потім, у міру його розвитку, послідовно відсипають верхні яруси. Повне формування внутрішнього відвалу T_o (року) досягається за період

$$T_o = \frac{H_k (\operatorname{ctg} \varphi_o - \operatorname{ctg} \beta_m)}{\mathcal{G}_\phi}, \quad (\text{IV.7})$$

де H_k – глибина кар'єру, м; φ_o, β_m – результуючі кути нахилу внутрішнього відвалу й торцевого борту кар'єру, град; \mathcal{G}_ϕ – швидкість посування фронту робіт, м/рік.

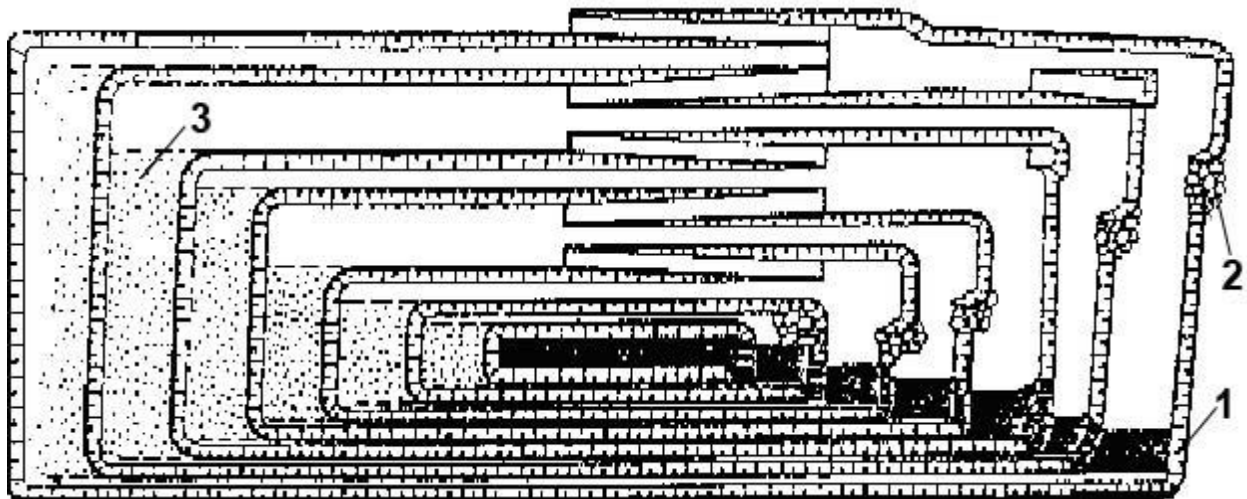


Рис. IV.7. Схема розробки крутого вугільного покладу з розміщенням порід розкриву у виробленому просторі: 1 – вугільний поклад; 2 – розкривні вибої; 3 – внутрішній відвал

Інтервал переміщення автомобільних з'їздів у нове положення T_{nz} (роки) визначається за формулою

$$T_{nz} = \frac{l_2 - l_3}{\mathcal{G}_\phi}, \quad (\text{IV.8})$$

де l_2 – довжина робочого горизонту, м; l_3 – повна довжина автомобільного з'їзду, м.

Іншу гірничотранспортну систему (рис. IV.8) рекомендується застосовувати при розробці пластових покладів вугілля у Кузбасі або фосфоритів у Каратауському басейні. Ефективність зазначеної технології визначається в основному довжиною й глибиною кар'єрного поля. При збільшенні довжини кар'єра питома вага порід розкриву, які переміщують до зовнішніх відвалів, зменшується, внаслідок чого росте й економічна ефективність гірничих робіт. Збільшення глибини розробки веде до зменшення економічності прийнятої технології, оскільки питома вага порід розкриву, що переміщуються до зовнішніх відвалів, зростає. Встановлено, що площі порушених земель завдяки цьому зменшуються на 30 – 40%. Крім того, площа залишкового простору відпрацьованого кар'єра залишається незаповненою, у 2,5 – 3 рази меншою у порівнянні з традиційною технологією.

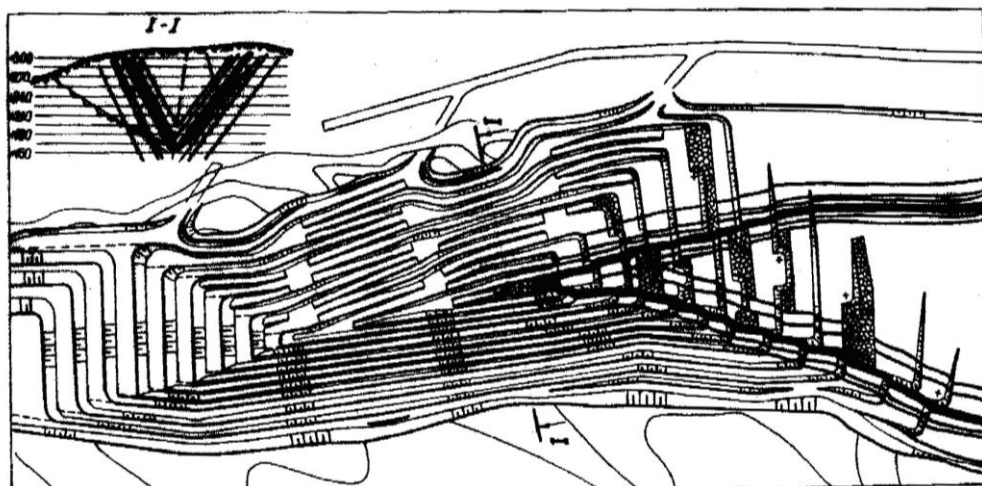


Рис. IV.8. Система розробки ділянки “Апоносівське поле” (Кузбас) з розміщенням порід розкриву у внутрішньому відвалі

Для умов Кузбасу також перспективна розробка покладів вугілля великої довжини блоками. За Рутковським Б.Т. кар'єрне поле поділяють на окремі ділянки (блоки). У першу чергу розробляють блок з найбільш низьким коефіцієнтом розкриву. Породи розкриву вивозять до зовнішнього відвалу. Розкриття першого блоку здійснюють капітальними траншеями: верхні горизонти – зовнішніми, нижні – внутрішніми. Після відпрацювання першого блоку в експлуатацію вводять другий, який прилягає до виробленого простору першого. До нього складують породи розкриву поточної розробки, яку транспортують внутрішніми капітальними траншеями. І так послідовно блок за блоком. Після відпрацювання кожного з них гірничі роботи ведуть з необхідним темпом поглиблення, залежно від планової продуктивності кар'єра із видобутку вугілля й порід розкриву. Внутрішні відвали у суміжному відпрацьованому блоці розвивають у висхідному порядку із послідовним збільшенням їх висоти.

Розробка свити вугільних родовищ великої потужності на глибину понад 300 м вимагає виконання величезних обсягів робіт з утворення кар'єру першої черги. Головною особливістю розробки таких кар'єрних полів є послідовне поглиблення гірничих робіт при досить інтенсивному їх посуванні. У цьому випадку при довжині покладу до 8 км і глибині 300 м формується дно кар'єру з нахилом 2 – 3°. Тим самим утворюються технологічні умови, характерні для суціль-

ної системи розробки пологих родовищ з внутрішнім відвалуванням. Роботи ведуть на всіх уступах. Гірничі маса переміщується залізничним транспортом. Темп поглиблення не перевищує 3 – 5 м/рік [68].

За Коваленком В.С. такі кар'єрні поля пропонується розробляти у дві черги. Перша обумовлює утворення початкової кар'єрної виїмки в одному із торців кар'єрного поля з мінімальною потужністю покриваючих порід (рис. IV.9). Розрізні траншеї проходять вхрест простягання пластів. Фронт гірничих робіт переміщують у напрямку до протилежного торця. Гірничобудівельні обсяги порід розкриву складують до зовнішнього відвалу, який розміщують у прибортовій зоні. В основний період експлуатації весь обсяг порід розкриву складують у тимчасовому внутрішньому відвалі. Такий порядок ведення гірничих робіт витримують до досягнення межі кар'єрного поля або кінцевої глибини розробки. У цьому випадку на певній частині кар'єру здійснюється перехід до суцільної гірничотранспортної системи розробки. Друга черга передбачає відпрацювання запасів вугілля під масивом внутрішнього відвалу. Гірничі роботи ведуть у зворотному напрямку з переєккавацією порід розкриву до виробленого простору у постійне положення. Головною особливістю описаної технології є можливість переміщення порід розкриву до внутрішнього відвалу в тій же послідовності, в якій вони залягали до порушення в надрах Землі. При великих витратах на переєккавацію відпрацювання родовища під внутрішнім відвалом ведуть підземним способом [68].

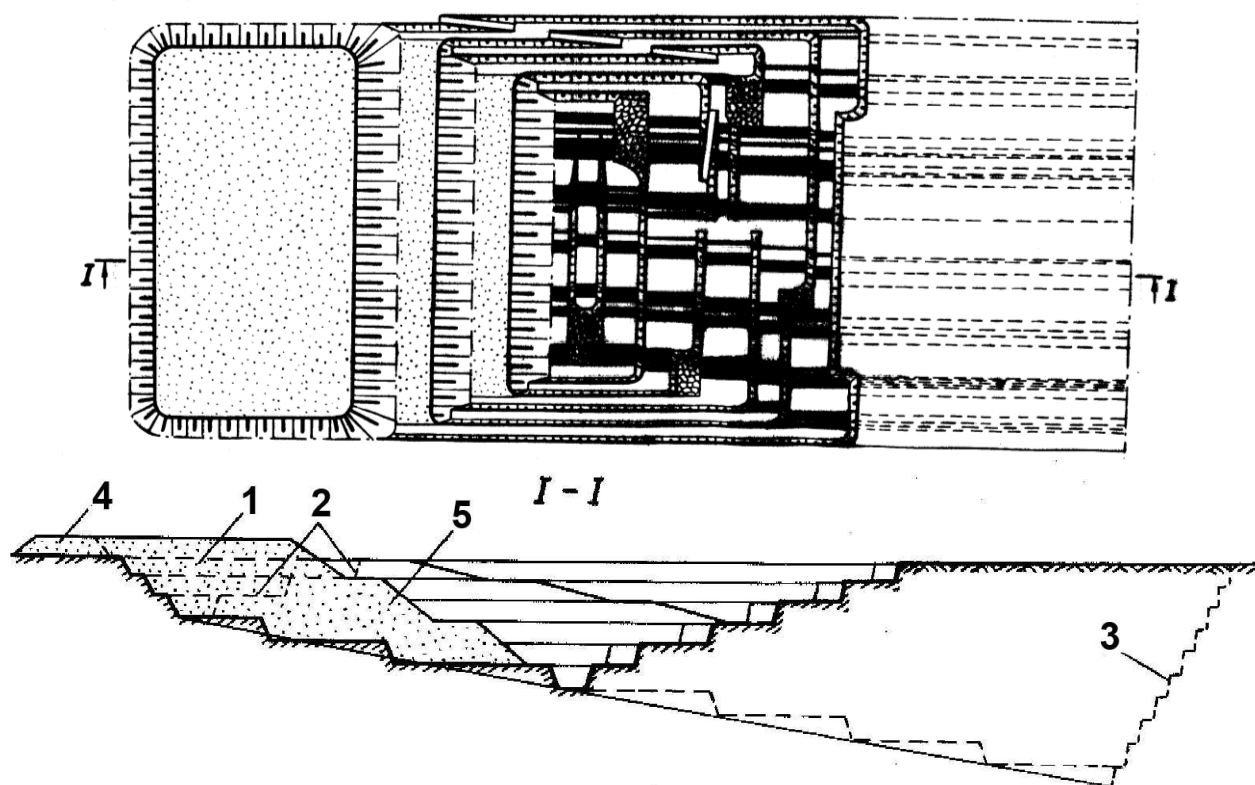


Рис. IV.9. Система розробки свити вугільних пластів при внутрішньому відвалуванні (перша черга): 1 – початкова кар'єрна виїмка; 2 – робочий борт кар'єру; 3 – протилежний торець кар'єру; 4 – зовнішній відвал; 5 – тимчасовий внутрішній відвал

Об'єктами застосування такої технології можуть бути такі потужні світові родовища енергетичного вугілля як Караканське, Уропське, Егозово – Красноярське й Ново-Казанське із запасами понад 12 млрд т. Економічна глибина їх розробки становить 450 – 500 м. Згідно розкряювання родовищ, проведеного КУЗБАСГПРОШАХТом, розміри кар'єрних полів у плані досягають 7 – 8,6 км за простяганням і 4,1 – 6 км – вхрест простягання. Сумарна потужність пластів досягає 180 – 220 м. Промисловий коефіцієнт розкряю змінюється у межах 4,8 – 9 м³/т. Застосування традиційної заглиблювальної гірничотранспортної системи розробки із зовнішнім відвалуванням призвело б до порушення понад 40 тис. га сільськогосподарських угідь. Впровадження ж описаної вище технології з внутрішнім відвалуванням дає можливість запобігти нанесенню великих збитків навколишньому середовищу й істотно знизити витрати на освоєння родовищ [145].

IV.12.4. Рекомендації щодо рекультивації порушених земель

У відповідності до “Положення про державний контроль за використанням земель” пропонуються наступні рекомендації:

1. Заукіска бортів відвалів до стану, що забезпечує їх тривалу стійкість;
2. Вирівнювання поверхні відвалів із приданням їм схилів, які б забезпечували ефективний відвід поверхневих вод;
3. Покриття спланованої поверхні шаром потенційно-плодоносного ґрунту (ґрунтоутворюючі лесовидні суглинки, суглинки, супісь) потужністю 2 м та покриття його зверху ґрунтово-рослинним шаром потужністю до 0,5 м.

Рекомендаціям будуть підлягати практично усі, як зовнішні, так і внутрішні відвали, а залишкова площа дна кар'єру від останньої виймальної західки рекультивації не підлягає, тому що вона у майбутньому буде використана для утворення штучного водоймища, що є дуже важливим для засушливих степових районів України.

Пропонується наступна послідовність проведення робіт із рекультивації:

1. Ґрунтово-рослинний шар, середня потужність якого по Ново-Дмитрівському родовищу становить 0,7 м, буде складуватися у спеціальному відвалі (відвал №1).
2. Суглинки, лесовидні суглинки та супісь четвертинного та неогенового віків також будуть складуватися у окремому відвалі (відвал №2).
3. Усі інші вміщуючі породи будуть розташовані як у зовнішніх, так і внутрішніх відвалах.
4. Після планування відвалів всі вони будуть підлягати покриттю породами із відвалу №2 потужністю не менше 2 м, а потім зверху покриватися ще й ґрунтово-рослинним шаром потужністю не менше 0,5 м.

Крім того, слід передбачити та внести добрива при укладанні на поверхню відвалів ґрунтово-рослинного шару. Виходячи із досвіду рекультивації земель на кар'єрах господарського об'єднання “Олександріявугілля”, на 1 га землі необхідно внести до 90 кг азотних і до 90 кг – фосфатних добрив.

Для розрахунку приблизного об'єму порід плодоносного ґрунту приймаються такі показники:

1. Середня потужність ґрунтово-рослинного шару – 0,7 м.
2. Середня потужність суглинків, супісі, лесовидних суглинків – 32 м.
3. Площа порушених земель поверхнею – 10 млн. м².

Таким чином, об'єм ґрунтово-рослинного шару становить 7 млн. м³, суглинків та інших порід – 320 млн. м³. Цих об'ємів достатньо, щоб виконати усі роботи із рекультивації першої черги відкритої розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.

За результатами Донецької дослідної станції садівництва, використання вуглистих глин та високозольного вугілля для рекультивації недоцільно, оскільки вони із-за підвищеної кислотності являються фітотоксичними. Тому для рекультивації необхідно передбачати складування золошлакових відходів діючих ТЕС у відповідних об'ємах. Після покриття відвалів ґрунтово-рослинним шаром їх необхідно заново розпланувати для створення сприятливих умов виконання сільськогосподарських робіт. При цьому слід мати на увазі, щоб кут нахилу рекультивованих земель, рекомендованих під зернові культури, був не більше 3°, а для лісгосподарської діяльності – не більше 5°.

На рекультивованих землях слід нарізати ділянки площею приблизно по 50-60 га, які 3-4 роки повинні бути використані під культивування багатолітніх трав, і тільки після цього вони можуть стати придатними для виробництва зернових культур. Як показав досвід рекультивації земель на кар'єрах Олександрійського буровугільного району, мінімум через 7-8 років науково обґрунтоване відновлення територій спроможне забезпечити потрібну якість для широкомасштабного планового сільськогосподарського використання [145].

Таким чином, ефективність рекультивації Ново – Дмитрівського родовища характеризується наступними показниками:

- землеємність – 0,02 м²/ 1 млн. т. видобутого вугілля;
- рівень рекультивації за 1 рік – 1,8 га/ 1 млн. т. видобутого вугілля;
- питомі витрати на рекультивування Ново – Дмитрівського родовища можливо одержати тільки у процесі експлуатації 1-ї черги кар'єру.

Задовільна собівартість рекультивації вугільних кар'єрів, за даними Гірничого Бюро США, складає 123 – 1410 дол./га. Для порівняння, витрати на рекультивування кар'єрів Олександрійського буровугільного району станом на 1970 – 1980 рр. складають у середньому близько 4000 дол./га; Звенигородського буровугільного району – 2780 дол./ га, а у Підмосковному басейні – 5443 дол./ га. Проте слід зазначити, що незважаючи на відповідно високі витрати, ліквідація таких “індустріальних пустель” із точки зору охорони навколишнього середовища має пріоритетний статус і контролюється земельними органами на державному рівні.

При розгляданні питань про доцільність розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища у техніко-економічному обґрунтуванні були враховані відповідні витрати на виконання рекультивації порушених земель. УкрНДІпроектком був здійснений техніко-економічний аналіз особливостей і можливостей рекультивації порушених земель на усіх вугільних кар'єрах Мінвуглепрому

колишнього СРСР. У результаті цього аналізу виявилось, що найбільш трудомісткі й дорогокоштуючі роботи при гірничотехнічній рекультивації земель, націлених до освоєння під рілля чи ліс, є гірничо-планувальні операції, оскільки у першій же рік після їх закінчення відбувається нерівномірна та дуже інтенсивна усадка спланованих ділянок. Тому тільки, як мінімум через рік після цього, необхідно виконувати повторне планування й приступати до робіт із біологічної рекультивації.

ВИСНОВКИ

1. Одним із ключових питань розвитку теплової енергетики України є промислове освоєння нових вугільних родовищ. Якщо в структурі світових запасів вуглеводневої сировини вугілля складає 67%, а нафта і газ – відповідно 18 та 15%, то в Україні, навпаки, це співвідношення становить: вугілля – 95,4%; нафта – 2% й газ – 2,6%. Таке становище утримується на протязі тривалого часу й має стійку тенденцію до збільшення ролі вугілля у паливному балансі держави. Слід відмітити, що експлуатація вугільних родовищ Донбасу пов'язана з вкрай складними гірничо-геологічними умовами, насамперед із постійно зростаючою глибиною розробки та високою й важкопрогнозованою газонасиченістю. З поважних причин готується закриття десятків вугільних шахт Донецького й Львівсько-Волинського басейнів. Добування бурого вугілля на підприємствах ДХК “Олександріявугілля” призупинено. Тому в цих умовах особливу актуальність набуває промислове освоєння родовищ бурого вугілля нового генетичного типу, запаси яких приурочені до депресійних вирв над сольовими штоками у північно-західній частині Донецького басейну.

Найбільш потужне із них – Ново-Дмитрівське, детально розвідане. Його промислові запаси у обсязі 390 млн. т затверджені ГКЗ СРСР ще в 1972 р. На відстані 10 – 30 км від нього виявлені ще декілька родовищ і проявів бурого вугілля. Масштаби їх значно менші, геологічні запаси становлять десятки або перші сотні млн. т (Бантисевське – 6,85 млн. т; Степківське – 20,4 млн. т; Берекське – 161 млн т).

2. На підставі проведених пошуково-розвідувальних робіт на Бантисевському, Степківському і Берекському родовищах бурого вугілля встановлено доцільність виконання подальших етапів до розвідки для детального обґрунтування їх промислового освоєння. Отримані дані дозволяють дати лише загальну оцінку цих родовищ, що не є достатнім для їх повної промислової економічної оцінки – розробки ТЕО постійних кондицій та підрахунку запасів за промисловими категоріями. Для більш детального дослідження групи родовищ потрібен незначний, але достатній обсяг пошуково-оцінювальних робіт.

3. Встановлено, що вугленосні поклади відносяться до берекської і полтавської свит і розповсюджені тільки в депресійних структурах над сольовими ді-апірами. На підставі аналізу літолого-фаціального складу окремих свит, їх потужності та площі розповсюдження відтворені палеографічні обставини, умови накопичення цієї товщі осадових утворень і досліджені закономірності цього процесу. Масштаби розчину сольових ядер не залежать від форми і розміру ді-апірових структур. Так, найбільша за площею Берекська депресія має значно меншу глибину ніж Ново-Дмитрівська. Глибина депресій визначається конкретними умовами: масштабами тріщинуватості порід, потужності водоносних горизонтів, терміном та активністю тектонічних процесів. Аналіз потужності утворень київської свити в депресійних западинах показує, що поверхня сольового ядра Берекської структури за цей час знизилась на 50 – 70 м, Степківської на 80 – 100 м, Бантисевської – на 30 – 40 м

4. На підставі досліджень літологічного складу континентальних утворень на занурених ділянках докайнозойської поверхні встановлені умови формування продуктивних покладів. Так, формування продуктивних горизонтів Берекського, Степківського, Банти шевського і Ново-Дмитрівського родовищ починається з середини берекського віку. Повільне та поступове занурення дна депресії супроводжується наростанням потужності торф'яної маси, що забезпечило в подальшому формування шару торфу потужністю до десятків і сотень метрів.

5. Виконано прогнозування об'ємів виробництва вугілля і порід розкриття на розглядаємих родовищах. Встановлено, що річна продуктивність з видобування вугілля становить для Бантишевського родовища 0,5 млн. т; Степківського – 1 млн. т; Берекського – 2,7 млн. т при середньому коефіцієнті розкриття 1,09; 8,8; 28,4 м³/м³ і терміну експлуатації 22 і 25 і 62 років відповідно. На близьку перспективу доцільно ввести до експлуатації Ново-Дмитрівське родовище з промисловими запасами 390 млн. т і середнім коефіцієнтом розкриття 4 м³/т. Для підтримки його продуктивності та на період будівництва в першу чергу слід розробляти Бантишевське родовище бурого вугілля. Степківське Берекське і родовища будуть задіяні у міру дорозвідки і служитимуть підставою для нарощування продуктивності паливно-енергетичного комплексу у майбутньому.

6. Обґрунтовані границі кар'єрного поля Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. З урахуванням куту укусу неробочих бортів, які збігаються з кутом падіння буровугільних покладів в межах 25 – 15° та глибиною майбутнього кар'єру 380 м довжина кар'єрного поля буде становити по поверхні 5250 м, а ширина у центральній частині – 2700 м. Форма майбутнього кар'єра по поверхні овальна, що пов'язано з процесами утворення родовища. У межах родовища визначені запаси бурого вугілля за категоріями для кожного вугільного покладу, які затверджені ДКЗ СРСР. При відпрацьовуванні промислових запасів з виділенням етапів річна продуктивність кар'єра може досягати 9 – 10 млн. т.

7. Центральна частина буровугільних шарів у родовищі має значну потужність приблизно 115 м, а на периферійних ділянках зменшується до 2 – 8 м. Така мінлива потужність призвела до того, що коефіцієнт вугленості по родовищу коливається в межах 34±4,5%. Буре вугілля характеризується високою природною вологістю, яка у середньому по родовищу становить від 10 до 56 – 65%. Теплота згоряння на органічну масу і на робоче паливо відповідно дорівнює 4500 – 5500 і 700 – 900 ккал/кг.

8. Дослідження гідрогеологічних умов родовища призводять до висновку, що для створення безпечних умов розкриття та розробки родовища потрібно проведення комплексу дренажних заходів основною метою яких являється осушення харківського водоносного горизонту на крилах мульди, зниження його напору до підшови основної вугільної лінзи, а також обмеження надходження води до видобувних вибоїв з порід розкривної товщі.

9. Гідрогеологічні умови Ново-Дмитрівського родовища характеризуються наявністю значних запасів підземних вод, що приурочені до четвертинних відкладень, потужної товщі вуглевмісних покладів і підвугільних пісків у межах мульдоподібної структури. Їхнє формування відбувається як за рахунок ін-

фільтраційного живлення по площі родовища, так і внаслідок припливів з боку суміжних територій. До особливостей гідравлічного взаємозв'язку вказаних водоносних горизонтів слід віднести наявність у межах крайових ділянок мульдоподібної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладень піщаними породами.

Таблиця Д.1

Хімічний склад підземних вод четвертинно-пліоценового водоносного горизонту

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|------------------------------|-------------------|--------------------|--------------------|---------------------|------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|-----|--------|------------------|--------------------------------------|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1,0</u> 11,0 | – | <u>1,2</u> 0,7 | <u>366</u> 35,0 | <u>476</u> 52,2 | <u>70,6</u> 12,8 | 0,1 | <u>30,5</u> 18,3 | <u>1447</u> 64,2 | <u>494</u> 17,3 | 7,3 | 3,7 | 3150 | Zn – 0,005 HBO ₂ – 5,5 |
| <u>2,0</u> 9,5 | – | <u>0,3</u> 0,1 | <u>182</u> 42,3 | <u>125</u> 33,3 | <u>55,4</u> 24,4 | 0,1 | <u>76,2</u> 11,6 | <u>465</u> 52,2 | <u>384</u> 34,0 | 7,5 | 3,0 | 1258 | NO ₃ – 25,0 Zn – 0,01 |

Таблиця Д.2

Хімічний склад підземних вод берексько-полтавського водоносного горизонту
(чисельник – мг/л, знаменник % - екв)

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|---------------------|------------------------------|--------------------|--------------------|--------------------|---------------------|--------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|------------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>811</u> 26,5 | <u>1,0</u> 0,3 | <u>6,5</u> 0,8 | <u>162</u> 32,6 | <u>187</u> 48,2 | <u>59,5</u> 22,5 | <u>4,0</u> 0,6 | <u>386</u> 51,6 | <u>728</u> 7,2 | <u>529</u> 41,1 | 7,55 | 5,8 | 1308 | F – сл. Zn – 0,005 Hg – 0,003 |
| <u>640</u> 27,5 | <u>30</u> 6,7 | <u>36,4</u> 3,7 | <u>138</u> 23,9 | <u>145</u> 29,0 | <u>111</u> 36,7 | <u>0,3</u> 0,04 | <u>1117</u> 12,9 | <u>308</u> 25,0 | <u>944</u> 60,3 | 7,1 | 14,9 | 1530 | F – 0,2 Zn – 0,05 H ₂ S – 40 |
| <u>1050</u> 29,0 | <u>0,4</u> 0,04 | <u>0,7</u> 0,04 | <u>496</u> 44,0 | 269 27,3 | <u>170</u> 28,6 | <u>0,3</u> 0,02 | <u>32,2</u> 1,9 | <u>2041</u> 87,0 | <u>308</u> 10,3 | 7,5 | 4,6 | 340 | Zn – 0,01 Hg – 0,008 |
| <u>1101</u> 35,0 | <u>0,1</u> 0,02 | <u>4,5</u> 0,3 | <u>325</u> 31,4 | <u>319</u> 35,4 | <u>180</u> 32,9 | Сл. | <u>763</u> 47,3 | <u>899</u> 41,0 | <u>305</u> 11,0 | 7,55 | 10,4 | 3016 | Br – 3,7 F – 0,7 |
| <u>1123</u> 42,0 | <u>2,2</u> 0,2 | <u>14,8</u> 0,7 | <u>710</u> 52,8 | <u>269</u> 22,9 | <u>166</u> 28,4 | <u>0,3</u> 0,02 | <u>855</u> 40,7 | <u>1491</u> 52,4 | <u>250</u> 6,9 | 7,55 | 15,8 | 3912 | F – 0,4 Ni – 0,005 Fe _{конс.} – 1,0 |
| <u>811</u> 40,0 | <u>0,2</u> 0,04 | <u>7,1</u> 0,8 | <u>148</u> 26,7 | <u>238</u> 49,4 | <u>58,6</u> 20,0 | <u>20,3</u> – | <u>850</u> 40,5 | <u>1500</u> 52,7 | <u>244</u> 6,8 | 7,7 | 14,6 | 3874 | F – 0,4 |

Продовження таблиці Д.2

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|----------------------|------------------------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|------------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1012</u> 48,0 | <u>1,1</u> 0,1 | <u>14,8</u> 0,6 | <u>720</u> 53,4 | <u>274</u> 53,4 | <u>160</u> 22,4 | <u>0,8</u> 0,07 | <u>847</u> 39,4 | <u>1519</u> 52,2 | <u>311</u> 8,4 | 7,55 | 18,6 | 3880 | F – 0,4 Ni – 0,02 Fe _{конс.} – 3,3 |
| <u>1261</u> 101,0 | <u>1,5</u> 0,5 | <u>5,0</u> 0,8 | <u>104</u> 29,5 | <u>150</u> 49,0 | <u>37,4</u> 20,1 | <u>0,1</u> – | <u>168</u> 30,1 | <u>251</u> 33,1 | <u>348</u> 36,1 | 7,6 | 12,0 | 992 | Br – 9,0 F – 0,3 Zn – 0,005 As – 0,005 |
| <u>1261</u> 96 | <u>1,0</u> 0,3 | <u>5,4</u> 0,9 | <u>100</u> 28,0 | <u>144</u> 46,3 | <u>46,1</u> 24,4 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>145</u> 26,4 | <u>254</u> 34,0 | <u>372</u> 39,2 | 7,5 | 3,8 | 948 | Br – 4,7 F – 0,3 Zn – 0,027 As – 0,001 Fe _{конс.} – 5,4 |
| <u>1003</u> 98 | <u>2,2</u> 0,2 | <u>14,8</u> 0,6 | <u>710</u> 32,1 | <u>264</u> 22,2 | <u>179</u> 24,8 | <u>0,3</u> 0,02 | <u>850</u> 40,5 | <u>1500</u> 52,7 | <u>244</u> 6,8 | 7,7 | 14,6 | 3874 | F – 0,7 Ni – 0,005 Fe _{конс.} – 0,5 |
| <u>1003</u> 100 | <u>7,5</u> 1,3 | <u>4,7</u> 0,4 | <u>488</u> 62,8 | <u>156</u> 23,3 | <u>49,7</u> 12,3 | <u>0,2</u> 0,03 | <u>219</u> 19,1 | <u>728</u> 46,8 | <u>744</u> 34,1 | 7,0 | – | 2008 | Br – 0,5 |
| <u>1009</u> 116,8 | сл. | <u>1,0</u> 0,3 | <u>74</u> 30,7 | <u>98,3</u> 46,8 | <u>28,2</u> 22,1 | сл. | <u>20,9</u> 5,9 | <u>166</u> 33,7 | <u>372</u> 59,6 | 7,25 | 1,52 | 616 | F – 0,5 Ni – 0,005 Fe _{конс.} – 1,1 |
| <u>1009</u> 145 | сл. | <u>1,5</u> 0,4 | <u>75,0</u> 32,0 | <u>89,7</u> 43,0 | <u>30,8</u> 24,5 | <u>0,2</u> 0,1 | <u>51,6</u> 13,9 | <u>193</u> 38,3 | <u>302</u> 47,1 | 7,1 | 1,36 | 686 | Br – 0,5; Zn – 0,02 |
| <u>1260</u> 119 | <u>4,5</u> 0,7 | <u>4,5</u> 0,3 | <u>126</u> 16,3 | <u>489</u> 72,6 | <u>38,7</u> 9,5 | <u>6,0</u> 0,6 | <u>1006</u> 81,7 | <u>238</u> 14,3 | <u>76,3</u> 3,6 | 7,15 | 3,7 | 2168 | Br – 47; F – 1,6 Zn – 0,007 As – 0,002 CO _{2арп.} – 16,5 |
| <u>1026</u> 301 | <u>2,0</u> 0,6 | <u>6,9</u> 0,9 | <u>152</u> 34,9 | <u>136</u> 35,9 | <u>63,2</u> 27,5 | <u>0,5</u> 0,1 | <u>301</u> 45,7 | <u>239</u> 26,9 | <u>311</u> 27,5 | 6,8 | 5,4 | 1228 | CO _{2арп.} – 24,2 |
| <u>6401</u> 310 | <u>6,0</u> 1,1 | <u>32,8</u> 2,7 | <u>110</u> 15,4 | <u>324</u> 52,1 | <u>108</u> 28,7 | <u>0,3</u> 0,03 | <u>57,8</u> 5,3 | <u>133</u> 9,0 | <u>1526</u> 80,9 | 6,85 | 24,8 | 1798 | Zn – 0,02; H ₂ S – 11,8 |

Продовження таблиці Д.2

| №св. Глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|------------------------------|--------------------|---------------------|--------------------|---------------------|--------------------|--------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|---------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>746</u> 376 | <u>4,5</u> 0,5 | <u>22,8</u> 1,2 | <u>123</u> 11,1 | <u>576</u> 59,6 | <u>127</u> 21,7 | <u>80,0</u> 6,0 | <u>63,6</u> 3,8 | <u>1699</u> 75,4 | <u>572</u> 20,0 | 7,0 | 6,8 | 3346 | F – 1,6; H ₂ S – 17,1 Zn – 0,02; Hg – 0,008; As – 0,006 |
| <u>1099</u> 382 | <u>0,7</u> 0,05 | <u>1,9</u> 0,06 | <u>1088</u> 58,2 | <u>367</u> 22,5 | <u>189</u> 19,2 | сл. | <u>123</u> 4,2 | <u>3516</u> 89,1 | <u>287</u> 5,8 | 7,45 | 23,1 | 5730 | F – 2,5; Mn – 0,48; Fe _{конс.} – 1,5 |
| <u>1026</u> 342 | <u>2,0</u> 0,7 | <u>6,7</u> 1,0 | <u>130</u> 33,9 | <u>121</u> 36,2 | <u>56,8</u> 28,1 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>297</u> 50,3 | <u>166</u> 20,8 | <u>293</u> 28,9 | 7,0 | 4,1 | 1004 | Zn – 0,04 Br – 1,0 |

Таблиця Д.3

Хімічний склад підземних вод харківського водоносного горизонту
(чисельник – мг/л, знаменник % - екв)

| №св. Глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|----------------------|------------------------------|-------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|---------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1258</u> 60 | <u>0,1</u> – | <u>1,8</u> 0,6 | <u>38,3</u> 18,6 | <u>115</u> 63,8 | <u>18,7</u> 17,1 | сл. | <u>58,1</u> 17,1 | <u>97,5</u> 21,7 | <u>342</u> 59,8 | 6,82 | 1,68 | 552 | Br – 5,8; F – 0,2; Zn – 0,005; As – 0,006; CO _{2арп.} – 2,2 |
| <u>1403</u> 70 | – | <u>2,0</u> 0,3 | <u>128</u> 31,9 | <u>158</u> 45,2 | <u>47,9</u> 22,6 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>57,8</u> 9,0 | <u>528</u> 60,7 | <u>323</u> 29,3 | 7,55 | 1,28 | 1190 | Fe ²⁺ _{конс.} – 3,5; Zn – 0,005; CO _{2арп.} – 13,2 |
| <u>1262</u> 80 | – | <u>3,2</u> 0,5 | <u>104</u> 31,4 | <u>132</u> 46,1 | <u>37,4</u> 21,6 | <u>0,2</u> 0,07 | <u>113</u> 21,6 | <u>253</u> 35,7 | <u>384</u> 42,7 | 6,9 | 1,52 | 872 | – |
| <u>1262</u> 80 | – | <u>3,2</u> 0,5 | <u>104</u> 31,7 | <u>132</u> 46,1 | <u>37,4</u> 21,6 | <u>0,2</u> 0,07 | <u>108</u> 20,6 | <u>260</u> 36,6 | <u>384</u> 42,7 | 7,1 | 1,52 | 890 | Fe ³⁺ – 2,7 |
| <u>1402</u> 102,5 | – | <u>1,5</u> 0,4 | <u>70,0</u> 31,3 | <u>85,1</u> 43,7 | <u>29,0</u> 24,5 | <u>0,2</u> 0,1 | <u>70,9</u> 19,9 | <u>157</u> 32,5 | <u>293</u> 47,7 | 7,6 | 1,12 | 594 | – |
| <u>1259</u> 147 | <u>0,1</u> – | <u>2,8</u> 0,4 | <u>110</u> 30,4 | <u>152</u> 48,3 | <u>39,9</u> 20,9 | сл. | <u>125</u> 22,3 | <u>287</u> 37,8 | <u>381</u> 39,6 | 7,65 | 1,6 | 960 | Br – 3,2; F – 0,3; Zn – 0,005; As – 0,005; H ₂ S – 0,22 |

Продовження таблиці Д.3

| №св. Глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|------------------------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|-----------------|--------|------------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ²⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1259</u> 147 | <u>0,1</u> 0,06 | <u>3,7</u> 0,5 | <u>230</u> 55,3 | <u>89,3</u> 24,7 | <u>42,8</u> 19,5 | <u>0,3</u> 0,06 | <u>313</u> 47,0 | <u>232</u> 25,8 | <u>311</u> 27,2 | 7,35 | 1,6 | 1160 | CO ₂ арп. – 24,2 |
| <u>1253</u> 167 | – | <u>3,8</u> 4,3 | <u>144</u> 27,7 | <u>193</u> 42,6 | <u>69,8</u> 25,4 | сл. | <u>191</u> 23,9 | <u>569</u> 52,4 | <u>320</u> 23,2 | 7,35 | 1,12 | 1450 | Br – 4,7; F – 0,3; Zn – 0,007; As – сл. |
| <u>1248</u> 170 | <u>0,1</u> – | <u>3,9</u> 0,6 | <u>128</u> 31,1 | <u>175</u> 48,8 | <u>42,4</u> 19,5 | сл. | <u>186</u> 28,8 | <u>321</u> 36,7 | <u>378</u> 34,1 | 7,25 | 1,6 | 1152 | Br – 5,8; F – 0,3; Zn – 0,01; As – 0,001; |
| <u>1248</u> 170 | – | <u>4,0</u> 0,9 | <u>122</u> 50,1 | <u>37,4</u> 17,7 | <u>40,3</u> 31,8 | <u>0,1</u> – | <u>187</u> 48,3 | <u>188</u> 35,0 | <u>110</u> 16,6 | 7,2 | 1,28 | 698 | CO ₂ арп. – 11,0 |
| <u>1255</u> 171 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>2,4</u> 0,4 | <u>130</u> 34,1 | <u>152</u> 45,8 | <u>39,9</u> 19,8 | сл. | <u>137</u> 22,5 | <u>327</u> 39,8 | <u>394</u> 37,6 | 6,93 | 0,64 | 1058 | Br – 1,8; F – 0,3; Zn – 0,01; As – 0,002; H ₂ S – 0,84 |
| <u>1255</u> 171 | <u>0,3</u> 0,13 | <u>2,3</u> 0,4 | <u>304</u> 84,9 | <u>6,2</u> 2,0 | <u>23,9</u> 12,6 | <u>0,1</u> – | <u>391</u> 69,7 | <u>110</u> 14,5 | <u>104</u> 10,7 | <u>8,9</u> – | 2,88 | 988 | CO ₃ – 24 |
| <u>1252</u> 170 | <u>0,1</u> – | <u>4,5</u> 0,6 | <u>120</u> 28,9 | <u>173</u> 47,7 | <u>49,9</u> 22,7 | сл. | <u>206</u> 32,1 | <u>300</u> 34,5 | <u>369</u> 33,3 | 7,6 | 1,44 | 1144 | Br – 1,1; F – 0,3; Zn – 0,007; As – сл; H ₂ S – 0,75 |
| <u>1254</u> 173 | <u>0,1</u> – | <u>2,5</u> 0,4 | <u>128</u> 32,9 | <u>150</u> 44,3 | <u>46,1</u> 22,4 | сл. | <u>137</u> 22,9 | <u>319</u> 39,5 | <u>334</u> 37,4 | 7,45 | 3,42 | 1050 | Br – 0,5; F – 0,3; Zn – 0,01; As – 0,001; |
| <u>1251</u> 230 | <u>0,1</u> 0,06 | <u>2,5</u> 0,4 | <u>180</u> 33,0 | <u>152</u> 44,4 | <u>46,1</u> 22,2 | сл. | <u>142</u> 23,3 | <u>304</u> 36,8 | <u>415</u> 39,7 | 7,11 | 1,12 | 1032 | Br – 0,7; F – 0,3; Zn – 0,045 |
| <u>1248</u> 230 | <u>0,1</u> 0,05 | <u>4,2</u> 0,6 | <u>130</u> 30,9 | <u>175</u> 47,7 | <u>46,1</u> 20,7 | – | <u>231</u> 31,5 | <u>327</u> 36,1 | <u>372</u> 32,1 | 6,8 | 1,76 | 1168 | Br – 0,7; F – 0,5; Zn – 0,045; CO ₂ арп. – 15,4 |
| <u>1248</u> 230 | <u>0,3</u> 0,1 | <u>4,4</u> 0,6 | <u>124</u> 30,3 | <u>169</u> 47,1 | <u>47,4</u> 21,9 | <u>0,1</u> – | <u>192</u> 29,6 | <u>325</u> 37,0 | <u>372</u> 33,4 | 6,9 | 2,0 | 1128 | CO ₂ арп. – 11,0 |
| <u>1109</u> 328 | <u>1,8</u> 0,07 | <u>29,7</u> 0,6 | <u>1868</u> 58,3 | <u>578</u> 20,7 | <u>345</u> 20,4 | <u>1,3</u> 0,04 | <u>2189</u> 43,8 | <u>3660</u> 54,1 | <u>177</u> 2,1 | 7,05 | 32,7 | 9668 | Mn – 0,26; Ni – 0,01; As – 0,005; H ₂ S – 0,4 |
| <u>1109</u> 331 | <u>1,5</u> 0,2 | <u>6,8</u> 0,5 | <u>390</u> 49,6 | <u>176</u> 25,6 | <u>97</u> 23,3 | <u>6,8</u> 0,7 | <u>567</u> 45,8 | <u>788</u> 46,9 | <u>153</u> 7,2 | 6,00 | 7,44 | 2222 | Br – 3,7; F – 0,2; Zn – 0,04 |
| <u>1039</u> 399 | <u>0,2</u> 0,7 | <u>1,8</u> 0,3 | <u>108</u> 30,9 | <u>140</u> 45,9 | <u>40,8</u> 22,1 | <u>0,1</u> – | <u>88,6</u> 16,7 | <u>320</u> 44,4 | <u>354</u> 38,7 | 7,75 | 5,76 | 884 | F – 0,5; Ni – 0,015 |
| <u>1039</u> 360 | <u>0,1</u> – | <u>1,7</u> 0,3 | <u>103</u> 33,6 | <u>129</u> 46,2 | <u>33,7</u> 19,2 | <u>0,1</u> – | <u>102</u> 19,6 | <u>314</u> 44,7 | <u>317</u> 35,5 | 7,5 | 2,4 | 890 | Br – 1,1; F – 0,2; Zn – 0,005; As – 0,007 |

Продовження таблиці Д.3

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|-------------------|---------------------|--------------------|---------------------|---------------------|--------------------|---------------------|---------------------|--------------------|------|--------|------------------|---|
| | NH_4^+ | K^+ | Na^+ | Ca^{2+} | Mg^{2+} | Fe^{2+} | Cl^{2-} | SO_4^{2-} | HCO_3^- | pH | Окисн. | | |
| <u>727</u> 410 | <u>0,6</u> 0,2 | <u>2,6</u> 0,5 | <u>100</u> 29,1 | <u>126</u> 42,1 | <u>50,9</u> 28,0 | <u>0,4</u> 0,07 | <u>121</u> 22,9 | <u>274</u> 38,2 | <u>354</u> 38,9 | 8,0 | 2,64 | 900 | |
| <u>727</u> 410 | <u>0,4</u> 0,1 | <u>3,0</u> 0,5 | <u>100</u> 28,2 | <u>156</u> 50,5 | <u>38,7</u> 20,6 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>134</u> 24,5 | <u>266</u> 35,9 | <u>366</u> 39,0 | 7,62 | 1,92 | 922 | Br – 6,3; F – 0,3; Zn – 0,007; As – 0,001; $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 23,1 |
| <u>727</u> 410 | <u>0,8</u> 0,4 | <u>3,0</u> 0,7 | <u>100</u> 39,9 | <u>62,3</u> 28,6 | <u>40,3</u> 30,4 | <u>0,1</u> – | <u>102</u> 25,6 | <u>174</u> 32,0 | <u>293</u> 42,4 | 7,5 | 1,12 | 712 | H_2S – 11,8; $\text{Fe}^{3+}_{\text{конс}}$ – 1,8 |
| <u>719</u> 465 | <u>0,2</u> 0,1 | <u>1,7</u> 0,4 | <u>156</u> 33,0 | <u>185</u> 45,0 | <u>53,4</u> 21,4 | <u>0,2</u> 0,05 | <u>180</u> 24,2 | <u>493</u> 49,0 | <u>342</u> 26,7 | 7,5 | 4,0 | 1814 | Mo – 0,002; As – 0,005; Cu – 0,005 |
| <u>719</u> 465 | <u>0,1</u> – | <u>8,8</u> 1,1 | <u>312</u> 68,0 | <u>88,4</u> 22,1 | <u>21,2</u> 8,7 | <u>0,3</u> 0,05 | <u>285</u> 40,2 | <u>458</u> 47,7 | <u>143</u> 11,8 | 7,45 | 2,88 | 1330 | Zn – 0,005; As – сл; $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 8,8 |
| <u>1243</u> 510 | <u>0,1</u> 0,1 | <u>3,3</u> 0,4 | <u>138</u> 31,7 | <u>183</u> 48,2 | <u>44,9</u> 19,5 | <u>1,0</u> 0,2 | <u>128</u> 18,7 | <u>463</u> 49,9 | <u>366</u> 31,1 | 7,27 | 1,92 | 1252 | Br – 2,6; F – 0,4; Zn – 0,005 |
| <u>1244</u> 510 | <u>1,2</u> 0,2 | <u>11,2</u> 0,73 | <u>112</u> 11,9 | <u>502</u> 61,0 | <u>131</u> 26,3 | <u>0,1</u> – | <u>40,7</u> 2,7 | <u>1477</u> 73,4 | <u>607</u> 23,3 | 7,1 | 32,3 | 1848 | F – 1,5; Zn – 0,005 |
| <u>1245</u> 510 | – | <u>3,6</u> 0,4 | <u>158</u> 32,7 | <u>218</u> 51,7 | <u>38,7</u> 15,1 | <u>0,6</u> 0,09 | <u>267</u> 35,0 | <u>420</u> 40,6 | <u>314</u> 23,9 | 7,05 | 4,0 | 1352 | Br – 2,1; F – 0,5 |
| <u>1242</u> 540 | <u>0,1</u> – | <u>3,2</u> 0,4 | <u>128</u> 30,3 | <u>179</u> 48,6 | <u>46,1</u> 20,6 | <u>0,1</u> – | <u>128</u> 19,1 | <u>448</u> 49,2 | <u>363</u> 31,4 | 7,46 | 1,6 | 1162 | Br – 2,1; F – 0,4 |
| <u>1242</u> 540 | <u>0,1</u> 0,1 | <u>3,1</u> 0,4 | <u>138</u> 32,4 | <u>148</u> 47,1 | <u>44,9</u> 19,9 | сл. | <u>109</u> 16,3 | <u>467</u> 51,4 | <u>372</u> 32,2 | 6,75 | 2,0 | 1198 | Br – 0,2; F – 0,5; Zn – 0,05; $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 15,4 |
| <u>1242</u> 540 | – | <u>3,0</u> 0,4 | <u>124</u> 30,3 | <u>160</u> 45,0 | <u>52,4</u> 24,3 | <u>0,1</u> – | <u>99,8</u> 15,3 | <u>475</u> 53,7 | <u>348</u> 31,0 | 6,70 | 1,52 | 1184 | $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 19,8 |

Таблиця Д.4

Хімічний склад підземних вод київського водоносного горизонту

(чисельник – мг/л, знаменник % - екв)

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|------------------------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|---------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|------------------|---|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1264</u> 180 | <u>0,1</u> – | <u>13,0</u> 1,3 | <u>162</u> 28,0 | <u>247</u> 49,0 | <u>66,1</u> 21,7 | сл. | <u>477</u> 51,8 | <u>349</u> 28,0 | <u>317</u> 20,1 | 7,45 | 1,28 | 1644 | Br – 1,1; F – 0,3; Zn – 0,005; As – 0,007 |
| <u>1264</u> 180 | – | <u>10,4</u> 1,0 | <u>374</u> 62,1 | <u>87,2</u> 16,6 | <u>64,3</u> 20,2 | <u>0,1</u> – | <u>741</u> 78,6 | <u>221</u> 17,3 | <u>67,1</u> 4,1 | 7,5 | 4,0 | 1662 | Zn – 0,5; CO _{2арп.} – 2,2 |
| <u>1250</u> 280 | <u>0,2</u> 0,07 | <u>9,4</u> 1,6 | <u>286</u> 82,0 | <u>14,5</u> 4,8 | <u>21,4</u> 11,6 | <u>0,01</u> – | <u>446</u> 81,3 | <u>52,7</u> 7,2 | <u>79,3</u> 8,5 | 8,8 | 3,2 | 958 | CO ₃ – 12,0; Zn – 0,005 |
| <u>1250</u> 340 | <u>2,5</u> 1,5 | <u>9,3</u> 2,6 | <u>130</u> 61,7 | <u>32,9</u> 17,9 | <u>17,5</u> 15,7 | <u>1,4</u> 0,6 | <u>201</u> 59,3 | <u>84,8</u> 18,5 | <u>128</u> 21,9 | 7,35 | 2,56 | 564 | Br – 0,7; F – 0,3; Zn – 0,045; CO _{2арп.} – 8,8 |
| <u>1072</u> 601 | <u>0,1</u> – | <u>9,0</u> 0,4 | <u>644</u> 51,8 | <u>323</u> 29,8 | <u>119</u> 18,0 | <u>0,2</u> 0,02 | <u>697</u> 35,2 | <u>1679</u> 65,6 | <u>73,2</u> 2,2 | 6,7 | 15,0 | 3874 | CO _{2арп.} – 6,6 |
| <u>1244</u> 720 | <u>1,0</u> 0,2 | <u>14,5</u> 1,6 | <u>284</u> 54,1 | <u>152</u> 33,3 | <u>29,9</u> 10,8 | <u>0,2</u> 0,04 | <u>389</u> 46,4 | <u>367</u> 32,3 | <u>305</u> 21,1 | 7,55 | 2,40 | 1432 | Br – 3,2; F – 0,1; Zn – 0,005 |
| <u>1247</u> 720 | <u>1,2</u> 0,1 | <u>33,6</u> 1,6 | <u>667</u> 52,3 | <u>354</u> 31,8 | <u>59,9</u> 8,9 | <u>81,5</u> 5,3 | <u>1691</u> 85,7 | <u>326</u> 12,2 | <u>61,0</u> 1,8 | 5,78 | 10,1 | 3600 | Zn – 0,007; As – 0,005 |
| <u>1247</u> 721 | – | <u>27,6</u> 0,8 | <u>1524</u> 79,2 | <u>245</u> 14,6 | <u>54,2</u> 5,3 | <u>0,2</u> – | <u>2920</u> 96,4 | <u>82,3</u> 2,0 | <u>85,4</u> 1,6 | 7,0 | 4,0 | 5888 | – |

Таблиця Д.5

Хімічний склад підземних вод бучакського водоносного горизонту

(чисельник – мг/л, знаменник % - екв)

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|---------------------|------------------------------|-------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|----------------------|-------------------------------|-------------------------------|-----|--------|------------------|--|
| | NH ₄ ⁺ | K ⁺ | Na ⁺ | Ca ²⁺ | Mg ²⁺ | Fe ²⁺ | Cl ⁻ | SO ₄ ²⁻ | HCO ₃ ⁻ | pH | Окисн. | | |
| <u>1406</u> 59,0 | – | <u>3,4</u> 0,9 | <u>84,0</u> 37,8 | <u>74,8</u> 98,7 | <u>26,5</u> 22,6 | <u>0,1</u> – | <u>28,9</u> 7,8 | <u>277</u> 55,2 | <u>226</u> 35,5 | 7,8 | 1,6 | 664 | Zn – 0,02; CO _{2арп.} – 8,8 |
| <u>1408</u> 95,0 | – | <u>3,6</u> 0,5 | <u>148</u> 34,6 | <u>145</u> 39,1 | <u>58,0</u> 25,7 | <u>0,2</u> 0,06 | <u>126,2</u> 18,6 | <u>488</u> 53,1 | <u>329</u> 28,3 | 6,9 | 10,7 | 1252 | Zn – 0,005; CO _{2арп.} – 2,2 |
| <u>671</u> 96,0 | <u>0,1</u> 0,02 | <u>5,6</u> 0,4 | <u>236</u> 25,6 | <u>391</u> 49,4 | <u>120</u> 24,7 | <u>0,1</u> – | <u>498</u> 34,9 | <u>1079</u> 55,9 | <u>223</u> 9,1 | 7,6 | 3,5 | 2742 | F – 0,7; Cu – 0,008; Zn – 0,01; Hg – 0,003; N – 0,003; Cr – 0,002; As < 0,001 |

Продовження таблиці Д.5

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|---------------------|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|--------------------|--------------------|------|--------|------------------|--|
| | NH_4^+ | K^+ | Na^+ | Ca^{2+} | Mg^{2+} | Fe^{2+} | Cl^- | SO_4^{2-} | HCO_3^- | pH | Окисн. | | |
| <u>1409</u> 97,0 | <u>0,2</u> 0,04 | <u>6,8</u> 0,8 | <u>194</u> 37,7 | <u>166</u> 37,1 | <u>66,2</u> 24,3 | <u>0,3</u> 0,1 | <u>230</u> 28,0 | <u>470</u> 42,3 | <u>421</u> 29,8 | 7,05 | 110,4 | 1494 | $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 4,6 |
| <u>654</u> 148 | <u>0,2</u> 0,05 | <u>2,0</u> 0,3 | <u>194</u> 42,5 | <u>104</u> 32,9 | <u>58,9</u> 24,4 | <u>0,1</u> – | <u>167</u> 23,2 | <u>451</u> 46,2 | <u>348</u> 28,1 | 7,7 | 3,44 | 1318 | F – 1,4; Cu – 0,005; Zn – 0,05; Cr < 0,002; As < 0,001 |
| <u>1263</u> 225 | <u>0,1</u> – | <u>8,0</u> 1,0 | <u>138</u> 29,3 | <u>185</u> 45,1 | <u>61,1</u> 24,6 | сл. | <u>311</u> 41,6 | <u>335</u> 33,1 | <u>323</u> 25,1 | 7,7 | 1,6 | 1342 | Br – 1,3; F – 0,3; Zn – 0,01; As – 0,012 |
| <u>1263</u> 225 | – | <u>8,6</u> 0,6 | <u>664</u> 80,3 | <u>51,2</u> 7,2 | <u>51,7</u> 11,8 | <u>0,1</u> – | <u>1061</u> 83,8 | <u>220</u> 12,8 | <u>73,2</u> 3,4 | 7,9 | 3,2 | 2266 | Zn – 0,005 |
| <u>1253</u> 460 | – | <u>8,8</u> 0,5 | <u>144</u> 29,1 | <u>174</u> 40,5 | <u>78,1</u> 29,9 | <u>0,1</u> – | <u>181</u> 22,9 | <u>589</u> 55,1 | <u>299</u> 22,0 | 7,55 | 1,28 | 1454 | Zn – 0,02 |
| <u>1246</u> 850 | <u>1,5</u> 0,2 | <u>32,8</u> 1,5 | <u>682</u> 54,9 | <u>360</u> 32,7 | <u>57,4</u> 8,6 | <u>32,3</u> 2,11 | <u>1683</u> 86,5 | <u>314</u> 11,9 | <u>46,8</u> 1,5 | 5,1 | 7,84 | 506 | Br – 3,2; F – 1,5; $\text{CO}_{2\text{арп.}}$ – 42,9 |

Таблиця Д.6

Хімічний склад підземних вод палеозойського водоносного горизонту
(чисельник – мг/л, знаменник % - екв)

| №св. глибина, м | Показники | | | | | | | | | | | Сухий залишок | Інші визначення |
|--------------------|-------------------|-------------------|--------------------|--------------------|---------------------|-------------------|--------------------|--------------------|--------------------|-----|--------|------------------|--|
| | NH_4^+ | K^+ | Na^+ | Ca^{2+} | Mg^{2+} | Fe^{2+} | Cl^- | SO_4^{2-} | HCO_3^- | pH | Окисн. | | |
| <u>626</u> – | <u>0,8</u> 0,2 | <u>6,4</u> 0,8 | <u>134</u> 27,4 | <u>196</u> 46,1 | <u>63,4</u> 24,5 | <u>6,0</u> 1,0 | <u>288</u> 39,5 | <u>319</u> 32,3 | <u>354</u> 28,2 | 7,6 | 2,4 | 1248 | Zn – 0,03 |
| <u>650</u> 215 | – | <u>2,9</u> 0,3 | <u>138</u> 21,5 | <u>312</u> 55,8 | <u>76</u> 22,4 | сл. – | <u>131</u> 12,7 | <u>951</u> 68,3 | <u>333</u> 18,8 | 7,5 | 0,96 | 1946 | Br – 3,2; F – 0,5; Zn – 0,007; As – 0,007 |
| <u>646</u> 400 | <u>30</u> 4,1 | <u>8,2</u> 0,5 | <u>606</u> 64,9 | <u>141</u> 17,3 | <u>65,2</u> 13,2 | – | <u>264</u> 17,7 | <u>670</u> 33,2 | <u>903</u> 35,2 | 9,4 | 16 | 2836 | CO_3^{2-} – 168; NO_3^{3-} – 12,0; NO_2^3 – 2,2 |

Таблиця Д 7.1

Технічна характеристика драглайнів Ново-Краматорського машзаводу

| Параметри | ЭШ-6,5/45 | ЭШ-11/70 | ЭШ-14/50 | ЭШ-15/80 | ЭШ-20/65 | ЭШ-10/100 | ЭШ-15/90 |
|--|-----------|----------|----------|----------|----------|-----------|----------|
| Ємність ковша, м ³ | 6,5 | 11 | 14 | 15 | 20 | 10 | 15 |
| Теоретична продуктивність, м ³ /год | 557 | 756 | 1320 | 931 | 1385 | 600 | 900 |
| Довжина стріли, м | 45 | 70 | 50 | 80 | 65 | 100 | 90 |
| Найбільший радіус копання, м | 43,5 | 66,5 | 46,5 | 76,5 | 61 | 100 | 90 |
| Найбільша глибина копання, м | 22 | 35 | 21 | 40 | 32 | 50 | 43 |
| Найбільша висота розвантаження, м | 19,5 | 27,5 | 20,5 | 32 | 27 | 42 | 39 |
| Маса, т | 280 | 720 | 620 | 1300 | 1100 | 1350 | 1253 |
| Країна-виробник | Україна | | | | | | |

Таблиця Д 7.2

Технічна характеристика драглайнів об'єднаних машзаводів "Уралмаш-Іжор"

| Параметри | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ | ЭШ |
|-------------------------------|---------------------|-------|--------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|---------|---------|
| | 11/75 | 20/90 | 15/100 | 25/90 | 20/100 | 15/110 | 40/100 | 30/110 | 25/120 | 65/100 | 40/130 | 100/100 | 100/120 |
| Ємність ковша, м ³ | 11 | 20 | 15 | 25 | 20 | 15 | 40 | 30 | 25 | 65 | 40 | 100 | 100 |
| Довжина стріли, м | 75 | 90 | 100 | 91 | 100 | 110 | 100 | 110 | 120 | 100 | 130 | 100 | 100 |
| Кут нахилу стріли, град. | 32 | 32 | 32 | 32 | 34 | 34 | 32 | 32 | 32 | 32 | 32 | 32 | 35 |
| Тривалість робочого циклу, с | 56 | 60 | 60 | 60 | 62 | 64 | 60 | 64 | 66 | 60 | 62 | 60 | 60 |
| Висота розвантаження, м | 30,6 | 38,5 | 45 | 37,5 | 45 | 52 | 40 | 46,2 | 52,4 | 38,5 | 56 | 43 | 56 |
| Глибина копання, м | 38 | 42,5 | 46 | 47 | 46 | 50 | 47 | 53 | 57 | 46 | 60 | 47 | 52 |
| Радіус розвантаження, м | 71,4 | 83 | 91,5 | 85,4 | 91 | 99 | 94,8 | 103,3 | 117,7 | 97,6 | 123 | 97 | 118 |
| Діаметр опорної бази, м | 10,3 | 14,5 | 14,5 | 15,3 | 15,3 | 15,3 | 18 | 18 | 18 | 23,5 | 23,5 | 27 | 27 |
| Маса, т | 840 | 1690 | 1710 | 1900 | 1900 | 1900 | 3310 | 3420 | 3400 | 5480 | 5460 | 10300 | 10000 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | | | | | | | | |

Технічна характеристика гусеничних роторних екскаваторів малої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | | |
|---|-----------|-----------|----------------------|--------------------|-------------|---------------------|----------------------|---------------------|----------|
| | ЭР-0251 | ЭР-315 | СРС -160× 7,5/0,5 | ЭРГ-120× 12/0,8 | ЭР-1001 | ЭРГВ - 630·9/0,5 | ЭРН- 630·7/0,5 | СРС - 280 11/0,5 | ЗЭР-500 |
| Область застосування | розкритий | добувний | розкритий і добувний | | розкритий | добувний | розкритий і добувний | добувний | добувний |
| Ємність ковша, м ³ | 0,025 | 0,08 | 0,1 | 0,12 | 0,1 | 0,14 | 0,2 | 0,28 | 0,2 |
| Теоретична продуктивність по розпушеній масі, м ³ /год | 260 | 315 | 335–440 | 400 | 625 | 630 | 630 | 690 | 500–630 |
| Ширина західки, м | 13 | 14 | 15 | 16 | 13 | 19,4 | 12 | 16 | 20 |
| Висота черпання, м | 5,0 | 6,5 | 7,5 | 12 | 7,5 | 9,0 | 7,0 | 11 | 14 |
| Зусилля черпання, МПа | 0,3 | 3,0 | 0,7 | 0,7 | 0,35 | 2,1 | 0,7 | 2,1 | 1,02 |
| Кількість ковшів, од. | 7 | 10 | 8,0 | 12 | 9,0 | 8,0 | 8,0 | 7,0 | 8,0 |
| Швидкість обертання ротора, м/хв. | 9;12;18 | 8,0 | 6–9 | 9; 6 | 4; 5; 8; 10 | 34 | 8,5 | 11,8–19,5 | 7,9 |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 800 | 1000 | 1000 | 1200 | 1000 | 1000 | 1200 | 1200 | 1200 |
| Швидкість конвеєрної стрічки, м/с | 2,5 | 3,0 | 2,4 | 2,2; 2,3 | 2,5 | 4; 4,5 | 2,6; 3,1 | 3,55 | 2,5; 2,7 |
| Потужність, кВт | 80 | 400 | 145 | 272 | 180 | 880 | 400 | 275 | 320 |
| Напруга в мережі, кВ | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 6,0 | 0,4 | 6,0 | 6,0 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,1 | 0,12–0,15 | 0,12 | 0,1 | 0,11 | 0,13 | 0,1 | 0,1 | 0,1 |
| Допустимий нахил, град: | | | | | | | | | |
| – під час роботи | 18 | 12 | 3 | 10 | 15 | 3 | 15 | 3 | 3 |
| – під час руху | 18 | 12 | 5 | 20 | 15 | 7 | 18 | 5 | 5 |
| Екіпаж, чол. | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 3 | 2 | 3 | 2 |
| Маса, т | 25 | 120 | 175 | 80 | 78 | 292 | 79 | 136 | 185 |
| Країна-виробник | Україна | Україна | Німеччина | Україна | Україна | Україна | Україна | Німеччина | Україна |

Таблиця Д.9

Технічна характеристика гусеничних роторних екскаваторів середньої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | |
|--|------------------------|--------------------------|------------------------|-------------------------|----------------------|----------------------|------------------------------|------------------------|------------------------|-------------------------|-------------------------|
| | РС-350 13 / 0,5 · 3 | РС-600 16,5 / 0,5 · 4 | ЭРГ - 350 / 1000 | ЭРГ - 400 17/ 1,5 | ЭР -1250 17 / 1,5 | ЭР -1250 16/ 1,5Д | СРС (К) - 470 17 / 1,5 | ШРС - 500 13 / 2 | К-300 17,2/ 2,06 | ЭРП - 1250 16 / 1 | ЭРП - 2500 21,4/1 |
| Область застосування | добувний і розкривний | розкривний | | | | добувний | | розкривний | | добувний | |
| Ємність ковша, м ³ | 0,35 | 0,6 | 0,3 | 0,4 | 0,375 | 0,345 | 0,47 | 0,5 | 0,3 | 0,4 | 0,3 |
| Теоретична продуктивність по розпушеній масі, м ³ /год. | 750 | 900 | 1000 | 1300 | 1250 | 1250 | 1600 | 1850 | 1000 | 1250 | 2500 |
| Ширина західки, м | 17 | 20 | 24 | 20 – 27 | 23 | 25 | 24 | 28 | 28 | 26 | 35 |
| Висота черпання, м | 13 | 16,5 | 17 | 17 | 17 | 16 | 17 | 13 | 17,2 | 16 | 21,4 |
| Зусилля черпання, МПа | 0,3 | 0,5 | 0,65 | 0,65 | 0,7 – 1 | 1 – 1,4 | 1,3 – 1,8 | 1 | 0,4 – 0,62 | 1,5 | 1,4 |
| Кількість ковшів, од. | 8 | 6 | 8 | 9 | 9 | 9 | 16 | 8 | 10 | 9 | 18 |
| Швидкість обертання ротора, м/хв. | 4,5 | 3,7 | 6 – 8,7 | 6,3 | 8,5 | 8,5 | 5,1 – 7 | 3,1 – 7,8 | 4 – 5,5 | 8,5 | 5 – 7 |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 1200 | 1200 – 1300 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1400 | 1400 | 1200 | 1400 |
| Швидкість конвеєрної стрічки, м/с | 2,4; 2,6 | 3,2 | 3,8; 4 | 4,6; 4,8 | 3,3; 3,5 | 3,3; 3,5 | 3,5; 3,9 | 3,3 | 2,5; 2,7 | 4,3; 4,9 | 4,0 |
| Потужність, кВт | 450 | 830 | 580 | 580 | 880 | 880 | 1480 | 1120 | 702 | 1360 | 3000 |
| Напруга в мережі, кВ | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,14 | 0,11 | 0,10 | 0,11 | 0,14 | 0,14 | 0,14 | 0,11 | 0,12 | 0,12 | 0,13 |
| Допустимий нахил, град: – під час роботи – під час руху | 3 5 | 3 5 | 3 5 | 3 5 | 3 5 | 2 5 | 3 5 | 3 5 | 2 3 | 3 5 | 3 5 |
| Екіпаж, чол. | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Маса, т | 232 | 850 | 450 | 570 | 700 | 700 | 768 | 620 | 550 | 1050 | 1450 |
| Країна-виробник | Німеччина | | Україна | | | | Німеччина | | Чехія | Україна | |

Таблиця Д.10

Технічна характеристика потужних роторних екскаваторів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | |
|---|---|---|--|--------------------|---------------------|-------------------|-----------------------|---|---|-------------|
| | ЭРГ - $\frac{1600 \times 40}{10 \cdot 31}$ | СРС(К) – $200 \times \frac{28}{3,5}$ | СРС - $1200 \times \frac{24}{4} \cdot 12$ | ЭРШР- 1600×40/7 | ЭРШРД- 5000×30/3 | ШРС- 1500×24/6 | ЭРП- 5250× 32/2 | СРС-2400 $\frac{35}{9} \cdot 2 \times 630 + \text{ПГ}$ | КУ- 800 $\frac{32}{6,3} \times 16,5$ | К- 10000 |
| Область застосування | розкривний | добувний | розкривний | | добувний | розкривний | добувний | розкривний | | |
| Ємність ковша, м ³ | 1,6 | 0,46 | 0,8 | 1,6 | 1,0 | 1,3 | 0,6 | 1,7 | 0,8 | 0,9 |
| Теоретична продуктивність по розпушеній масі, м ³ /год | 4500 | 4500 | 3450 | 5000 | 5000 | 5000 | 5250 | 6600 | 6600 | 10000 |
| Ширина західки, м | 60 | 70 | 40 | 80 | 90 | 50 | 90 | 70 | 70 | 70 |
| Висота/глибина черпання, м | 40/10 | 28/3,5 | 24/4 | 40/7 | 30/3 | 24/6 | 30/2 | 35/9 | 32/6,3 | 35/4 |
| Зусилля черпання, Мпа | 0,46 | 1,4 | 0,7 | 0,8 | 1,5 | 0,53 | 1,4 | 0,75 | 1,1 | – |
| Кількість ковшів, од. | 10 – 12 | 22, 32 | 8 | 10 | 16 | 10 | 22 | 10 | 10 | – |
| Швидкість обертання ротора, м/чол. | 3,5 – 5 | 4,1; 3,4 | 6 | 3,6 – 5,2 | 3,5 – 5 | 3,6 – 5,6 | 5 – 6,5 | 4,6 | 6 – 7,8 | 3,27 |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 1800 | 1800 | 1800 | 2000 | 2000 | 1800 | 2000 | 2250 | 2000 | – |
| Швидкість конвеєрної стрічки, м/с | 3,8 | 3,92; 4,0 | 4,0 | 3,95 | 4,0 | 4,2 | 4,15 | 3,6;4,2 | 4,0 | – |
| Потужність, кВт | 3675 | 3200 | 2060 | 4333 | 5158 | 2584 | 2300 | 5750 | 8135 | 7000 |
| Напруга в мережі, кВ | 6 | 6 | 6 | 6 | 10 | 6 | 10 | 35 | 35 | 35 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,10 | 0,14 | 0,13 | 0,13 – 0,18 | 0,12 – 0,2 | 0,11 | 0,14 – 0,22 | 0,11 | 0,12 | 0,10 |
| Ходова частина (кількість гусениць), од. | гусенична (16) | гусенична (6) | | крокуючо-рейкова | | крокуюча (6) | крокуючо-рейкова | гусенична (12) | крокуючо-гусенична | крокуюча |
| Допустимий нахил, град: | | | | | | | | | | |
| – під час роботи | 5 | 2 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 4 | 4 |
| – під час руху | 5 | 3 | 3 | 5 | 5 | 5 | 5 | 3 | 4 | 6 |
| Екіпаж, чол. | 7 | 7 | 5 | 7 | 7 | 7 | 7 | 8 | 8 | – |
| Маса, т | 3300 | 2160 | 1200 | 4200 | 4700 | 2408 | 3850 | 3250 | 3350 | 6000 |
| Країна-виробник | Україна | Німеччина | | Україна | | Німеччина | Україна | Німеччина | Чехія | |

Таблиця Д.11

Технічна характеристика компактних гусеничних роторних екскаваторів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | |
|---|-----------|--------|---------|---------|---------|------------|-----------------|-------------------|--------|----------------|--|
| | СР-60 | СР-100 | ЭР-1001 | ЭР-1250 | ЭР-2500 | СР630-15/1 | ШРС 1940 14/ 05 | СРС(К)-1502. 22/1 | 684-WX | ШРС-2000. 12/1 | |
| Теоретична продуктивність по розпушеній масі, м ³ /год | 200 | 300 | 600 | 1250 | 2500 | 3300 | 3800 | 4500 | 5370 | 8550 | |
| Довжина стріли ротора, м | 5,2 | 6,3 | 9,55 | 12,5 | 15,0 | 15 | 14,2 | 22,0 | 13,7 | 16,7 | |
| Діаметр ротора, м | 3,0 | 3,45 | 3,9 | 6,5 | 8,0 | 7,9 | 9,0 | 12,0 | 9,15 | 12,5 | |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 650 | 800 | 1000 | 1200 | 1400 | 1400 | 1800 | 1800 | 2130 | 2400 | |
| Швидкість конвеєрної стрічки, м/с | – | – | 2,5 | 3,5 | 3,2 | – | 2,85 | 4,2 | 5,08 | 4,2 | |
| Зусилля копання, Н/см ² | 64,4 | 63,9 | 36,4 | 220 | 218,7 | 45,7 | 61,0 | 112,8 | 36,6 | 29,6 | |
| Потужність, кВт | 30,0 | 45 | 55 | 630 | 1200 | 400 | 600 | 1260 | 550 | 832 | |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,09 | 0,09 | 0,11 | 0,12 | 0,14 | 0,09 | 0,15 | 0,14 | 0,23 | 0,16 | |
| Маса, т | 26,0 | 49 | 78 | 400 | 700 | 361 | 607 | 1450 | 737 | 1170 | |
| Країна-виробник | Німеччина | | Україна | | | Німеччина | | | США | Німеччина | |

Таблиця Д.12

Технічна характеристика гідромоніторів

| Параметри | Показники | | | | | |
|---|------------------------|---------------------------|-------------------------|------------------------|--------------|----------------------------|
| Тип гідромонітора | ГМН-250 | ГМН-250С | ГМЦ-250М | ГМДУ-300 | ГМД-250 | ГМ-350 |
| Діаметр вхідного отвору, мм | 250 | 250 | 250 | 300 | 250 | 350 |
| Робочий тиск в насадці, МПа | 1,5 | 1,5 | 1,6 | 3,0 | 2,5 | 2,0 |
| Максимальні витрати води, м ³ /год | 1550 | 1530 | 2000 | 3820 | 2750 | 4500 |
| Система управління | ручна | дистанційна електрична | електро- гидравлічна | дистанційна електрична | | |
| Діаметр змінних насадок, мм | 52; 65; 75; 90; 100 | 50; 60; 70; 90; 100 | 63; 89; 100; 110 | 100; 115; 125; 140 | 90; 100; 125 | 150; 155; 160; 165; 175 |
| Кут повороту в горизонтальній площині, град | 360 | 360 | 120 | 360 | 120 – 360 | 270 |
| Маса (с полозками), кг | 182 | 768 | 660 | 2820 | 1035 | 3000 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | |

Таблиця Д.13

Технічна характеристика землесосів

| Параметри | Показники | | | | | | | | |
|--|---------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| | 8-НЗ | 10Гру-8Т | ЗМГ-1-350А | 12Гру-8Т | ЗГМ-2М | ЗГМ-3М | 20-Р-11 | 20-ГР-8Т | 500-60 |
| Тип землесоса | 8-НЗ | 10Гру-8Т | ЗМГ-1-350А | 12Гру-8Т | ЗГМ-2М | ЗГМ-3М | 20-Р-11 | 20-ГР-8Т | 500-60 |
| Продуктивність по воді, м ³ /год | 800 | 740 | 1260 | 1330 | 1900 | 3100 | 4000 | 4000 | 7000 |
| Напір, м | 25 | 39 | 45 | 55 | 63 | 100 | 54 | 68 | 66 |
| Потужність електродвигуна, кВт | 135 | 160 | 260 | 500 | 570 | 1600 | 1100 | 1600 | 2437 |
| Діаметр патрубку, мм: – транспортуемого – нагнітаючого | 250 200 | 250 200 | 350 300 | 300 250 | 350 300 | 450 400 | 500 500 | 500 450 | 600 550 |
| Максимальний розмір транс- портуемого шматка, мм | 140 | 150 | 170 | 180 | 180 | 280 | 280 | 240 | 360 |
| Коефіцієнт корисної дії, % | 0,6 | 0,7 | 0,68 | 0,66 | 0,71 | 0,71 | 0,71 | 0,73 | 0,68 |
| Маса, т | 2,3 | 4,1 | 4,1 | 9,2 | 10,2 | 29,2 | 23,5 | 32,9 | 37,0 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | | | | |

Технічна характеристика земснарядів малої потужності Сумського заводу

| Параметри | Показники | | | | | |
|---|-----------|--------|---------|--------|---------|--------|
| | МЗ-15Э | МЗ-16Э | МЗ-16ДЭ | МЗ-17Э | МЗ-17ДЭ | МЗ-19Э |
| Модель земснаряду | | | | | | |
| Продуктивність, м ³ /год.: | | | | | | |
| – по пульпі | 400 | 700 | 700 | 1500 | 1500 | 1900 |
| – по твердому | 40 | 70 | 70 | 150 | 150 | 190 |
| Глибина розробки, м | | | | | | |
| – фрезою | 6,5 | 6,5 | 6,5 | 6,5 | 6,5 | 11 |
| – вільним всмоктуванням | 11 | 15 | 15 | 18 | 18 | 18 |
| Напір, м.в.ст. | 20 | 40 | 40 | 25 | 25 | 58 |
| Встановлена потужність, кВт | 81 | 240 | 240 | 300 | 300 | 800 |
| Довжина корпусу, м | 5 | 11 | 11 | 11 | 11 | 12,4 |
| Ширина корпусу, м | 2,5 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3,1 |
| Висота борту, м | 2,85 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2,5 |
| Максимальна дальність транспортування пульпи, м | 300 | 1200 | 1200 | 800 | 800 | 2000 |
| Довжина ланки плавучого пульпопроводу, м | 7,5 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 |
| Діаметр пульпопроводу, м | 180 | 300 | 300 | 300 | 300 | 400 |
| Країна-виробник | Україна | | | | | |

Технічна характеристика земснарядів середньої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | |
|---|---------------------|--------|--------|--------------|----------|----------|---------|--------------|
| Тип земснаряду | 12А-5М | 12А-5Д | 12А-4М | 180-160 | 300 – 40 | 300– 40М | 850-50Д | 400-70 |
| Ґрунтовий насос | ЗГМ-1м | ЗГМ-1м | 12НЗУ | ГрУТ-2000/63 | 20Р-11 | 20Р-11МБ | 20Р-11М | ГрУТ-4000/71 |
| Діаметр робочого колеса, мм | 700 | 700 | 1000 | 1030 | 1250 | 1250 | 1250 | 1360 |
| Діаметр пульпопроводу, мм | 400 | 400 | 400 | 500 | 500 | 500 | 600 | 600 |
| Продуктивність по пульпі, м ³ /год | 1200 | 1300 | 1600 | 2200 | 3600 | 4000 | 4000 | 4000 |
| Напір, м | 37 | 40 | 54 | 60 | 60 | 60 | 60 | 70 |
| Довжина свай, м | 13,5 | 13,6 | 13,5 | 13,6 | 20,0 | 20,0 | 20,0 | 23,5 |
| Відстань між сваями, м | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 3,2 | 3,2 | 3,2 | 3,2 |
| Глибина розробки, м: | | | | | | | | |
| – максимальна | 7,5 | 7,5 | 7,5 | 10,0 | 11,0 | 11,0 | 10,0 | 15,0 |
| – мінімальна | 2,0 | 2,0 | 2,5 | 3,5 | 3,5 | 3,5 | 3,5 | 3,5 |
| Ширина західки, м | 35 | 35 | 40 | 40 | 40 | 45 | 45 | 45 |
| Напруга в мережі, кВ | 6 | дизель | 6 | 6/10 | 6/10 | 6/10 | 6/10 | 6/10 |
| Потужність, кВт | 420 | 250 | 750 | 900 | 1400 | 2030 | 1500 | 2520 |
| Розміри, м: | | | | | | | | |
| – довжина | 22,0 | 22,0 | 22,0 | 22,0 | 31,0 | 33,6 | 31,0 | 36 |
| – ширина | 9,44 | 9,44 | 9,44 | 9,44 | 9,5 | 9,5 | 9,5 | 9,5 |
| – висота | 6,3 | 6,2 | 6,2 | 8,7 | 9,0 | 8,3 | 8,4 | 8,0 |
| Маса, т | 90 | 87 | 95 | 155 | 218 | 310 | 281 | 350 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | | | |

Технічна характеристика земснарядів великої потужності

| Параметри | Показники | | | | | |
|---|---------------------|---------|---------|-----------|---------|-----------|
| | 250-50БР | 350-50Л | 300-40М | 350-50ТМ | 500-60 | 500-60МН |
| Модель земснаряду | 250-50БР | 350-50Л | 300-40М | 350-50ТМ | 500-60 | 500-60МН |
| Продуктивність по пульпі, м ³ /год | 1900 | 3500 | 3500 | 3500 | 5500 | 5500 |
| Напір, м. вод. ст. | 57 | 56 | 56 | 56 | 70 | 70 |
| Глибина розробки максимальна, м | 8 | 10 | 11 | 15 | 15 | 15 |
| Ширина прорізу при максимальній глибині розробки, м | 28 | 35 | 35 | 64 | 45 | 64 |
| Осадка у робочому стані, м | 0,93 | 1,1 | 1,1 | 1,57 | 1,1 | 1,64 |
| Висота від рівня води (без паль), м | 8,4 | 8,4 | 8,3 | 11,4 | 12 | 11,4 |
| Встановлена потужність електродвигунів, кВт | 830 | 1450 | 2029 | 2550 | 2970 | 3450 |
| Довжина корпусу, м | 22,5 | 31 | 33,6 | 40 | 37 | 40 |
| Ширина корпусу, м | 8,3 | 9,5 | 9,5 | 10,4 | 10 | 10,5 |
| Висота борту, м | 2,3 | 2 | 2 | 2,7 | 2,3 | 2,7 |
| Маса корпусу, м | 50 | 66,5 | 68,6 | 100 | 93 | 100 |
| Число насосів, од | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Марка насосу | ЧКМ-8 | ЗВ200×2 | D200/95 | ЦН400-105 | ЗВ200×2 | ЦН400-105 |
| Довжина плавучого пульпопроводу, м | 150 | 150 | 300 | 150 | 500 | 250 |
| Діаметр труб пульпопроводу, мм | 400 | 600 | 500 | 600 | 700 | 250 |
| Довжина понтонів, м | 6,2 | 6 | 8,5 | 6 | 10 | 10 |
| Маса понтону, т | 1,5 | 1,5 | 3,6 | 1,5 | 7,7 | 7,7 |
| Маса земснаряду, м | 145 | 230 | 290 | 480 | 400 | 510 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | |

Технічна характеристика багатоківшевих драг

| Параметри | Показники | | | | | | |
|--|---------------------|---------|-------|-------|--------|---------|----------|
| Тип драги | 80Д | 150Д | 250Д | 250ДУ | ОМ-431 | ОМ-417 | ІЗТМ-600 |
| Ємність ковша, л | 80 | 150 | 250 | 250 | 380 | 400 | 600 |
| Кількість ковшів у ланцюгу | 72 | 77 | 85 | 85 | 121 | 90 | 169 |
| Загальна потужність розсипу, м | 7,0 | 10 – 11 | 15,5 | 16 | 34 | 19 | 60 |
| Максимальна підводна глибина копання, м | 6,0 | 8 – 9 | 12 | 12 | 30 | 17 | 50 |
| Максимальна висота черпання надводної частини розсипу, м | 1,0 | 2,0 | 3,5 | 4,0 | 4,0 | 2,0 | 10 |
| Кількість черпань за хвилину | 14 – 32 | 21 – 30 | до 35 | до 30 | 22 | 18 – 28 | 18 – 22 |
| Габарити, м: | | | | | | | |
| – довжина | 50,0 | 74,6 | 92,0 | 93,0 | 156,2 | 123,0 | 236,0 |
| – ширина | 16,0 | 24,5 | 26,0 | 31,0 | 35,9 | 38,0 | 50,0 |
| – висота | 17,0 | 21,6 | 25,7 | 29,0 | 39,0 | 35,0 | 53,7 |
| Довжина свай, м | 12,0 | 15,0 | 18,3 | 21,5 | 26,0 | 25,0 | 28,0 |
| Відстань між сваями, м | 3,2 | 4,5 | 5,2 | 5,5 | 5,7 | 6,0 | 8,0 |
| Довжина відвалоутворювача, м | 17,2 | 26,0 | 33,2 | 33,1 | 64,8 | 51,8 | 90 |
| Напруга, кВ | 0,38 | 0,38 | 0,38 | 0,38 | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| Потужність, кВт | 392 | 800 | 1590 | 1800 | 2110 | 2494 | 7300 |
| Маса, т | 420 | 990 | 1500 | 1980 | 3480 | 3150 | 10854 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | | |

Таблиця Д.18

Технічна характеристика бульдозерів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | | | |
|---|-----------|-------|--------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|
| | Д-532 | Д-575 | Д-575А | Д-572 | Д-384 | Д-675С | Д-701 | Д-714 | Д-9Ж | Д-9R | Д-10N | Д-11N | Д-355А |
| Тип бульдозера | Д-532 | Д-575 | Д-575А | Д-572 | Д-384 | Д-675С | Д-701 | Д-714 | Д-9Ж | Д-9R | Д-10N | Д-11N | Д-355А |
| Потужність трактора, кВт | 100 | 140 | 143 | 221 | 228 | 162 | 243 | 368 | 324 | 302 | 388 | 574 | 302 |
| Довжина відвалу без розширювача, мм | 3200 | 3360 | 3640 | 4540 | 4500 | 3460 | 4500 | 5000 | 4120 | 4050 | 5260 | 6350 | 4315 |
| Висота відвалу з козирком, мм | 1300 | 1405 | 1230 | 1550 | 1550 | 1100 | 1400 | 1600 | 1420 | 1934 | 2120 | 2370 | 1840 |
| Максимальний підйом відвалу над рівнем опору гусениць, мм | 890 | 1400 | 1100 | 840 | 840 | 1000 | 1000 | 1200 | 800 | 1422 | 1497 | 1557 | 1525 |
| Максимальне заглиблення відвалу над рівнем опору гусениць, мм | 335 | 1000 | 600 | 400 | 340 | 400 | 500 | 500 | 500 | 606 | 674 | 774 | 660 |
| Кут різання, град. | 50-60 | 45-55 | 50-60 | 50-60 | 50-60 | 40-60 | 40-60 | 40-60 | 45-55 | 45-55 | 45-55 | 45-55 | 50-60 |
| Зовнішні габарити, м | | | | | | | | | | | | | |
| – довжина | 5,2 | 6,7 | 6,5 | 7,0 | 6,9 | 7,8 | 8,9 | 10,2 | 8,2 | 6,8 | 7,8 | 8,4 | 9,9 |
| – ширина | 3,2 | 3,4 | 3,6 | 4,5 | 4,5 | 3,5 | 3,9 | 4,2 | 4,1 | 3,3 | 3,7 | 4,2 | 4,3 |
| – висота | 3,2 | 2,8 | 2,8 | 3,2 | 3,2 | 3,0 | 3,3 | 3,3 | 3,4 | 3,9 | 4,2 | 4,6 | 3,7 |
| Маса бульдозера, т | 13,35 | 18,42 | 14,35 | 31,38 | 28,53 | 27,36 | 37,55 | 40,73 | 46 | 47,4 | 59,8 | 97,5 | 52,32 |
| Країна-виробник | Росія | Росія | Росія | Росія | Росія | Росія | Росія | Росія | США | США | США | США | Японія |

Технічна характеристика скреперів

| Параметри | Показники | | | | | |
|--|---------------------|----------------|------------|--------------------|------------|-----------------------|
| | ДЗ-77, ДЗ-77А | ДЗ-74 | ДЗ-11П | ДЗ-113, ДЗ-113А | ДЗ-115 | ДЗ-107-1, ДЗ-107-2 |
| Тип скрепера | Т-130 | К-702 | МоАЗ-546П | БелАЗ-531 | БелАЗ-531 | БелАЗ |
| Базовий тягач | причепний | напівпричепний | самохідний | самохідний | самохідний | самохідний |
| Потужність, кВт | 117 | 147 | 158 | 265 | 2×265 | 2×407 |
| Ємність ковша, м ³ | 8 | 8 | 8 | 15 | 15 | 25 |
| Вантажність, т | 16 | 16 | 15 | 27 | 29 | 50,4 |
| Ширина різання, мм | 2580 | 2650 | 2820 | 2926 | 3020 | 3550 |
| Глибина різання, мм | 350 | 200 | 300 | 350 | 350 | 410 |
| Дорожній просвіт у транспортному положенні, мм | 500 | 500 | 475 | 600 | 600 | 750 |
| Маса агрегату, т | 24,3 | 23,1 | 20 | 34 | 44,3 | 68 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | |

Технічна характеристика автосамоскидів з гідромеханічною передачею

| Параметри | Показники | | | | | | |
|----------------------------------|------------|-----------|------------|-----------|-------------|---------------------|------------|
| | КамАЗ-5511 | КрАЗ-256Б | Тер.Р-17 | МоАЗ-7505 | БелАЗ-7540 | БелАЗ-7548 -7547 | БелАЗ-7555 |
| Тип автосамоскида | | | | | | | |
| Вантажопідйомність, т | 10 – 13 | 12 | 15,4 | 23 | 30 | 42 – 45 | 55 |
| Ємність кузова, м ³ : | | | | | | | |
| – геометрична | 6,2 – 7,2 | 6,0 | 8,4 | 11,8 | 15,1 | 19,0 | 25,0 |
| – з шапкою | 7,4 – 8,6 | 7,6 | 9,9 | 15,0 | 19,2 | 26,0 | 34,1 |
| Колісна формула | 6 × 4 | 6 × 4 | 4 × 2 | 4 × 4 | 4 × 2 | 4 × 2 | 4 × 2 |
| Мінімальний радіус повороту, м | 9,0 | 10,5 | 8,5 | 8,5 | 8,7 | 10,2 | 9,0 |
| Максимальна швидкість, км/год | 80 | 68 | 41,8 | 50 | 50 | 50 | 55 |
| Шини | 9,00-20 | 12,00-20 | 14,00 – 25 | 26,5-25 | 18,00-25 | 21,00-33 | 24,00-35 |
| Потужність, кВт | 154,4 | 175,0 | 162,0 | 237,0 | 265 – 312,5 | 38 – 448 | 515 – 537 |
| Габаритні розміри, м | | | | | | | |
| – довжина | 7,1 | 8,2 | 6,96 | 7,54 | 7,1 | 8,1 | 8,9 |
| – ширина | 2,5 | 2,65 | 2,67 | 3,25 | 3,7 | 4,4 – 4,6 | 5,2 |
| – висота | 2,7 | 2,8 | 3,29 | 3,1 | 3,9 | 4,3 | 4,6 |
| Маса, т | 9 – 10 | 11,5 | 13,6 | 18,6 | 22,3 | 30 – 33 | 40,5 |
| Країна-виробник | Росія | Україна | США | Білорусь | | | |

Технічна характеристика відвалоутворювачів середньої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | |
|--|-----------|-------------|--------------------|-------------|------------------------|------------------|---------|
| | ОР-3М | ОШ-1500/105 | ЗП-1500 | ОШ-1600/110 | ОГ-1800/50 | ОШС-1500/60 | ОРЛ-1М |
| Тип відвалоутворювача | ОР-3М | ОШ-1500/105 | ЗП-1500 | ОШ-1600/110 | ОГ-1800/50 | ОШС-1500/60 | ОРЛ-1М |
| Теоретична продуктивність в розпушеній масі, м ³ /г | 1250 | 1500 | 1500 | 1600 | 1800 | 1500 | 3300 |
| Максимальний радіус розвантаження, м | 55 | 105 | 55 | 110 | 50 | 39,5 | 85 |
| Максимальна висота розвантаження, м | 31,8 | 36 | 20 | 34 | 18,5 | 16 | 37 |
| Ширина стрічки конвеєра, мм | 1400 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1600 | 1600 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 3 | 4,5 | 4,62 | 5,45 | 4,96 | 4,5 | 4,3 |
| Кут повертання приймальної консолі, град. | – | ±60 | ±120 | ±60 | ±60 | ±60 | – |
| Ходова частина | рейкова | крокуюча | крокуючо-гусенична | крокуюча | гусенична (2 гусениці) | крокуючо-рейкова | рейкова |
| Швидкість пересування, м/год | 460 | 115 | 150 | 90 | 200 | 180 | 600 |
| Потужність, кВт | 180 | 720 | 680 | 720 | 610 | 600 | 630 |
| Маса, т | 202 | 570 | 560 | 570 | 330 | 300 | 290 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,28 | 0,12 | 0,06 | 0,13 | 0,1 | 0,1 | - |
| Екіпаж | 3 | 4 | 3 | 3 | 3 | 3 | |
| Країна-виробник | Україна | | Чехія | Україна | | | |

Технічна характеристика відвалоутворювачів великої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | | | |
|--|------------------------|-----------------------|---------------------|--------------------|----------------------|---------------------|----------------------|------------------------|--------------------|-----------------------|-----------------------|--------------|---------------|
| | А2РС- Б.5000. 67 | АРС- 4000 60/20 | ОПС- 4000/ 85 | ОШ- 4500/ 90 | ОШР- 4500/ 180 | ОШР- 5000/ 95 | ОШР- 5000/ 190 | АРС- 5000/ 60+30 | ЗП- 5500 | А2РС Б.880. 110 | А2РС Б.880. 150 | ЗП- 10000 | ЗПД- 13000 |
| Теоретична продуктивність в розпушеній масі, м ³ /г | 5000 | 4000 | 4500 | 4500 | 5000 | 5000 | 5000 | 5500 | 8800 | 8800 | 8800 | 10000 | 13000 |
| Напруга в мережі кВ | 35 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 35 | 35 | 35 | 35 |
| Максимальний радіус розвантаження, м | 100 | 60 | 85 | 90 | 180 | 95 | 190 | 60 | 80 | 110 | 150 | 103 | 111 |
| Максимальна висота розвантаження, м | 31,5 | 23,3 | 20 | 30 | 60 | 30 | 60 | 24 | 30 | 35 | 45 | — | — |
| Ширина стрічки конвеєра, мм | 2000 | 1400 | 2000 | 1600 | 1600 | 1800 | 1800 | 1800 | 2000 | 2250 | 2250 | 2000 | 2000 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 5 | 6 | 3,15 | 5 | 6 | 6,25 | 6 | 6 | 4,85 | 5 | 5 | 8,7 | 8,7 |
| Кут повертання приймальної консолі, град. | ±120 | ±60 | ±60 | ±65 | ±80 | ±105 | ±45 | ±110 | ±120 | ±90 | ±90 | ±100 | ±95 |
| Ходова частина (число гусениць) | гусенична (6) | крокуючо-рейкова | | | | крокуючо-рейкова | | гусенична (3) | крокуючо-гусенична | гусенична (12) | | крокуюча | гусенична |
| Швидкість пересування, м/год | 360 | 480 | 200 | 200 | 120 | 120 | 120 | 480 | 116 | 360 | 360 | — | — |
| Потужність, кВт | 2380 | 7600 | 2000 | 1840 | 3500 | 2430 | 3900 | 3500 | 3320 | 4155 | 4740 | 5400 | 5980 |
| Маса, т | 2500 | 725 | 800 | 765 | 2220 | 1375 | 2770 | 924 | 1869 | 3652 | 3800 | 3000 | 3850 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,1 | 0,05 | 0,1 | 0,14 | 0,12 | 0,1 | 0,16 | 0,8 | 0,07 | 0,08 | 0,08 | 0,07 | 0,08 |
| Екіпаж | 3 | 3 | 3 | 4 | 7 | 6 | 5 | 3 | 7 | 7 | 8 | 7 | 8 |
| Країна-виробник | Німеччина | | Україна | | | | Німеччина | Чехія | Німеччина | | Чехія | | |

Таблиця Д.23

Технічна характеристика малогабаритних однокішшових екскаваторів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | |
|--|--------------|-----------|---------------------|----------------------|-----------|---------------------|---------|----------|-------|----------|
| Тип екскаватора | ЭО-4321 | ЭО-4121 | Э1100-11Д | Э-1252Б | ЭО-5122 | Э-2503 | ЭКГ-3,2 | ЭКГ-4,6Б | ЭКГ-5 | ЭШ-45М |
| Ємність ковша, м ³ | 0,8/1,0 | 1/1 | 1/1(1) | 1,25/ 1,4(1,5) | 2 /1,6 | 2,5 / (3) | 3,2 | 4,6 | 5,6 | 6,0 |
| Максимальна висота (глибина) черпання, м | 7,9/7,4 | 7,5/5,8 | 6,5/ 6,9 (9,4) | 7,8/7,3 (9,8) | 9,65/7,9 | 9/(10,2) | 9,8 | 10,3 | 11,7 | 22,0 |
| Максимальна висота розвантаження, м | 5,6/5,0 | 5/6 | 5/ 4,2 (4,1) | 5,1 / 5,5 (8,8) | 5,1 / 5,3 | 6,4/ (10,5) | 6,25 | 6,7 | 7,5 | 19,5 |
| Максимальний радіус черпання, м | 7,45/6,9 | 7,25/ 9,2 | 9,1/10,5(14,1) | 9,9/ 11,6 (15,2) | 8,9/ 9,95 | 12/(12,9) | 13,5 | 14,4 | 15,3 | 42,5 |
| Радіус черпання на рівні стояння, м | 2,5 | 4,12 | 5,0 | 6,3 | 4,7 | 7,2 | 8,8 | 9,04 | 10,2 | 42,5 |
| Глибина черпання нижче рівня стояння, м | 3,0 | 3,6 | 1,8 | 2,0 | 4,1 | 2,8 | 4,2 | 4,4 | 4,4 | 22,0 |
| Максимальний радіус розвантаження, м | 6,1/5,8 | 6,5 / 6 | 8,3/9,1 (12,2) | 8,9/10,3 (12,2) | 4,6/ 6,29 | 10,8/ (14) | 12,0 | 12,65 | 13,3 | 42,5 |
| Радіус обертання кузова, м | 2,7 | 3,13 | 3,5 | 3,6 | 3,2 | 5,0 | 5,5 | 5,25 | 6,5 | 9,74 |
| Час циклу, с | 14,9/17 | 22,0 | 23,0 | 20/ 26 (24) | 20/24 | 22,0 | 23,3 | 23,0 | 25,0 | 42,0 |
| Привід | дизель | | | дизель (електричний) | дизель | електричний | | | | |
| Потужність, кВт | 55,0 | 95,7 | 79,0 | 95,7 (90) | 118 | 160 | 250 | 250 | 320 | 500 |
| Ходова частина | пнемоколісна | гусенична | | | | | | | | крокуюча |
| Тиск на ґрунт, МПа | – | 0,065 | 0,087 | 0,088 | 0,08 | 0,125 | 0,178 | 0,125 | 0,245 | 0,06 |
| Країна-виробник | Україна | | Російська Федерація | | Україна | Російська Федерація | | | | |

Примітка: чисельник – пряма механічна лопата; знаменник – зворотна механічна лопата або (драглайн)

Таблиця Д.24

Технічна характеристика гідравлічних екскаваторів

| Параметри | Показники | | | | | | | |
|--|---------------------|--------|-------|-----------|-----------|---------------------|-------|-----------|
| | ЭГ-6 | ЭГ-12Б | ЭГ-15 | РН-1550CD | РН-2250CD | ЭГО-4 | ЭГО-8 | РН-1550HD |
| Робоче обладнання | пряма мехлопата | | | | | зворотна мехлопата | | |
| Ємність ковша для скельних порід, м ³ | 6,0 | 12,0 | 15,0 | 9,2 | 11,5 | 4,0 | 8,0 | 9,0 |
| Максимальна висота копання, м | 13 | 13,5 | 16 | 12,7 | 15,2 | – | – | – |
| Максимальна глибина копання, м | – | – | – | 3,0 | 3,5 | 9,0 | 12,0 | 8,2 |
| Максимальна висота розвантаження, м | 9,0 | 10,5 | 13,0 | 9,0 | 12,4 | 9,0 | 12,5 | 9,0 |
| Максимальний радіус копання, м | 13,0 | 15,0 | 16,0 | 13,3 | 16,1 | 12,3 | 16,7 | 16,1 |
| Радіус копання на рівні стояння, м | 12,0 | 13,5 | 14,0 | 12,7 | 15,2 | 12,3 | 16,7 | 16,1 |
| Максимальний радіус розвантаження, м | 12,0 | 13,5 | 14,0 | 11,0 | 11,7 | 9,0 | 12,5 | 8,9 |
| Радіус обертання кузова, м | - | 7,1 | - | 4,6 | 5,5 | - | 7,2 | 4,6 |
| Потужність, кВт | 500 | - | 910 | 820 | 1200 | 660 | 910 | 820 |
| Маса, т | 150 | 330 | 350 | 206 | 341 | 150 | 350 | 205 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,16 | 0,22 | 0,167 | 0,143 | 0,155 | 0,17 | 0,167 | 0,142 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | США | | Російська Федерація | | США |

Технічна характеристика стрічкових конвеєрів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | |
|--|-----------|--------------|---------|----------|---------|----------|----------|----------|-----------|-------|
| | КЛШ-500М | КЛЗ-500/11МА | КЛШ-800 | 2ЛУ-120А | КЛМ-800 | С-160160 | С-200200 | С-200200 | С-200200 | ФРН |
| Тип конвеєра | | | | | | | | | | |
| Ширина стрічки, мм | 1000 | 1000 | 1200 | 1200 | 1200 | 1600 | 2000 | 2000 | 2000 | 3000 |
| Швидкість руху, м/с | 2,26 | 2,26 | 2,58 | 3,15 | 3,6 | 2,5 | 2,5 | 2,5 | 3,15 | 6,5 |
| Продуктивність по розпушеній масі, м ³ /год | 370 | 370 | 600 | 900 | 1950 | 2500 | 4000 | 4000 | 4960 | 10900 |
| Кількість приводних барабанів, од | 1 | 2 | 1 | 2 | 2 | 1 | 1 | 1 | 2 | 6 |
| Довжина конвеєрного ставу, м | 300 | 400 | 800 | 1800 | 800 | 1100 | 1000 | 1000 | 1000 | 2500 |
| Потужність | 75 | 75 | 1502 | 500 | 2×200 | 630 | 800 | 1250 | 2×630 | 9000 |
| Країна-виробник | Україна | | | Росія | Україна | Росія | | | Німеччина | |

Технічна характеристика самохідних рейкових вибійних конвеєрів

| Параметри | Показники | | | | |
|------------------------------|-----------|------|---|---|---|
| | БС-120М | НКМЗ | Продуктивність кон- веєра 1000-1500 м ³ /год | Продуктивність кон- веєра 4000 м ³ /год | Продуктивність кон- веєра 6600 м ³ /год |
| Тип бункера | | | | | |
| Ширина стрічки конвеєра, мм | 1200 | 1800 | 1200 | 1400 | 2000 |
| Рейкова колія, мм | 2730 | 4000 | 3000 | 3000 | 3000 |
| Швидкість пересування, м/год | 480 | 370 | 600 | 360 | 300 |
| Габаритні розміри, м: | | | | | |
| – довжина | 11 | 7,36 | 7,1 | 7 | 8 |
| – ширина | 3,5 | 5,9 | 3,5 | 4 | 4 |
| – висота | 3 | 4,5 | 2,2 | 3,75 | 3,8 |
| Потужність, кВт | 11,4 | 84,4 | 40 | 48,5 | 50 |
| Маса, т | 13 | 40 | 30 | 35 | 40 |
| Країна-виробник | Україна | | Чехія | Німеччина | |

Таблиця Д.27

Технічна характеристика гусеничних перевантажувачів малої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | |
|--|-----------|-------|------|------|------|-------|-------|-----------|
| | СКП-1 | СКП-2 | СТ-6 | СТ-7 | СТ-8 | СТ-11 | СТ-19 | СТ-35/600 |
| Тип перевантажувача | СКП-1 | СКП-2 | СТ-6 | СТ-7 | СТ-8 | СТ-11 | СТ-19 | СТ-35/600 |
| Теоретична продуктивність в розпушеній масі, м ³ /год | 200 | 300 | 600 | 200 | 600 | 550 | 550 | 600 |
| Максимальна транспортна довжина, м | 16 | 32 | 26 | 31,5 | 24 | 33 | 32 | 35 |
| Максимальна висота, м: | | | | | | | | |
| – навантаження | 4 | 7,5 | 8 | 7,6 | 1,5 | 6 | 6 | 6 |
| – розвантаження | 6,5 | 7,5 | 8 | 5,4 | 6,4 | 7 | 7 | 7,5 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 1,7 | 1,7 | 1,7 | 2 | 3 | 2,3 | 2,3 | 2,5 |
| Швидкість пересування, м/год | 600 | 480 | 2016 | 1200 | 600 | 400 | 400 | 408 |
| Маса, т | 15 | 32 | 35 | 30 | 30 | 60 | 60 | 60 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,07 | 0,07 | 0,06 | 0,05 | 0,07 | 0,07 | 0,07 | 0,18 |
| Країна-виробник | Україна | | | | | | | |

Таблиця Д.28

Технічна характеристика гусеничних перевантажувачів середньої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | | | | |
|--|-----------|--------|-------|----------|----------|-------------|--------------|------------|----------|----------|
| | ПШ-55/850 | ПН-100 | СТ-10 | ПЛШ-1200 | ПЛГ-1200 | БРС-1200/80 | П-1600 50/17 | ПГ-54/1950 | ПГС-1500 | ПВЗ-1800 |
| Тип перевантажувача | | | | | | | | | | |
| Теоретична продуктивність в розпушеної масі, м ³ /год | 850 | 900 | 1000 | 1200 | 1500 | 1500 | 1600 | 1950 | 1500 | 1800 |
| Максимальна транспортна довжина, м | 55 | – | 102,6 | – | – | 80 | 73 | 54 | – | 72,2 |
| Максимальна висота, м: | | | | | | | | | | |
| – навантаження | 4 | 4 | 4 | 10 | 2 | 10 | 9,7 | 5,1 | 5 | 5 |
| – розвантаження | 6 | 11 | 6,2 | 11 | 10 | 10 | 21 | 21,8 | 10 | 17 |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 1200 | 1200 | 1400 | 1400 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1800 | 1200 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 3 | 3 | 3 | 3 | 4 | 4 | 5 | 4,25 | 3,5 | 3,15 |
| Швидкість пересування, м/год | 400 | 400 | 406 | 180 | 180 | 360 | 345 | 345 | 300 | 450 |
| Потужність, кВт | 250 | 280 | 200 | 300 | 300 | 400 | 510 | 420 | 500 | 430 |
| Маса, т | 60 | 70 | 50 | 70 | 75 | 201 | 354 | 287 | 770 | 700 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,06 | 0,07 | 0,06 | 0,06 | 0,08 | 0,1 | 0,1 | 0,1 | 0,1 | 0,1 |
| Екіпаж, чол. | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 |
| Країна-виробник | Україна | | | | | Німеччина | Україна | | | Чехія |

Таблиця Д.29

Технічна характеристика перевантажувачів великої потужності

| Параметри | Показники | | | | | | |
|--|---------------|--------------------|-----------------|--------------|---------|---------------|---------------|
| | ПГ-5000/60 | ПМК-5000/27 | СПУ-5000 | АРС-0/30+23 | БС-5000 | ПВП-6600 | БРС-2250/60 |
| Тип перевантажувача | ПГ-5000/60 | ПМК-5000/27 | СПУ-5000 | АРС-0/30+23 | БС-5000 | ПВП-6600 | БРС-2250/60 |
| Теоретична продуктивність в розпушеній масі, м ³ /год | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 5000 | 6600 | 9300 |
| Максимальна транспортна довжина, м | 60 | 106 | 114 | 52,5 | 111,5 | 60 | 60 |
| Максимальна висота, м: | | | | | | | |
| – навантаження | 5,3 | 10 | 14,8 | 11,3 | 5 | 15,5 | 10 |
| – розвантаження | 15,4 | 27 | 5,6 | 14,5 | 33,5 | 19,5 | 10 |
| Ширина конвеєрної стрічки, мм | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 2250 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 5 | 6,25 | 5 | 4,2 | 4,5 | 5 | 4,5 |
| Швидкість пересування, м/г | 600 | 40 | 70 | 420 | 360 | 360 | 360 |
| Ходова частина (число гусениць) | гусенична (2) | крокуючо-гусенична | крокуючорейкова | гусенична(2) | рейкова | гусенична (4) | гусенична (4) |
| Потужність, кВт | 960 | 700 | 560 | 800 | 1305 | 670 | 1081 |
| Маса, т | 435 | 770 | 970 | 357 | 805 | 950 | 495 |
| Тиск на ґрунт, МПа | 0,1 | 0,1 | 0,12 | 0,1 | - | 0,1 | 0,1 |
| Екіпаж, чол. | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 2 | 3 |
| Країна-виробник | Україна | | | Німеччина | | Чехія | Німеччина |

Технічна характеристика гідромолотів великогабаритної серії

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | | |
|---|------------|------------|------------|------------|-----------|---------|---------|---------|-----------|-----------|----------|----------|
| | BR2155 | BR3288 | BR4510 | BR7013 | F30 | F45 | F70 | F100 | HB20 | HB40 | HB80 | HB100 |
| Тип гідромолота | BR2155 | BR3288 | BR4510 | BR7013 | F30 | F45 | F70 | F100 | HB20 | HB40 | HB80 | HB100 |
| Робоча маса, кг | 1220 | 2350 | 3800 | 7000 | 2270 | 3310 | 4350 | 6800 | 105 | 150 | 370 | 505 |
| Кількість ударів, уд./хв. | 490-780 | 370-630 | 350-550 | 350-550 | 350-450 | 300-500 | 250-500 | 200-350 | 1100-2600 | 1050-2050 | 500-1700 | 500-1700 |
| Робочий тиск, бар. | 140-160 | 150-160 | 155-165 | 150-170 | 145-180 | 160-180 | 160-180 | 160-180 | 100-150 | 100-150 | 90-140 | 100-140 |
| Тиск відкриття запобіжного клапану, бар. – мінімальний – максимальний | 220 240 | 220 240 | 205 230 | 220 230 | – – | – – | – – | – – | – – | – – | – – | – – |
| Діапазон потоку робочої рідини, л/хв. | 120-180 | 160-250 | 220-350 | 300-400 | 150-210 | 200-250 | 250-340 | 280-390 | 20-48 | 30-63 | 40-120 | 50-150 |
| Максимальний зворотній тиск, бар. | 10 | 10 | 10 | 10 | – | – | – | – | – | – | – | – |
| Вхідна потужність, кВт. | 48 | 67 | 96 | 113 | – | – | – | – | – | – | – | – |
| Діаметр робочого інструменту, мм | 118 | 142 | 170 | 203 | 150 | 165 | 180 | 210 | 42 | 50 | 80 | 90 |
| Маса базової машини, т | 19-22 | 27-40 | 40-70 | 60-100 | 25-40 | 30-50 | 45-70 | 65-100 | 1-4 | 4-9 | 5-9 | 7-13 |
| Рівень шуму (200/14/ЕС), дБ(А) | 128 | 124 | 127 | 129 | – | – | – | – | – | – | – | – |
| Країна-виробник | Швеція | | | | Німеччина | | | | Фінляндія | | | |

Таблиця Д.31

Технічна характеристика тракторних пересувачів конвеєрів (турнодозерів)

| Параметри | Показники | | | | | |
|--|-----------|-----------|-------------|--------------|----------------|-------------|
| | П-1 | Т-10С | ДЕТ-250 | П-10 (Т-100) | П-10 (ДЕТ-250) | ДЕТ-250 |
| Тип пересувача | П-1 | Т-10С | ДЕТ-250 | П-10 (Т-100) | П-10 (ДЕТ-250) | ДЕТ-250 |
| Ширина стрічки пересуваного конвеєра, мм | 1200 | 1200 | 1200 – 2000 | 1000 – 2000 | 1000 – 2000 | 1200 – 2500 |
| Базовий трактор | Т-140 | Т-180 | ДЕТ-250 | Т-100 | ДЕТ-250 | ДЕТ-250 |
| Максимальне зусилля підйому, кН | 100 | 100 | 150 | 30 | 100 | 125 |
| Крок пересування конвеєра, м | 0,5 | 0,2 – 0,8 | 0,4 – 0,8 | 0,4 | 1 | 1 – 1,2 |
| Швидкість пересування максимальна, км/год: | | | | | | |
| – вперед | 10,85 | 10,85 | 12 | 4 | 12 | 12 |
| – назад | 6,82 | 6,82 | 12 | 4 | 12 | 12 |
| Питомий тиск на ґрунт, МПа | 0,08 | 0,1 | 0,1 | 0,06 | 0,09 | 0,1 |
| Розміри, м: | | | | | | |
| – довжина | 5,8 | 5,3 | 7 | 4,2 | 6,9 | 7 |
| – ширина | 6,6 | 3,6 | 6,5 | 3,4 | 7,5 | 7 |
| – висота | 4,35 | 4,6 | 3,7 | 3,4 | 5,4 | 5,5 |
| Маса, т | 30 | 25,6 | 42 | 14,6 | 36,6 | 34 |
| Країна-виробник | Україна | | | Чехія | | Німеччина |

Таблиця Д.32

Технічна характеристика рейкових перевантажувальних візків відвальних конвеєрів

| Параметри | Показники | | | | | | |
|--|--------------|------|---------------------|---------------------|-----------------|----------------------|-----------------|
| | ТПС-1600/1,2 | НКМЗ | Зі стрічкою 1200 мм | Зі стрічкою 1600 мм | Конвеєри ТАКРАФ | Конвеєри “Лауххамер” | Конвеєри “Круп” |
| Теоретична продуктивність в розпушеній масі, м ³ /год | 1600 | 5000 | 1500 | 5000 | 5000-7200 | 4000 | 5000 |
| Ширина стрічки, мм | 1200 | 1800 | 2200 | 1600 | 2000 | 1400 | 1800 |
| Швидкість руху стрічки, м/с | 4,5 | 4,35 | 3,15 | 3,6 | 4,5 | 5 | 4,5 |
| Висота осі розвантажувального барабана, м | 3 – 6 | 6,2 | 2,6 – 4,5 | 3,7 – 6 | 6,5 | 2,5 – 4,9 | 7 |
| Довжина консолі, м | 8,6 | 4,7 | 9 | 9 | 4,5 | 9 | 19,8 |
| Швидкість пересування, м/г | 420 | 145 | 780 | 720 | 300 | 480 | 150 |
| Рейкова колія, мм | 2730 | 4000 | 3000 | 3400 | 40000 | 3000 | 4000 |
| Потужність, кВт | 10,8 | 28 | 85 | 185 | 30 | 20,6 | 14 |
| Габаритні розміри, м: | | | | | | | |
| – довжина | 25,7 | 38,2 | 23,58 | 34 | 35 | 26 | 48,5 |
| – ширина | 5,32 | 4,67 | 5 | 5 | 5,5 | 5 | 5,3 |
| – висота | 7,12 | 9,2 | 7,3 | 10 | 8 | 8 | 9,5 |
| Країна-виробник | Україна | | Чехія | | Німеччина | | |

Таблиця Д.33

Технічна характеристика навісних розпушувачів

| Параметри | Показники | | | | | | | |
|--------------------------|---------------------|---------|----------|--------|----------|----------|----------|--------|
| Тип розпушувача | Д-515С | ДП-22С | Д-576Б | Д-671С | Д-652АС | РИГ-3 | Д-672С | Д-673С |
| Базовий тягач | Т-100МГП | Т-180КС | Т-180Г | Т-220 | ДЕТ-250М | ДЕТ-250М | Т-300 | Т-500 |
| Потужність, кВт | 100 | 132 | 143 | 162 | 228 | 221 | 243 | 368 |
| Габарити розпушувача: | | | | | | | | |
| – ширина, м | 1,9 | 1,9 | 1,9 | 2,3 | 2,4 | 1,66 | 2,1 | 1,1 |
| – довжина, м | 5,8 | 8,3 | 8,8 | 0,73 | 8,6 | 8,2 | 7,9 | 9,4 |
| Зуби: | | | | | | | | |
| – кількість | 1 – 3 | 1 – 3 | 1 – 3 | 1 – 3 | 1 – 3 | 1 | 1 – 3 | 1 |
| – відстань між осями, мм | 700 | 800 | 750, 700 | 960 | 1020 | – | 850, 700 | – |
| Глибина розпушення, мм | 400 | 500 | 700,500 | 500 | 700 | 500 | 700 | 550 |
| Ширина кінцівки зуба, мм | 86 | 86 | 104 | 104 | 105 | 105 | 114 | 124 |
| Маса, т | 1,4 | 3,2 | 2 | 3,8 | 5,9 | 3,1 | 4,2 | 5,5 |
| Країна-виробник | Російська Федерація | | | | | | | |

Таблиця Д.34

Технічна характеристика фронтальних навантажувачів

| Параметри | Показники | | | | | | | | | | |
|--|-----------------|------------------|-----------------|-----------------|----------------|-------|---------|----------|--------|--------|-------|
| | Д-574 (ТО-7) | Д-563 (ТО-10) | Д-543 (ТО-5) | Д-584 (ТО-8) | БелАЗ- 7822 | L-600 | ТО-21-1 | Cat-992C | Д-600С | L-1200 | M675B |
| Тип навантажувача | | | | | | | | | | | |
| Ємність ковша, м ³ | 1 | 2 | 2,8 | 3 | 6 | 7,65 | 9,3 | 10,3 | 11,5 | 16,8 | 18,35 |
| Ширина ріжучого краю ковша, м | 2,05 | 2,9 | 3,1 | 3,1 | 3,9 | 4 | 4,1 | 4,75 | 4,7 | 5 | 5,7 |
| Максимальна висота розвантаження, м | 2,7 | 3,1 | 3,2 | 3,35 | 4,05 | 3,94 | 4,2 | 4,5 | 4,5 | 5,7 | 5,4 |
| Ходова частина | гусенична | | | | пневмоколісна | | | | | | |
| Максимальна швидкість руху, км/год | 10,7 | 11,2 | 10,9 | 40 | 32 | 24,3 | 23,5 | 23 | 35,4 | 19,3 | 26,2 |
| Мінімальний радіус повороту, м | – | – | – | 7,5 | 9,5 | 8,6 | 9,8 | 10,8 | 9,45 | 12,1 | 13,2 |
| Габаритні розміри з опущеним ковшем, м | | | | | | | | | | | |
| – довжина | 5,7 | | | | 11,64 | 12 | 12,4 | 12,7 | 12,8 | 14,6 | 15,4 |
| – ширина | 2,05 | 2,9 | 3,1 | 3,1 | 4,15 | 4,5 | 5 | 5,4 | 5,5 | 5,14 | 6,5 |
| – висота | 2,03 | | | | 3,9 | 3,6 | 4,2 | 4,7 | 4,5 | 5,5 | 5,5 |
| Потужність, кВт | 75 | 135 | 180 | 240 | 312-330 | 391,5 | 404,5 | 515 | 588,3 | 895 | 982 |
| Маса, т | 9,6 | 17,4 | 26,2 | 21 | 53 | 59,1 | 74 | 86,1 | 81,8 | 136 | 176,2 |
| Країна-виробник | Росія | | | Білорусь | | США | Україна | США | | | |

Таблиця Д.35

Перелік і тривалість робіт при розкритті Ново-Дмитрівського родовища з нарощуванням виробничої потужності у часі

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|--------------------------------|--|--|---|---------------------------|
| I горизонт (+125 – +65) | | | | |
| 1 | Підготовка монтажної площадки | – | – | 60 |
| 2 | Доставка драглайна ЕШ-6/60№1 | – | – | 15 |
| 3 | Доставка бульдозера для планування траси стрічкових конвеєрів | – | – | 15 |
| 4 | Монтаж ЕШ-6/60№1 | – | – | 96 |
| 5 | Проведення нагірної канави ЕШ-6/60№1 | 8,16 | 1,2 | 150 |
| 6 | Доставка ЕШ-20/90 №1 | – | – | 15 |
| 7 | Монтаж ЕШ-20/90 №1 | – | – | 360 |
| 8 | Доставка на монтажну площадку стрічкових конвеєрів для транспортування по- рід розкриву | – | – | 30 |
| 9 | Монтаж стрічкових конвеєрів для драглайну ЕШ-20/90№1 | – | – | 60 |
| 10 | Доставка бункеру для драглайну ЕШ-20/90№1 | – | – | 15 |
| 11 | Монтаж бункеру для драглайну ЕШ-20/90№1 | – | – | 90 |
| 12 | Доставка турнодозерів | – | – | 3 |
| 13 | Доставка роторного екскаватора СРС-6300№1 | – | – | 66 |
| 14 | Монтаж роторного екскаватора СРС-6300№1 | – | – | 510 |
| 15 | Доставка відвалоутворювача ОШР-10000/190№1 | – | – | 60 |
| 16 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-10000/190№1 | – | – | 300 |
| 17 | Доставка відвалоутворювача ОШР-5000/95№1 | – | – | 60 |
| 18 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-5000/95№1 | – | – | 250 |
| 19 | Доставка перевантажувача ПГ-5000/60№1 | – | – | 60 |
| 20 | Монтаж перевантажувача ПГ-5000/60№1 | – | – | 60 |
| 21 | Проведення в'їздної траншеї ЕШ-6/60№1 | 8,16 | 0,6 | 73 |
| 22 | Відробка 1 західки висотою 30 м та шириною 60 м ЕШ-20/90№1 нижнім чер- панням | 19,33 | 0,9 | 45 |
| 23 | Відробка 2 західки висотою 30 м та шириною 60 м ЕШ-20/90№1 нижнім чер- панням | 19,33 | 0,9 | 45 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|-----------------------------|--|--|---|---------------------------|
| 24 | Відробка 3 західки на другому підступі висотою 15 м і шириною 30 м ЕШ-20/90№1 верхнім черпанням | 19,33 | 0,225 | 12 |
| 25 | Відробка 4 західки на третьому підступі висотою 15 м і шириною 30 м ЕШ-20/90№1 верхнім черпанням | 19,33 | 0,225 | 12 |
| 26 | Планування траси для пересувки конвеєрів і привідних станцій | – | – | 1,3 |
| 27 | Відключення комутаційної апаратури і кабельних шлейфів | – | – | 0,33 |
| 28 | Пересувка конвеєрного ставу | – | – | 0,83 |
| 29 | Переміщення завантажувальних саней | – | – | 0,042 |
| 30 | Проведення ремонтних робіт | – | – | 0,25 |
| 31 | Відкопування і встановлення якорів | – | – | 0,37 |
| 32 | Переміщення і встановлення бульдозером і трубоукладачем кінцевих барабанів і обертових пристроїв | – | – | 0,042 |
| 33 | Рихтування конвеєрного ставу | – | – | 0,35 |
| 34 | Проведення пусконаладжувальних робіт | – | – | 0,25 |
| 35 | Прийом конвеєра в роботу | – | – | 0,083 |
| 36 | Доставка ЕШ-20/90 №2 | – | – | 15 |
| 37 | Монтаж ЕШ-20/90 №2 | – | – | 360 |
| 38 | Монтаж стрічкових конвеєрів для драглайну ЕШ-20/90№2 | – | – | 65 |
| 39 | Доставка бункеру для драглайну ЕШ-20/90№2 | – | – | 15 |
| 40 | Монтаж бункеру для драглайну ЕШ-20/90№2 | – | – | 90 |
| 41 | Відробка західки 2а драглайнами ЕШ-20/90 №1,2 | 38,66 | 2,92 | 75 |
| 42 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 4,8 |
| 43 | Відробка західки 3а драглайнами ЕШ-20/90 №1,2 | 38,66 | 3,6 | 93,1 |
| 44 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 5,5 |
| 45 | Відробка західки 4а драглайнами ЕШ-20/90 №1,2 | 38,66 | 4,28 | 110,6 |
| 46 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 6,3 |
| 47 | Доставка земснаряду 500-60 МН №1 | – | – | 30 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|---|---|--|---|---------------------------|
| 48 | Доставка земснаряду 500-60 МН №2 | – | – | 30 |
| 49 | Монтаж земснаряду 500-60 МН №1 | – | – | 96 |
| 50 | Монтаж земснаряду 500-60 МН №2 | – | – | 96 |
| 51 | Доставка гідромонітору КУГУ-350№1 | – | – | 30 |
| 52 | Доставка гідромонітору КУГУ-350№2 | – | – | 30 |
| 53 | Монтаж гідромонітору КУГУ-350№1 | – | – | 75 |
| 54 | Монтаж гідромонітору КУГУ-350№2 | – | – | 75 |
| II горизонт (+65 – +5) Освоєння виробничої потужності 3 млн. т/рік | | | | |
| 55 | Відробка 1 західки земснарядами 500-60 МН №1 і №2 | 21,3 | 0,34 | 15 |
| 56 | Відробка 2 західки земснарядами 500-60 МН №1 і №2 | 21,3 | 0,34 | 15 |
| 57 | Відробка 3 західки земснарядами 500-60 МН №1 і №2 | 21,3 | 0,34 | 15 |
| 58 | Відробка 4 західки земснарядами 500-60 МН №1 і №2 | 21,3 | 0,34 | 15 |
| 59 | Заукіска уступів гідромоніторами КУГУ-350 №1 і №2 | 14,0 | 0,25 | 18 |
| 60 | Монтаж конвеєрів для роторного екскаватора СРС-6300№1 | – | – | 180 |
| 61 | Відробка західки ба роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 62 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 63 | Доставка ЕШ-20/90 №3 | – | – | 15 |
| 64 | Доставка ЕШ-20/90 №4 | – | – | 15 |
| 65 | Монтаж ЕШ-20/90 №3 | – | – | 360 |
| 66 | Монтаж ЕШ-20/90 №4 | – | – | 360 |
| 67 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №3 | – | – | 15 |
| 68 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №4 | – | – | 15 |
| 69 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №3 | – | – | 90 |
| 70 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №4 | – | – | 90 |
| 71 | Доставка відвалоутворювача ОШР-5000/95 №2 | – | – | 60 |
| 72 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-5000/95 №2 | – | – | 250 |
| 73 | Монтаж стрічкових конвеєрів для ЕШ-№3,4 | – | – | 65 |
| 74 | Відробка західки 7б драглайнами ЕШ-20/90 №3,4 | 38,6 | 2,92 | 75 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|--------------------------------|---|--|---|---------------------------|
| 75 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 4,8 |
| 76 | Відробка західки 8а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 77 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 78 | Відробка західки 9б драглайнами ЕШ-20/90 №3,4 | 38,66 | 3,6 | 93,1 |
| 79 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 5,5 |
| 80 | Відробка західки 10а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 81 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 82 | Відробка західки 11б драглайнами ЕШ-20/90 №3,4 | 38,66 | 4,28 | 110,6 |
| 83 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 6,3 |
| III горизонт (+5 – -55) | | | | |
| 84 | Поглиблення траншеї 12в земснарядами 500-60 МН №1,2 | 21,3 | 1,36 | 60 |
| 85 | Заукіска уступів гідромоніторами КУГУ-350№1,2 | 14,0 | 0,25 | 18 |
| 86 | Відробка західки 13а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 87 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 88 | Доставка роторного екскаватора СРС-6300№2 | – | – | 66 |
| 89 | Монтаж роторного екскаватора СРС-6300№2 | – | – | 510 |
| 90 | Доставка відвалоутворювача ОШР-10000/190№2 | – | – | 60 |
| 91 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-10000/190№2 | – | – | 300 |
| 92 | Доставка перевантажувача ПГ-5000/60№1 | – | – | 60 |
| 93 | Монтаж перевантажувача ПГ-5000/60№1 | – | – | 60 |
| 94 | Доставка ЕШ-20/90 №5 | – | – | 15 |
| 95 | Доставка ЕШ-20/90 №6 | – | – | 15 |
| 96 | Монтаж ЕШ-20/90 №5 | – | – | 360 |
| 97 | Монтаж ЕШ-20/90 №6 | – | – | 360 |
| 98 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №5 | – | – | 15 |
| 99 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №6 | – | – | 15 |
| 100 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №5 | – | – | 90 |
| 101 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №6 | – | – | 90 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|--|---|--|---|---------------------------|
| 102 | Доставка відвалоутворювача ОШР-5000/95 №3 | – | – | 60 |
| 103 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-5000/95 №3 | – | – | 250 |
| 104 | Монтаж стрічкових конвеєрів для ЕШ-20/90 №5,6 | – | – | 65 |
| 105 | Монтаж стрічкових конвеєрів для роторним екскаватором СРС-6300 №2 | – | – | 170 |
| 106 | Відробка західки 14б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 107 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 108 | Відробка західки 15в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 2,92 | 75 |
| 109 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 4,8 |
| 110 | Відробка західки 16а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 111 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 112 | Відробка західки 17б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 113 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 114 | Відробка західки 18в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 3,6 | 93,1 |
| 115 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 5,5 |
| 116 | Відробка західки 19а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 117 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 118 | Відробка західки 20б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 119 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 120 | Відробка західки 21в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 4,28 | 110,6 |
| 121 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 6,3 |
| IV горизонт (-55 – -115) Освоєння виробничої потужності 6 млн.т/рік | | | | |
| 122 | Поглиблення траншеї 22г земснарядами 500-60 МН №1,2 | 21,3 | 1,36 | 60 |
| 123 | Заукіска уступів гідромоніторами КУГУ-350№1,2 | 14,0 | 0,25 | 18 |
| 124 | Відробка західки 23а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 125 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 126 | Відробка західки 24б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 127 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 128 | Відробка західки 25в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 4,94 | 127,7 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|-----------------------------|---|--|---|---------------------------|
| 129 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 7 |
| 130 | Доставка ЕШ-20/90 №7 | – | – | 15 |
| 131 | Доставка ЕШ-20/90 №8 | – | – | 15 |
| 132 | Монтаж ЕШ-20/90 №7 | – | – | 360 |
| 133 | Монтаж ЕШ-20/90 №8 | – | – | 360 |
| 134 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №7 | – | – | 15 |
| 135 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №8 | – | – | 15 |
| 136 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №7 | – | – | 90 |
| 137 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №8 | – | – | 90 |
| 138 | Доставка відвалоутворювача ОШР-5000/95 №7 | – | – | 60 |
| 139 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-5000/95 №8 | – | – | 250 |
| 140 | Монтаж стрічкових конвеєрів для ЕШ-20/90 №7,8 | – | – | 65 |
| 141 | Відробка західки 26г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,66 | 2,92 | 75 |
| 142 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 4,8 |
| 143 | Відробка західки 27а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 144 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 145 | Відробка західки 28б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 146 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 147 | Відробка західки 29в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 5,62 | 145,1 |
| 148 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 7,75 |
| 149 | Відробка західки 30г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,66 | 3,6 | 93,1 |
| 150 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 5,5 |
| 151 | Відробка західки 31а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 152 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 153 | Відробка західки 32б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 154 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 155 | Відробка західки 33в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,6 | 6,3 | 162,94 |
| 156 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 8,45 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|---------------------------------|---|--|---|---------------------------|
| 157 | Відробка західки 34г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,66 | 4,28 | 110,6 |
| 158 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 6,3 |
| V горизонт (-115 – -175) | | | | |
| 159 | Поглиблення траншеї 35д земснарядами 500-60 МН №1,2 | 21,3 | 1,36 | 60 |
| 160 | Заукіска уступів гідромоніторами КУГУ-350№1,2 | 14 | 0,25 | 18 |
| 161 | Відробка західки 36а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 162 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 163 | Відробка західки 37б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 164 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 165 | Відробка західки 38в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,6 | 6,96 | 180 |
| 166 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 9,22 |
| 167 | Відробка західки 39г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,6 | 4,94 | 145,1 |
| 168 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 7 |
| 169 | Доставка ЕШ-20/90 №9 | – | – | 15 |
| 170 | Доставка ЕШ-20/90 №10 | – | – | 15 |
| 171 | Монтаж ЕШ-20/90 №9 | – | – | 360 |
| 172 | Монтаж ЕШ-20/90 №10 | – | – | 360 |
| 173 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №9 | – | – | 15 |
| 174 | Доставка бункеру для ЕШ-20/90 №10 | – | – | 15 |
| 175 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №9 | – | – | 90 |
| 176 | Монтаж бункеру для ЕШ-20/90 №10 | – | – | 90 |
| 177 | Доставка відвалоутворювача ОШР-5000/95 №9 | – | – | 60 |
| 178 | Монтаж відвалоутворювача ОШР-5000/95 №10 | – | – | 250 |
| 179 | Монтаж стрічкових конвеєрів для ЕШ-20/90 №9,10 | – | – | 65 |
| 180 | Відробка західки 40д драглайнами ЕШ-20/90 №9,10 | 38,66 | 2,92 | 75 |
| 181 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 4,8 |
| 182 | Відробка західки 41а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 183 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |

Продовження таблиці Д.35

| Подія (кінець роботи) | Назва роботи | Продуктивність, тис. м ³ /добу | Об'єм ро- боти, млн. м ³ | Тривалість роботи, діб |
|----------------------------------|---|--|---|---------------------------|
| 184 | Відробка західки 42б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 185 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 186 | Відробка західки 43в драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 7,64 | 197,6 |
| 187 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 9,9 |
| 188 | Відробка західки 44г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,66 | 5,62 | 145,1 |
| 189 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 7,75 |
| 190 | Відробка західки 45д драглайнами ЕШ-20/90 №9,10 | 38,66 | 3,6 | 93,1 |
| 191 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 5,5 |
| 192 | Відробка західки 46а роторним екскаватором СРС-6300№1 | 128,4 | 12,96 | 101 |
| 193 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 13 |
| 194 | Відробка західки 47б роторним екскаватором СРС-6300№2 | 128,4 | 11,34 | 88,4 |
| 195 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 12 |
| 196 | Відробка західки 48д драглайнами ЕШ-20/90 №5,6 | 38,66 | 9,52 | 215,1 |
| 197 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 10,7 |
| 198 | Відробка західки 49г драглайнами ЕШ-20/90 №7,8 | 38,66 | 6,3 | 162,94 |
| 199 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 8,45 |
| 200 | Відробка західки 50д драглайнами ЕШ-20/90 №9,10 | 38,66 | 4,28 | 110,6 |
| 201 | Пересувка конвеєрної лінії | – | – | 6,3 |
| VI горизонт (-175 – -235) | | | | |
| 202 | Поглиблення траншеї 51е земснарядами 500-60 МН №1,2 | 21,3 | 1,36 | 60 |
| 203 | Заукіска уступів гідромоніторами КУГУ-350№1,2 | 14 | 0,25 | 18 |
| 204 | Досягнення проектної глибини кар'єру | – | – | |

Промислова систематизація твердих родовищ корисних копалин (за М.П. Єрмаковим та В.І. Смирновим)

| Металічні | Неметалічні | | | | Горючі | | |
|---|--|--|--|---|---|---|--|
| Родовища елементів чи їх сполук | Родовища мінералів | | Родовища кристалів | | Родовища аморфних порід | Родовища гірських порід | |
| Руда | СИРОВИНА | | | | Виробне та кольорове каміння | Будівельні матеріали та скляно-керамічна сировина | Паливно-хімічна сировина |
| | Металургійна та теплоізоляційна | Хімічна та агрономічна | Технічне та дорогоцінне каміння | П'єзооптична | | | |
| Чорних металів Fe, Ti, Cr, Mn Легких металів Al, Li, Be, Mg Кольорових металів Cu, Zn, Pb, Sb, Ni Рідких і рідкоземельних металів W, Mo, Sn, Co, Hg, Bi, Zr, Cs, Nb, Ta Благородних металів Au, Ag, Pt, Os, Jr Радіоактивних металів U, Ra, Th Розсіяних елементів Sc, Ga, Ge, Rb, Cd, Jn, Hf, Re, Te, Po, Ac Рідкоземельних елементів La, Ce, Pr, Nd, Pm, Sm, Er, Tu, Yb, Lu | Флоси Плавиковий шпат Кальцит і доломіти Польовий шпат і кварц Нефелін Вогнетриви та теплоізолятори Графіт Хроміт Хризотил-азбест Вермикуліт Тальк Магнезит Кварцит Боксит Високовогнетриви Андалузит Силіманіт Кіаніт | Хімічна сировина Галаліти (солі) Сірка самородна Сірчаний колчедан Арсенопірит Аурипігмент Флюорит Барит Кальцит Арагоніт Агрономічна Апатити Фосфорити Калійні солі Селітра Борати Датоліт Турмалін Глауконіт | Діелектрики Мусковіт Флогопіт Абразиви Алмаз Корунд Топаз Гранати Кварц Кристали самоцвіти Алмаз Ізумруд Аквамарин Олександрит Рубін Сапфір Шпінель Топаз Аметист | П'єзокристали П'єзокварц Турмалін Оптичні мінерали Оптичний флюорит Ісландський шпат Оптичний кварц | Агати Опали Обсидіан Халцедон Яшма Родоніт Малахіт Лазурит Нефрит Агальматоліт Селеніт Ангідрит Янтар (Бурштин) | Будівельні матеріали Будівельне каміння (стінові, покрівельні шляхові, бутові). Облицювальне каміння (мармури, граніти, лабрадорити та ін.). Кам'яні кислототриви (андезити, фельзити). Сировина для кам'яного лиття (діабази, базальти та ін.). В'язучі матеріали (мергель, вапняк, глина, гіпс). Наповнювачі (гравій, пісок) | Гуміти Торф Лігніт Буре вугілля Кам'яне вугілля Антрацит Напівсапропеліти Гагат Напівбогхед Сапропеліти Богхед Горючі сланці Асфальтит Антроксоліт Озокерит |

Класифікація коефіцієнтів міцності (тривкості) гірських порід за М.М. Протод'яконовим

| Категорія міцності породи | Міра міцності | П о р о д и | Коефіцієнт міцності |
|---------------------------|--------------------|--|---------------------|
| I | Вищою мірою міцні | Найбільш міцні, щільні та в'язкі кварцити, базальти. Виключно за міцністю інші породи | 20 |
| II | Надто міцні | Надто міцні гранітні породи. Кварцовий порфір. Надто міцний граніт; кременистий сланець. Найбільш міцні пісковики і вапняки | 15 |
| III | Міцні | Граніт (щільний) і гранітові породи. Надто міцні пісковики та вапняки. Кварцові рудні жили. Міцний конгломерат. Надто міцні залізні руди | 10 |
| IIIa | | Вапняки (міцні). Неміцний граніт. Міцні пісковики. Міцний мармур, доломіт. Колчедани | 8 |
| IV | Досить міцні | Звичайний пісковик. Залізні руди | 6 |
| IVa | | Піскові сланці. Сланцюваті пісковики | 5 |
| V | Середньої міцності | Міцний глинистий сланець. Неміцний пісковик і вапняк; м'який конгломерат | 4 |
| Va | | Різноманітні сланці (неміцні). Щільний мергель | 3 |
| VI | Достатньо м'які | М'який сланець, досить м'який вапняк; крейда; кам'яна сіль, гіпс. Мерзлий ґрунт, антрацит. Звичайний мергель. Порушений пісковик, зцементована галька, кам'янистий ґрунт | 2 |
| VIa | | Щебенистий ґрунт. Порушений сланець, ущільнена галька і щебінь. Міцне кам'яне вугілля, затверділа глина | 1,5 |
| VII | М'які | Глина (щільна). М'яке кам'яне вугілля, щільні наноси, глинистий ґрунт | 1,0 |
| VIIa | | Легка піскова глина, лес, гравій | 0,8 |
| VIII | Землисті | Рослинна земля, торф, легкий суглинок, сирий пісок | 0,6 |
| IX | Сипучі | Пісок осипу, дрібний гравій, насипна земля, видобуте вугілля | 0,5 |
| X | Пливучі | Пливуни, болотний ґрунт, розріджений лес та інші розріджені ґрунти | 0,3 |

Таблиця Д.38

Порівняння показників із класифікацій ґрунтів

| Група ґрунтів за ДБН | Коефіцієнт міцності ґрунтів за шкалою М.М. Протод'яконова | Категорія тріщинуватості за класифікацією міжвідомчої комісії | Клас порід за важкістю дроблення вибухом |
|----------------------|---|---|--|
| I | 0,3 | | |
| II | 0,5 | | |
| III | 0,6 | | |
| IV | 0,8-1,0 1,5-2,0 | I дрібноблочні | I легкопідривані |
| V | 3-4 | II середньоблочні | II середньої важкості підривання |
| VI | 4-6 | II середньоблочні | II середньої важкості підривання |
| VII | 7-8 | III крупноблочні | III крупноблочні |
| VIII | 9-10 | III крупноблочні | III крупноблочні |
| IX | 11-14 | IV надто крупноблочні | IV надто важкопідривані |
| X | 15-18 | IV надто крупноблочні | IV надто важкопідривані |
| XI | 19-20 | V виключно крупноблочні | V виключно важкопідривані |

Таблиця Д.39

Фізико-механічні і текстурні властивості гірських порід

| Категорія порід за ДБН | Щільність порід, т/м ³ | Межа міцності порід на стиск, Па · 10 ⁶ | Відстань між тріщинами у масиві, м (d _e) | Розрахункова питома витрата ВР, кг/м ³ |
|------------------------|-----------------------------------|--|--|---|
| III-V | 1,40-2,00 | 100-300 | до 0,1 | 0,12-0,18 |
| V-VI | 1,75-2,35 | 200-450 | 0,05-0,25 | 0,18-0,27 |
| VI-VII | 2,25-2,55 | 300-650 | 0,20-0,50 | 0,27-0,38 |
| VII-VIII | 2,50-2,80 | 500-800 | 0,45-0,75 | 0,38-0,52 |
| VIII-IX | 2,75-2,90 | 700-1200 | 0,70-1,00 | 0,52-0,68 |
| IX-X | 2,85-3,00 | 1100-1600 | 0,95-1,25 | 0,68-0,88 |
| X | 2,95-3,20 | 1450-2050 | 1,20-1,50 | 0,88-1,10 |
| X-XI | 3,15-3,40 | 1950-2500 | 1,45-1,70 | 1,10-1,37 |
| XI-XII | 3,35-3,60 | 2350-3000 | 1,65-1,90 | 1,37-1,68 |

Основні фізико-механічні показники гірських порід
(за В.М. Мосинцем і А.В. Абрамовим)

| Гірська порода | Об'ємна маса, т/м ³ | Коефіцієнт міцності | Зчеплення, МПа | Кут внутрішнього тертя, град |
|--------------------------|--------------------------------|---------------------|----------------|------------------------------|
| Пісок | 1,4-2 | - | - | 30-36 |
| Глина | 1,45-2,5 | до 1,5 | 0,1-0,2 | 14-26 |
| Алевроліт | 2,54 | 6-8 | 24-26 | 27-32 |
| Аргіліт | 2,54 | 2-6 | 17-23 | 30-32 |
| Вугілля | 1,98 | 1,5-4,0 | 2,4-10 | 35-57 |
| Пісковик | 2,65 | 3-8 | 0,4-1,2 | 22-36 |
| Вугілля буре | 1,22 | 2-3 | 1,6-2,5 | 25-36 |
| Альбітофір | 2,65 | 7-9 | 18,5 | 29 |
| Діорит-порфірит | 3,23 | 23,1 | 41,2 | 45 |
| Вапняк мармуризований | 2,71 | 5,0 | 14,5 | 30 |
| Вапняк глинистий | 2,70 | 6,1 | 26,0 | 46 |
| Магнетитова руда багата | 3,87 | 4-6 | 45,0 | 34 |
| Магнетитова руда бідна | 3,24 | 7-8 | 41,0 | 33 |
| Магнетит дрібнозернистий | 4,19 | 12,9 | 38,5 | 45 |
| Мартит пористий | 3,58 | 9,2 | 2,4 | 44 |
| Пісковик кварцовий | 2,66 | 6,5 | 40,0 | 43 |
| Порфірит діабазовий | 2,88 | 19,5 | 46,9 | 41 |
| Роговик скарновий | 2,83 | 21,0 | 45,0 | 45 |
| Сієніт порфіровий | 2,61 | 12,2 | 30,0 | 31 |
| Туф альбітофіровий | 2,66 | 9,9 | 31,0 | 41 |
| Базальт лабрадорівий | 2,72 | 13,0 | 36,0 | 33 |
| Габро-діабаз | 2,86 | 8,4 | 28,0 | 32 |
| Габро-долерит | 2,82 | 9,0 | 26,0 | 45 |
| Долерит | 2,93 | 10,0 | 28,0 | 32 |
| Доломіт оруденілий | 2,75 | 8,1 | 23,8 | 30 |
| Пісковик ороговілий | 2,56 | 13,8 | 41,0 | 32 |
| Піротинова руда | 4,58 | 4,9 | 41,0 | 36 |
| Роговик | 2,68 | 11,0 | 20,0 | 33 |

Узагальнена класифікація гірських порід за важкістю розробки одноківшевыми екскаваторами (за Ю.І. Беляковим)

| Категорія порід | Питомий опір копання, МПа | Породи у не порушеному масиві | | | Подрібнені породи | |
|-----------------|----------------------------|--|----------------------------|-------------------------|---|---|
| | | Найменування | Щільність т/м ³ | Пружність на стиск, МПа | Найменування | Коефіцієнт розпушення при середньому розмірі куска 20-40 см |
| I | 0,025 – 0,12 | М'які породи | 1,4-1,8 | < 3,0 | Щільні ґрунти | 1,35-1,45 |
| | 0,03 – 0,17 | | 1,35-1,45 | | | |
| II | 0,12 – 0,2 0,17 – 0,28 | Щільні породи Ґрунти I категорії при промерзанні на глибину 0,5-1 м Слабке вугілля | 1,5-2,0 | 3-10 | Надто щільні породи Напівскельні породи IV категорії Міцне і надто міцне вугілля | 1,15-1,25 |
| | | | 1,4-1,8 | | | 1,25-1,35 |
| | | | 1,1-1,2 | | | 1,25-1,35 |
| III | 0,2 – 0,28 0,28 – 0,37 | Надто щільні породи Породи I і II категорій при промерзанні до глибини 1-2 м Вугілля середньої міцності | 1,7-2,2 | 10-15 | Напівскельні породи V категорії Скельні породи V категорії Міцне і надто міцне вугілля | 1,35-1,45 |
| | | | 1,4-2,0 | | | 1,3-1,4 |
| | | | 1,2-1,4 | | | 1,05-1,2 |
| IV | 0,28 – 0,38 0,37 – 0,47 | Найменш міцні різновиди напівскельних порід Скельні породи надто вивітрені та тріщинуваті Міцне та надто міцне вугілля | 1,8-2,2 | 15-40 | Напівскельні породи VI категорії Скельні породи V-VI категорій Руди VI категорії | 1,2-1,4 |
| | | | 2,3-2,8 | | | 1,2-1,3 |
| | | | 1,4-1,6 | | | 1,25-1,35 |
| V | 0,38 – 0,5 – | Міцні різновиди напівскельних порід Породи III і IV категорій при промерзанні на глибину 1-2 і 0,5-1 м Скельні породи середньої тріщинуватості і вивітреності | 2,1-2,3 | 20-30 | Напівскельні породи VI категорії Скельні породи VI категорії та більш міцні Руди VI категорії та важкі руди | 1,05-1,2 |
| | | | 1,4-2,2 | >80 | | 1,02-1,15 |
| | | | 2,4-3 | 40-80 | | 1,15-1,25 |
| VI | 0,5 – 1,0 – | Надто міцні різновиди напівскельних порід Породи IV і V категорій при промерзанні на глибину 1-2 і 0,5-1 м Скельні породи малотріщинуваті Руди надто і сильно вивітрені | 2,3-2,5 | >80 | Скельні породи практично монолітні Важкі руди середньо- та малотріщинуваті | 1,01-1,02 |
| | | | 1,8-2,3 | | | 1,08-1,15 |
| | | | 2,5-3,2 | | | |
| | | | 3,2-4,2 | | | |

Примітка. У чисельнику наведені значення для кар'єрних мехлопат ($d_c = 3-5 \text{ м}^3$); у знаменнику – для драглайнів ($d_c = 5-10 \text{ м}^3$)

Таблиця Д.41

Міжвідомча класифікація гірських порід за ступенем тріщинуватості масиву

| Категорія | Ступінь тріщинуватості (блочності) масиву | Середня відстань між природними тріщинами усіх систем, см | Питома тріщинуватість, м/м ² | Вміст у масиві окремоостей, % крупніших за, см | | |
|-----------|---|---|---|--|------------|--------|
| | | | | > 30 | >70 | > 100 |
| I | Надзвичайно тріщинуваті (малоблочні) | до 10 | 10 | до 10 | близько 10 | 0 |
| II | Сильнотріщинуваті (середньоблочні) | 10-50 | 2-10 | 10-70 | до 30 | до 5 |
| III | Середньотріщинуваті (крупноблочні) | 50-100 | 1-2 | 70-100 | 30-80 | 5-40 |
| IV | Малотріщинуваті (надто крупноблочні) | 100-150 | 1-0,65 | 100 | 80-100 | 40-100 |
| V | Практично монолітні (виключно крупноблочні) | 150 | менше 0,65 | 100 | 100 | 100 |

Таблиця Д.42

Класифікація кар'єрних полів
(за В.В. Ржевським у інтерпретації А.Ю. Дриженка)

| Глибина кар'єрних полів | Тип залягання родовищ | Площа за поверхнею, км ² | Об'єм гірничої маси, млн. м ³ | Потужність з видобування корисної копалини млн.т/рік | Термін дії кар'єру, роки |
|-------------------------------|------------------------------|-------------------------------------|--|--|--------------------------|
| Надто малої глибини (до 20 м) | Поверхневий | до 0,4 | до 10 | до 1 | до 10 |
| Малої глибини (21-50 м) | Поверхневий | 0,4-2 | 10-100 | 1-5 | 10-25 |
| Середньої глибини (51-100 м) | Поверхневий | 2-4 | 100-500 | 5-20 | 25-30 |
| Глибокі (101-200 м) | Поверхневий, глибинний | 4-20 | 500-2000 | 20-30 | 30-60 |
| Надто глибокі (201-1000 м) | Глибинний, висотно-глибинний | 10-40 | 2000-10000 | понад 31 | 60-100 |

Кути укосу уступів (за даними ВНДМІ)

| Група порід | Характеристика породного масиву | Висота окремого уступу, | Кут укосу уступу, град | | |
|--|--|-------------------------|------------------------|----------|-------------------------|
| | | | робочого | окремого | здвоєного чи стросеного |
| Скельні породи, $\sigma > 8 \cdot 10^7$ Па | Надзвичайно міцні осадові метаморфічні та вивержені породи | 15-20 | до 90 | 70-75 | 65-70 |
| | Міцні малотріщинуваті і слабовивітрелі осадові, метаморфічні та вивержені породи | 15-20 | до 80 | 60-75 | 55-60 |
| | Міцні тріщинуваті і слабовивітрелі осадові, метаморфічні та вивержені породи | 15-20 | до 75 | 55-60 | 50-55 |
| Маломіцні скельні, напівскельні породи, $\sigma = 8 \cdot 10^6 - 8 \cdot 10^7$ Па | Осадові, метаморфічні та вивержені породи зони вивітрювання, відносно стійкі в укосах вапняки, пісковики, алевроліти тощо | 10-15 | 70-75 | 50-55 | 45-50 |
| | Значно вивітрелі осадові, метаморфічні та вивержені породи й усі породи, що інтенсивно вивітрюються в укосах (аргіліти, алевроліти, сланці тощо) | 10-15 | 60-70 | 35-45 | 35-40 |
| М'які та сипучі породи, $\sigma < 8 \cdot 10^6$ Па | Глинисті породи, а також повністю дезінтегровані різновиди усіх порід | 10-15 | 50-60 | 40-45 | 35-40 |
| | Пісково-глинисті породи | 10-15 | 40-50 | 35-45 | 30-40 |
| | Пісково-гравійні породи | 10-15 | до 40 | 30-40 | 25-35 |

Примітка. При падінні шарів, розсланцьованих товщ, тектонічних розколин та інших поверхонь ослаблення у бік кар'єру під кутом 30-65° (якщо розколини заповнені глиною та під кутами понад 25°) кут укосу уступу повинен відповідати куту падіння цих поверхонь ослаблення, але бути не більше наведених у таблиці.

Класифікація способів розкриття робочих горизонтів у кар'єрі
(за Є.Ф. Шешко і В.В. Ржевським)

| Ознака способу розкриття | Спосіб розкриття | | |
|---|---|---|--|
| | Відкритими виробками (траншеями або напівтраншеями) | Підземними виробками | Комбінацією відкритих і підземних виробок |
| Розташування виробок розкриття відносно граничного контуру кар'єру | Зовнішніми, внутрішніми або змішаними | Зовнішніми, внутрішніми або змішаними | Зовнішніми, внутрішніми або змішаними |
| Стаціонарність виробок | Стаціонарними, напівстаціонарними та тимчасовими (ковзними) | Стаціонарними | Стаціонарними або комбінацією стаціонарних із напівстаціонарними (тимчасовими) |
| Нахил виробок до горизонту | Пологими (до 10°), нахиленими (11-30°) або крутонахиленими (31-56°) | Пологими (до 10°), нахиленими (11-30°), крутонахиленими (31-56°) і крутими (57-90°) | Комбінацією пологих, нахилених, крутонахилених і крутих |
| Кількість обслуговуваних горизонтів | Окремими, груповими або загальними | Окремими, груповими або загальними | Окремими, груповими або загальними |
| Характер руху транспортних засобів на уступі (потоківий чи тупиковий) | Одинарними або парними | Одинарними або парними | Одинарними або парними |

Класифікація систем відкритої розробки родовищ корисних копалин (за редакцією А.Ю. Дриженка)

| Індекси групи систем | Групи систем | Індекси підгрупи систем | Підгрупа | Напрямок переміщення (кут нахилу) виймальних шарів у робочій зоні |
|----------------------|--|-------------------------|---|---|
| С | Суцільні з постійною висотою робочої зони | СЕ (Тр) | Суцільні екскаваторні (тракторні) на кар'єрах надто малої глибини (до 20 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; пологий (до 10°) – корисна копалина |
| | | СЕВ | Суцільні екскаваторно-відвальні на кар'єрах малої глибини (21-50 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; пологий (до 10°) – корисна копалина |
| | | СЕТ | Суцільні екскаваторно-транспортні на кар'єрах середньої глибини (51-100 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; нахилений (до 16°) – породи розкриття; крутий підшвоуступний (до 80°) – корисна копалина |
| | | СК | Суцільні комбіновані на глибоких кар'єрах (101-200 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; нахилений (до 16°) – породи розкриття |
| П | Поглиблювальні зі зростаючою висотою робочої зони | ПЕТ | Поглиблювальні екскаваторно-транспортні на глибоких і надто глибоких кар'єрах (201-1000 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; крутонахилений (до 35°) породи розкриття і корисна копалина; крутонахилений підшвоуступний із розосередженими по висоті робочими площадками (до 40°) – породи розкриття |
| ПС | Поглиблювальні-суцільні зі зростаючою на окремих ділянках висотою робочої зони | ПСУТ | Поглиблювальні-суцільні екскаваторно-транспортні на глибоких і надто глибоких кар'єрах (201-1000 м) | Горизонтальний – породи розкриття і корисна копалина; крутонахилений підшвоуступний із розосередженими по висоті робочими площадками (до 40°) – породи розкриття |

Міжнародна система одиниць СІ

| Величина | Назва одиниці | Позначення | | Розмірність |
|------------------------------|------------------------------|--------------------|--------------------|-------------------------------|
| | | міжнародне | українське | |
| Основні одиниці | | | | |
| Довжина | метр | m | м | Визначений міжнародною угодою |
| Маса | кілограм | Kg | кг | |
| Час | секунда | S | с | |
| Сила електричного струму | ампер | A | А | |
| Термодинамічна температура | кельвін | K | К | |
| Сила вітру | кандела | cd | кд | |
| Кількість речовини | моль | mol | моль | |
| Додаткові одиниці | | | | |
| Плоский кут | радіан | rad | рад | |
| Тілесний кут | стерадіан | sr | ср | |
| Похідні одиниці | | | | |
| Площа | квадратний метр | m ² | м ² | м ² |
| Об'єм, місткість | кубічний метр | m ³ | м ³ | м ³ |
| Питомий об'єм | кубічний метр на кілограм | m ³ /kg | м ³ /кг | м ³ /кг |
| Густина | кілограм на кубічний метр | kg/ m ³ | кг/м ³ | кг/м ³ |
| Частота періодичного процесу | герц | Hz | Гц | 1/с |
| Швидкість | метр за секунду | m/s | м/с | м/с |
| Прискорення | метр за секунду в квадраті | M/s ² | м/с ² | м/с ² |
| Кутова швидкість | радіан за секунду | rad/s | рад/с | рад/с |
| Кутове прискорення | радіан за секунду в квадраті | rad/s ² | рад/с ² | рад/с ² |
| Сила (вага) | ньютон | N | Н | кг·м/с ² |
| Тиск, механічне напруження | паскаль | Pa | Па | кг/(м·с ²) |
| Імпульс (кількість руху) | кілограм-метр за секунду | kg·m/s | кг·м/с | кг·м/с |
| Імпульс сили | ньютон-секунда | N·s | Н·с | кг·м/с |
| Кінематична в'язкість | квадратний метр за секунду | m ² /s | м ² /с | м ² /с |
| Динамічна в'язкість | паскаль-секунда | Pa·s | Па·с | кг/(м·с) |

Продовження таблиці Д.46

| | | | | |
|---|-----------------------------|---------------------------------------|------------------------------|--|
| Робота, енергія, кількість теплоти | джоуль | J | Дж | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/\text{с}^2$ |
| Потужність | ват | W | Вт | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/\text{с}^3$ |
| Момент сили | ньютон-метр | $\text{N} \cdot \text{m}$ | Н·м | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/\text{с}^2$ |
| Момент інерції | кілограм на метр у квадраті | $\text{kg} \cdot \text{m}^2$ | $\text{кг} \cdot \text{м}^2$ | $\text{кг} \cdot \text{м}^2$ |
| Питома теплоємність | джоуль на кілограм-кельвін | $\text{J}/(\text{kg} \cdot \text{K})$ | Дж/(кг·К) | $\text{м}^2/(\text{с}^2 \cdot \text{K})$ |
| Ентропія | джоуль на кельвін | J/K | Дж/К | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{с}^2 \cdot \text{K})$ |
| Теплопровідність | ват на метр-кельвін | $\text{W}/(\text{m} \cdot \text{K})$ | Вт/(м·К) | $\text{кг} \cdot \text{м}/(\text{с}^3 \cdot \text{K})$ |
| Електричний заряд | кулон | C | Кл | $\text{А} \cdot \text{с}$ |
| Електрична напруга (електрорушійна сила) | вольт | V | В | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{А} \cdot \text{с}^3)$ |
| Напруженість електричного поля | вольт на метр | V/m | В/м | $\text{кг} \cdot \text{м}/(\text{А} \cdot \text{с}^3)$ |
| Електричний опір | ом | Ω | Ом | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{А}^2 \cdot \text{с}^3)$ |
| Електрична провідність | сіменс | S | См | $\text{кг}^{-1} \text{м}^{-2} \text{с}^3 \text{А}^2$ |
| Електрична ємність | фарад | F | Ф | $\text{кг}^{-1} \text{м}^{-2} \text{с}^4 \text{А}^2$ |
| Магнітний потік | вебер | Wb | Вб | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{А} \cdot \text{с}^2)$ |
| Індуктивність | генрі | H | Гн | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{А}^2 \cdot \text{с}^2)$ |
| Магнітна індукція | тесла | T | Тл | $\text{кг}/(\text{А} \cdot \text{с}^2)$ |
| Напруженість магнітного поля | ампер на метр | A/m | А/м | А/м |
| Магніторушійна сила | ампер | A | А | А |
| Сила (інтенсивність випромінення) | ват на стерadian | W/sr | Вт/ср | $\text{кг} \cdot \text{м}^2/(\text{с}^3 \cdot \text{ср})$ |
| Хвильове число | одиниця на метр | m^{-1} | м^{-1} | 1/м |
| Світовий потік | люмен | lm | лм | кд·ср |
| Яскравість | кандела на метр у квадраті | cd/m^2 | кд/м ² | кд/м ² |
| Освітленість | люкс | lx | лк | кд·ср/м ² |
| Активність нукліду в радіоактивному джерелі | беккерель | Bq | Бк | 1с |
| Поглинута доза випромінення, показник поглинутої дози | грей | Gy | Гр | $\text{м}^2/\text{с}^2$ |
| Еквівалентна доза випромінення | зіверт | Sv | Зв | $\text{м}^2/\text{с}^2$ |

Співвідношення одиниць системи СІ з одиницями інших систем та позасистемними одиницями

Одиниці довжини

| | |
|--------------------------------------|--|
| 1 мкм = 10^6 м | 1 м = 10^6 мкм |
| 1 дюйм = $2,54 \cdot 10^{-2}$ м | 1 м = 39,4 дюйма |
| 1 фут = 0,305 м | 1 м = 3,28 фута |
| 1 миля = $1,61 \cdot 10^3$ м | 1 м = $6,21 \cdot 10^{-4}$ миль |
| 1 миля морська = $1,85 \cdot 10^3$ м | 1 м = $5,41 \cdot 10^{-4}$ миль морських |

Одиниці об'єму, місткості

| | |
|---------------------------------|------------------------------|
| 1 л = 10^{-3} кг | 1 м ³ = 10^3 л |
| 1 мл = 10^{-6} м ³ | 1 м ³ = 10^6 мл |

Одиниці маси

| | |
|--------------------|---------------------|
| 1 г = 10^{-3} кг | 1 кг = 10^3 г |
| 1 ц = 100 кг | 1 кг = 10^{-2} ц |
| 1 т = 10^3 кг | 1 кг = 10^{-3} т |
| 1 Мт = 10^9 кг | 1 кг = 10^{-9} Мт |

Одиниці сили

| | |
|----------------------------|--|
| 1 дин = 10^{-5} Н | 1 Н = 10^5 дин |
| 1 кгс = 9,81 Н | 1 Н = 0,102 кгс |
| 1 кілопонд = 9,81 Н | 1 Н = 0,102 кілопонда (кілограмсила в Німеччині та інших європейських державах) |
| 1 тс = $9,81 \cdot 10^3$ Н | 1 Н = $1,02 \cdot 10^{-4}$ кс |
| 1 паундаль = 0,138 Н | 1 Н = 7,25 паундаля (англійська система одиниць) |

Одиниці швидкості

| | |
|----------------------|---------------------|
| 1 км/год = 0,278 м/с | 1 м/с = 3,58 км/год |
|----------------------|---------------------|

Одиниці кутової швидкості

| | |
|-----------------------|----------------------|
| 1 об/хв = 0,105 рад/с | 1 рад/с = 9,55 об/хв |
|-----------------------|----------------------|

Одиниці потужності

| | |
|---------------------|----------------------------------|
| 1 кгс·м/с = 9,81 Вт | 1 Вт = 0,102 кгс·м/с |
| 1 к.с. = 736 Вт | 1 Вт = $1,36 \cdot 10^{-3}$ к.с. |

Одиниці тиску

| | |
|--|---|
| 1 кгс/м ² = 9,81 Па | 1 Па = 0,102 кгс/м ² |
| 1 кгс/см ² = $9,81 \cdot 10^4$ Па | 1 Па = $1,02 \cdot 10^{-5}$ кгс/см ² |
| 1 ат = $9,81 \cdot 10^4$ Па | 1 Па = $1,02 \cdot 10^{-5}$ ат |
| 1 мм рт. ст. = 133 Па | 1 Па = $7,50 \cdot 10^{-3}$ мм рт.ст. |
| 1 мм вод. ст. = 9,81 Па | 1 Па = 0,102 мм вод. ст. |

Одиниці динамічної в'язкості

| | |
|----------------|---------------|
| 1 П = 0,1 Па·с | 1 Па·с = 10 П |
|----------------|---------------|

Одиниці кінематичної в'язкості

| | |
|------------------------------------|---------------------------------|
| 1 ст = 10^{-4} м ² /с | 1 м ² /с = 10^4 ст |
|------------------------------------|---------------------------------|

Список літератури

1. Нестеренко П.Г. Днепровский буроугольный бассейн / П.Г. Нестеренко. – М.: Углетехиздат, 1957. – 84 с.
2. Днепровский буроугольный бассейн / [А.Я. Радзивилл, С.А. Гурилов, М.А. Самарин и др.]. – К.: Наукова думка, 1987. – 328 с.
3. Генеральный план развития буроугольной промышленности Украины (Мастерплан): пер. с немец. – Laubag Consulting, 2000. – 152 с.
4. Сургай М.С. Перспективи видобутку та переробки бурого вугілля в Україні / М.С. Сургай, В.А. Куліш. – Дон.: УкрНДІпроект, 2008. – 60 с.
5. Проект на разведку бурых углей на Ново-Дмитровском и Берекском участках: рабочий проект / Фонды треста “Артемгеология”; рук. И.Л. Сафронов. – Славянск, 1965. – 176 с.
6. Технично-економический доклад о целесообразности промышленного освоения Ново-Дмитровского месторождения бурых углей: пояснительная записка / рук. Д.Н. Белорусец. – К.: УкрНИИпроект, 1966. – 152 с.
7. Духовный С.Д. Промышленное освоение Ново-Дмитровского буроугольного месторождения / С.Д. Духовный, А.П. Погуляйло, В.И. Таран // Уголь. – 1968. – №2. – С. 14 – 16.
8. Сафронов И.Л. Закономерности угленакопления в палеоген-неогеновых отложениях на территории северо-западных окраин Донбасса: автореф. дис. на соискание науч. степени канд. геол.-мин. наук: спец. 040016 “Геология горючих полезных ископаемых” / И.Л. Сафронов. – Дн-ск., 1970. – 16 с.
9. Минералогическое описание рудных минералов из скв. 1418 и 1419 Ново-Дмитровского месторождения: отчет о НИР / рук. О.М. Бабенко / Фонды треста “Артемгеология”. – Славянск, 1972. – 154 с.
10. Святец И.Е. Бурые угли как технологическое сырье / И.Е. Святец, А.А. Агроскин. – М.: Недра, 1976. – 224 с.
11. Бетоны и изделия из шлаковых и зольных материалов / [А.В. Волжанский, Ю.С. Буров, Б.Н. Винорадов и др.]. – М.: Из-во лит. по стр-ву, 1969. – 196 с.
12. Гладких К.В. Изделия из ячеистых бетонов на основе шлаков и зол / К.В. Гладких. – М.: Стройиздат, 1976. – 256 с.
13. Вильямс В.Р. Бурые угли СССР / В.Р. Вильямс. – К.: ГНТИ Украины, 1936. – 192 с.
14. Фиделев А.С. Буроугольные карьеры УССР / А.С. Фиделев // Уголь. – 1940. – №7. – С. 17 – 19.
15. Фіделев О.С. Новий метод визначення кінцевої та оптимальної глибини та оптимальної глибини відкритих розробок / О.С. Фіделев // Доповіді АН УРСР. – 1947. – №13. – С. 36 – 38.
16. Фіделев О.С. Визначення глибини кар’єру і розмірів кар’єрного поля / О.С. Фіделев // Доповіді АН УРСР. – 1948. – №3. – С. 45 – 49.
17. Фиделев А.С. Применение отвальных мостов и многочерпаковых экскаваторов в буроугольной промышленности / А.С. Фиделев. – К.: АН УССР, 1949. – 43 с.

18. Фиделев А.С. Расчетные методы при проектировании комплексно механизированных карьеров / А.С. Фиделев. – К.: АН УССР, 1954. – 223 с.
19. Новожилов М.Г. Открытые горные работы / М.Г. Новожилов. – М.: Металлургиздат, 1950. – 559 с.
20. Новожилов М.Г. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых / М.Г. Новожилов, А.С. Фиделев. – К.: Изд. техн. лит. УССР, 1963. – 395 с.
21. Новожилов М.Г. Совершенствование режима эксплуатации мощных вскрышных комплексов непрерывного действия / М.Г. Новожилов, А.М. Варшавский. – М.: Госиздат по горному делу, 1963. – 164 с.
22. Тартаковский Б.Н. Комплексы машин непрерывного действия / Б.Н. Тартаковский, Г.Н. Акутин. – М.: Недра, 1970. – 128 с.
23. Тартаковский Б.Н. Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом / Б.Н. Тартаковский. – М.: Недра, 1975. – 184 с.
24. Аксенов В.П. Разработка бурых углей Украины (Днепровский бассейн) / В.П. Аксенов, Н.П. Заморенов, А.Д. Рыбкин. – К.: Гос. изд. техн. лит. УССР, 1955. – 252 с.
25. Опыт и перспективы применения оборудования непрерывного действия на открытых горных работах. – М.: ЦНИЭИуголь, 1968. – 116 с.
26. Аксьонов В.П. Перспективные схемы применения техники непрерывного действия на разрезах / В.П. Аксьонов, А.Н. Пинчук, А.А. Кононенко. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1976. – 56 с.
27. Кивели Н.Г. Предварительная схема осушения подугольного водоносного горизонта Байдаковского разреза открытым способом при помощи больших колодцев / Н.Г. Кивели // Уголь. – 1947. – №8. – С. 31 – 32.
28. Жернов И.Э. О рациональном способе предварительного осушения углерезов / И.Э. Жернов // Уголь. – 1952. – №3. – С. 25 – 28.
29. Хмель Н.С. Опыт осушения Семеновско-Головковского и Бандуровского разрезов / Н.С. Хмель // Уголь. – 1967. – №2. – С. 35 – 36.
30. Радченко В.Ф. Технологический подход в решении проблем осушения сильно обводненных месторождений / В.Ф. Радченко // Уголь. – 1997. – №9. – С. 31 – 33.
31. Руднев Е.В. Осушение разреза водопонижающими скважинами с учетом перемещения борта / Е.В. Руднев // Уголь. – 1979. – №12. – С. 14 – 16.
32. Волошин Н.Т. Осушение Стрижевского разреза / Н.Т. Волошин, В.С. Олейник // Уголь Украины. – 1968. – №10. – С. 18 – 19.
33. Руднев Е.В. Осушение разрезов Днепровского угольного бассейна и охрана окружающей среды / Е.В. Руднев, О.А. Спивак, С.А. Устинов // Уголь Украины. – 1984. – №11. – С. 38 – 39.
34. Мокроусов П.А. Применение гидромеханизации на открытых разработках в угольной промышленности / П.А. Мокроусов // Уголь. – 1948. – №10. – С. 21 – 24.
35. Жедяевский М.А. Модернизация установок гидромеханизации на Назаровском угольном разрезе / М.А. Жедяевский // Уголь. – 1960. – №3. – С. 1 – 3.

36. Израилев А.И. Сочетание гидромеханизации с механическим рыхлением грунта на строительстве Райчихинского углеразреза / А.И. Израилев // Уголь. – 1950. – №7. – С. 14 – 16.
37. Нурок Г.А. Гидромеханизация открытых разработок / Г.А. Нурок. – М.: Недра, 1970. – 578 с.
38. Проблемы разработки россыпных месторождений / И.Л. Гуменик, А.М. Сокил, Е.В. Семененко, В.Д. Шурыгин. – Дн-ск: Січ, 2001. – 224 с.
39. Полищук С.З. Геомеханические задачи рационального природопользования на открытых горных работах / С.З. Полищук. – К.: Наукова думка, 1998. – 178 с.
40. Шурыгин В.Д. Обоснование рациональных параметров открытой разработки россыпных месторождений в сложных горнотехнических условиях: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03 / Шурыгин Владимир Дмитриевич – Дн-ск, 2004. – 224 с.
41. Загоруйко Л.П. Укрепление слабого грунтового основания под горно-транспортными машинами / Л.П. Загоруйко, В.Т. Вовк // Уголь Украины. – 1989. – №10. – С. 11 – 12.
42. Фисенко Г.Л. Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений: учеб. пособие / Г.Л. Фисенко, Т.К. Пустовойтова, С.В. Качермазова. – Л.: Недра, 1986. – 112 с.
43. Гидрогеологические исследования в горном деле / [В.А. Мироненко, Ю.А. Новатов, Л.И. Сердюков и др.] – М.: Недра, 1976. – 350 с.
44. Галустьян Э.Л. Повышение устойчивости откосов на разрезах / Э.Л. Галустьян, Т.К. Пустовойтова, А.И. Лелеко // Уголь. – 1986. – №6. – С. 39 – 41.
45. Галустьян Э.Л. Устойчивость высоких рабочих уступов угольных разрезов / Э.Л. Галустьян // Уголь. – 1987. – №12. – С. 21 – 24.
46. Рюмин А.Н. Задачи исследований устойчивости бортов и дренаж глубоких разрезов Кузбасса / А.Н. Рюмин // Уголь. – 1992. – №7. – С. 52 – 54.
47. Костин Е.В. Предотвращение деформаций бортов угольных разрезов / Е.В. Костин // Уголь. – 1980. – №8. – С. 42 – 44.
48. Демчишин М.Г. Оползневые деформации рабочего борта Балаховского угольного разреза / М.Г. Демчишин, И.Г. Яценко // Уголь Украины. – 1964. – №7. – С. 25 – 27.
49. Малюшицкий Ю.Н. К вопросу об устойчивости бортов карьеров / Ю.Н. Малюшицкий. – М.: Углетехиздат, 1952. – 241 с.
50. Банин И.А. Системы разработки с управляемым обрушением вскрышных уступов / И.А. Банин, Б.Н. Тартаковский, А.Г. Шапарь // Уголь Украины. – 1968. – №1. – С. 3 – 7.
51. Шапарь А.Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьеров / А.Г. Шапарь. – К.: Вища школа, 1973. – 120 с.
52. Тартаковский Б.Н. Управляемое обрушение уступов на карьерах / Б.Н. Тартаковский, А.Г. Шапарь. – К.: Недра, 1983. – 453 с.
53. Шапарь А.Г. Разработка высоких уступов с обрушением / А.Г. Шапарь. – М.: Недра, 1985. – 210 с.

54. Трубецкой К.Н. Малоотходные технологии открытой разработки месторождений / К.Н. Трубецкой, А.Г. Шапарь. – М.: Недра, 1993. – 272 с.
55. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте на рудных карьерах / [А.Г. Шапарь, В.Т. Лашко, С.М. Новожилов и др.]. – Дн-ск.: ИППЭ НАН Украины, 2001. – 139 с.
56. Мельников Н.В. Развитие добычи угля открытым способом в СССР / Н.В. Мельников // Уголь. – 1957. – №1. – С. 53 – 60.
57. Теория и практика открытых горных разработок / [Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов и др.] – М.: Недра, 1973. – 636 с.
58. Ржевский В.В. Открытые горные работы / В.В. Ржевский. – Ч. II. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
59. Открытая разработка месторождений на больших глубинах / В.В. Ржевский, В.В. Истомин, К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков // Горный журнал. – 1988. – №5. – С. 21 – 24.
60. Ржевский В.В. Проблемы горной промышленности и комплекса горных наук / В.В. Ржевский. – М.: МГИ, 1991. – 241 с.
61. Томаков П.И. Интенсификация использования оборудования на карьерах / П.И. Томаков. – М.: Недра, 1980. – 243 с.
62. Томаков П.И. Рациональное землепользование при открытых горных работах / П.И. Томаков, В.С. Коваленко. – М.: Недра, 1984. – 213 с.
63. Томаков П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений / П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – М.: МГГУ, 1998. – 612 с.
64. Реструктуризация угольной промышленности (Теория. Опыт. Программы. Прогноз) / под. общ. ред. Ю.П. Малышева. – М.: “Росуголь”, 1996. – 536 с.
65. Сургай Н.С. Повышение эффективности горных работ на карьерах / Н.С. Сургай, В.А. Кулиш, А.В. Карпенко // Уголь Украины. – 2007. – №4. – С. 16 – 18.
66. Попов С.И. Варианты отработки открытым способом выходов полезных ископаемых наклонными слоями / С.И. Попов // Уголь. – 1950. – №6. – С. 27 – 30.
67. Дриженко, А.Ю., Анисимов, О.А., Шустов А.А. (2009). Обоснование параметров открытой разработки Ново-Дмитровского месторождения бурых улей. Збірник наукових праць Національного гірничого університету, (32), С. 69 – 75.
68. Дриженко, А.Ю. (2011). Карьерные технологические горнотранспортные системы. Д-ск.: НГУ, 542 с.
69. Тимощук, В.І., Тішков, О.О., Шустов, О.О., Нікіфорова, Н.А. (2011) Моделювання геофільтраційних процесів при відпрацюванні обводненого родовища відкритим способом. Збірник наукових праць Національного гірничого університету, 2 (36), С. 19 – 27.
70. Шустов, А.А. (2011). Вскрытие и подготовка к эксплуатации обводненных буроугольных месторождений над соляными штоками. *Проблемы недропользования: материалы VIII междунар. форума-конкурса молодых ученых, 20-22 апреля 2011 г.*, Санкт-Петербург: СПбГИ, С. 110 – 112.

71. Головач Н.А. Обоснование параметров процесса обезвоживания ильменитовых концентратов в технологиях предобогащения руды на карьерах: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03 / Головач Николай Аскольдович. – Дн-ск, 1998. – 205 с.
72. Воловик В.П. Обґрунтування параметрів землезберігаючих технологій при відкритій підробці розсипних родовищ титанових руд і бурштину: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03 / Воловик Володимир Петрович. – К., 2010. – 246 с.
73. Леляков И.И. Повышение эффективности применения драглайнов в комплексе с транспортными средствами на открытых горных работах: дис. ... канд. техн. наук / 05.15.03 / Леляков Игорь Иванович. – Д., 1989. – 230 с.
74. Задача создания и перспективы применения кранлайнов – нового эффективного выемочно-погрузочного оборудования для открытых разработок / [К.Н. Трубецкой, А.Н. Домбровский, И.А. Сидоренко и др.] // Горная промышленность. – 1999. – №3. – С. 9 – 15.
75. Тартаковский Б.Н. Передвижка ленточных конвейеров на открытых горных работах за рубежом / Б.Н. Тартаковский, В.Н. Коновалов, А.П. Семенов. – М.: Недра, 1966. – 102 с.
76. Семенов А.П. Исследование взаимосвязи технологии и организации работы роторных экскаваторов и ленточных конвейеров при транспортной системе: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03 / Семенов Анатолий Пантелеевич. – 1970. – 227 с.
77. Симоненко В.И. Технологические основы разработки нерудных месторождений с внутрикарьерным складированием отходов горного производства: дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03 / Симоненко Владимир Иванович. – Дн-ск, 2004. – 467 с.
78. Гуменик И.Л. Научные основы управления разработкой и потреблением попутных полезных ископаемых на карьерах Украины: дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03 / Гуменик Илья Львович. – Дн-ск, 1994. – 415 с.
79. Барсуков М.І. Сітьове планування і управління на відкритих гірничих роботах / М.І. Барсуков, В.І. Прокопенко. – К.: Техніка, 1970. – 132 с.
80. Конвей Р. Теория расписаний: пер. с англ. / Р. Конвей, В. Максвелл, Л. Миллер. – М.: Наука, 1975. – 297 с.
81. Майнике Э. Алгоритмы оптимизации на сетях и графах: пер. с англ. / Э. Майнике. – М.: Мир, 1981. – 323 с.
82. Филипс Д. Методы анализа сетей: пер. с англ. / Д. Филипс, А. Гарсиа-Диас. – М.: Мир, 1984. – 496 с.
83. Корсун В.И. Планирование открытых горных разработок на основе стохастических сетей / В.И. Корсун, В.П. Воловик // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №9. – С. 11 – 17.
84. Правила безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом. – К.: Норматив, 1994. – 184 с.
85. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1994. – 195 с.
86. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. – М.: Минуглепром СССР, 1986. – 126 с.

87. Открытые горные работы: справочник / [К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
88. Прокопенко В.И. Основы формирования рациональных техногеосистем карьеров / В.И. Прокопенко, И.М. Барсуков // Система “Человек-машина-среда” в горном деле: матер. Всесоюз. науч.-техн. конф. – М.: ИГД им. акад. Скочинского, 1990. – С. 122 – 128.
89. Збірник нормативно-методичних документів у сфері поводження з відходами. – Харків: НДПІ “Енергосталь”, 1999. – Т.1 – 162 с; Т.2 – 133 с.
90. Унікальне родовище бурого вугілля північно-західних окраїн Донбасу / [Ю.В. Буцик, Б.М. Косенко, І.Л. Сафронов та ін.] // Геологічний журнал. – 1966.– Т. XXVI, вип. №6. – С. 27 – 37.
91. Сафронов И.Л. Закономерности угленакопления в палеоген-неогеновых отложениях на территории северо-западных окраин Донбасса: дис. ...канд. геол.-мин. наук / Сафронов Игорь Леонидович. – Дн-ск., 1970. – 174 с.
92. Ломакин Е.М. Численное моделирование геофильтрации / Е.М. Ломакин, В.А. Мироненко, В.М. Шестаков. – М.: Недра, 1988. – 228 с.
93. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Инженерная петрология / В.Д. Ломтадзе. – М.: Недра, 1970. – 528 с.
94. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Г.Л. Фисенко. – М.: Недра, 1965. – 378 с.
95. Астафьев Ю.П. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых // Ю.П. Астафьев, Р.В. Попов, Ю.М. Николашин. – Киев; Донецк: Вища школа, 1986.– 272 с.
96. Дриженко, А.Ю., Анісімов, О.О., Шустов, О.О. (2010). Обґрунтування параметрів розробки обводнених порід розкритті в умовах буровугільних кар'єрів. Збірник наукових праць Національного гірничого університету, 2 (35), С. 5 – 12.
97. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 162 с.
98. Фисенко Г.Л. Укрепление откосов в карьерах / Г.Л. Фисенко, М.А. Ревазов, Э.Л. Галустьян. – М.: Недра, 1974. – 206 с.
99. Арсентьев А.И. Устойчивость бортов и осушение карьеров: учебник / А.И. Арсентьев, И.Ю. Букин, В.А. Мироненко. – М.: Недра, 1982. – 165 с.
100. Ласьков В.А. Сборник руководящих материалов по геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых / [В.А. Ласьков, А.А. Михелис, В.Л. Свежевский и др.]. – Т.1. – М., 1985. – 573 с.
101. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П.И. Томаков, И.К. Наумов. – М.: МГИ, 1992. – 464 с.
102. Дриженко, А.Ю., Шустов, О.О. (2015) Технологічні рішення із відкритої розробки родовищ бурого вугілля над сольовими штоками. *Форум гірників: міжн. наук.-практ. конф., 30 вер.-03 жовт. 2015 р.*, Дн-ськ., С. 159 – 167.
103. Шустов, А.А. (2011). Технологические схемы обработки мягких обводненных пород на мульдообразных буроугольных месторождениях. *Перспектива развития Прокопьевско-Киселевского угольного района как составная*

часть комплексного инновационного плана моногородов: междунар. науч.-практ. конф., 30 марта 2011 г.: тезисы докл., Прокопьевск, С. 217 – 219.

104. Шустов, О.О. (2011). Технологія розробки обводненого Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. *Уголь України*, (4), С. 21 – 23.

105. Федоровский В.Г. Метод переменной степени мобилизации сопротивления грунта для расчета прочности грунтовых массивов / В.Г. Федоровский, С.В. Курило // *Основания, фундаменты и механика грунтов*. – М., 1998. – № 4-5.– С. 18 – 22.

106. Дриженко, А.Ю., Анісімов, О.О., Шустов О.О. (2010) Обґрунтування параметрів розробки обводнених порід розкриття в умовах буровугільних кар'єрів *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (2) 35, С. 5 – 12.

107. Шустов, А.А., Молдабаев, С.К. (2014). Обоснование последовательности вскрытия глубоких горизонтов бурого угольных месторождений. *Горный журнал Казахстана*, (2), С. 24 – 28.

108. Пат. 100419 Україна МПК (2011.01) Е 21 С 41/00 Спосіб розробки обводнених м'яких корисних копалин / Дриженко А.Ю., Нікіфорова Н.А., Шустов О.О.; заявл. 27.12.10; опубл. 25.12.12, Бюл. №24.

109. Пат. 92548 Україна МПК (2006.01) Е 21 С 41/26 Спосіб відкритої розробки родовищ м'яких порід: / [А.Ю. Дриженко, В.І. Симоненко, О.О. Шустов, К.В. Литвиненко та ін.]; заявл. 25.03.09; опубл. 10.11.10, Бюл. №21.

110. Шкундин Б.М. Машины для гидромеханизации земляных работ / Б.М. Шкундин. – М.: Стройиздат, 1982. – 184 с.

111. Бондаренко А.А. Горные машины для подводных горных работ: учеб. Пособие / А.А. Бондаренко. – Д.: РИК НГУ, 2003. – 90 с.

112. Шустов, О.О. (2013). Дослідження організації роботи земснарядів при розкритті глибоких буровугільних родовищ України. *Металургическая и горнорудная промышленность*, (5), С. 63 – 67.

113. А.с. 1344869 СССР, МКИ Е 02 F 3/48 Рабочее оборудование экскаватора-драглайна / В.С. Эскин, Б.А. Мальцев, Н.А. Емец, И.И. Леляков [и др.] (СССР). – №4045631/29-03; заявл. 01.04.86; опубл. 15.10.87, Бюл. №38.

114. Дриженко, А.Ю., Шустов, О.О., Лисенко, В.Г. (2011). Організація відробки обводнених м'яких порід драглайном у комплексі з бункером-перевантажувачем і стрічковим конвеєром. *Форум гірників: міжн. наук.-практ. конф., 13-15 жовт. 2011 р.*, Дн-ськ., С. 56 – 60.

115. Дриженко, А.Ю., Шустов, О.О., Цибань, Д.П. (2009). Нова технологія розробки мульдopodobних обводнених родовищ із застосуванням драглайна у комплексі зі стрічковим конвеєром. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (1) 33, С. 78 – 82.

116. Дриженко, А.Ю., Шустов, О.О. (2011). Розробка нових технологічних схем при відпрацюванні мульдopodobного родовища бурого вугілля. *Науковий вісник НГУ*, (1), НГУ, С. 138.

117. Дриженко А.Ю. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров: А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко и др.; под ред. А.Ю. Дриженко. – М. : Недра, 1994. – 288 с.

118. А.с. 1255523 СССР, МПК⁴ В 65 88/68. Бункер-питатель. / В.С. Эскин, Н.А. Емец, И.И. Леляков, Б.А. Мальцев (СССР). – №3904436; заявл. 10.04.1985; опубл. 07.09.86, Бюл. №33.

119. Пат. 2186982 Россия МПК⁷ E21C 41/26, E21C 47/00 Способ подготовки нового транспортного горизонта и экскаваторно-железнодорожный комплекс для его осуществления / [М.В. Курленя, С.Г. Молотилов, Е.И. Васильев, В.К. Норри и др.] (Россия). – 2000131737/03; заявл. 18.12.2000; опубл. 10.08.2002, Бюл. № 22 (ч. II)

120. Патент 101246 Україна МПК (2013.01) E 21 C 41/26 Комплекс для завантаження стрічкового конвеєра: / А.Ю Дриженко, О.О. Шустов, Н.А. Нікіфорова, О.М. Лазніков [та ін.]; заявл. 02.08.11; опубл. 11.03.13, Бюл. №5.

121. Рыжиков Ю.И. Теория очередей и управление запасами / Ю.И. Рыжиков. – СПб.: Питер, 2001. – 384 с.

122. Лосицкий В.В. Разработка несвязных пород мощными экскаваторами-драглайнами при транспортной системе / В.В. Лосицкий, И.С. Булгаков // Совершенствование технологии открытой разработки железорудных месторождений КМА. – М.: Наука, 1964. – С. 61 – 81.

123. Егин Б.А. Учёт влияния ширины заходки на производительность шагающих экскаваторов / Б.А. Егин, Д.И. Щитов, Т.В. Виноградская // Разработка угольных месторождений открытым способом. – 1976. – Вып. 4. – С. 77 – 82.

124. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых / М.Г. Новожилов. – Ч.1 – М.: Недра, 1971. – 535 с.

125. Шустов, О.О. (2012). Обґрунтування параметрів вибою при навантаженні стрічкових конвеєрів драглайнами. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (38), С. 55 – 62.

126. Шустов, А.А. (2010). Оптимизация параметров рабочей зоны карьеров при разработке наклонных угольных месторождений. *Форум гірників: міжн. наук.-практ. конф., 21-23 жовт. 2010 р., Дн-ськ.*, С. 117 – 121.

127. Шустов, О.О., Дьячков, П.А. (2012). Оптимізація довжини стрічкових вибійних конвеєрів при розкритті обводнених буровугільних родовищ. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (37), С. 19 – 27.

128. Горовой А.И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия / А.И. Горовой. – М.: Недра, 1982. – 192 с.

129. Vcelak. Chemie u. Technologie des Montan / Vcelak. – Wachses: Praha, 1959.

130. Шнапер Б.И. Промышленная химическая переработка бурых углей на Украине / Б.И. Шнапер, И.Е. Святец // Уголь Украины. – 1968. – №5. – С.30 – 34.

131. Шнапер Б.И. Некоторые закономерности влияния крупности угольных зерен на процесс экстракции / Б.И. Шнапер, И.Е. Святец // Химия твердого топлива. – 1968. – №4. – С.86 – 91.

132. Плановский А.Н. Процессы и аппараты химической и нефтехимической технологии / А.Н. Плановский, П.И. Николаев. – М.: Гостоптехиздат, 1960. – 551 с.

133. Кузнецов В.И. Изучение и комплексная переработка смол и битумов бурых углей Днепровского бассейна / В.И. Кузнецов, А.А. Боброва. Ч.II. – К.: изд-во АН УССР, 1958. – 87 с.
134. Канторович Б.В. Введение в теорию горения и газификации твердого топлива / Б.В. Канторович. – М.: Металлургиздат, 1961. – 350 с.
135. Зинчук И.Ф. Исследование бурых углей Александрийского месторождения как сырья для получения битумов: дис. ... канд. техн. наук / Зинчук И.Ф. – 1972. – С.24.
136. Кухаренко Т.А. Окисление ископаемых углей кислородом в щелочной среде / Т.А. Кухаренко // Химия твердого топлива. – 1973. – №1. – С.167 – 169.
137. Кричко А.А. Жидкие продукты из угля / А.А. Кричко, Т.С. Смирнова // Химия твердого топлива. – 1974. – №5. – С.40 – 46.
138. Тайц Е.М. О процессе образования кокса из буроугольных брикетов / Е.М. Тайц, И.А. Андреева // Изв. вузов. Химия и химическая технология. – 1959. – №3. – С. 454 – 459.
139. Сеченов Г.П. Получение энергетического кокса из сернистых углей Западного Донбасса / Г.П. Сеченов // Химия твердого топлива. – 1971. – №6. – С. 59 – 64.
140. Шафир Г.С. Основные направления развития процессов газификации твердых топлив / Г.С. Шафир // Химия твердого топлива. – 1974. – №1. – С. 130 – 140.
141. Юровский А.З. Минеральные компоненты твердых горючих ископаемых / А.З. Юровский. – М.: Недра, 1968. – 240 с.
142. Проблемы применения минеральной части углей в народном хозяйстве / [И.Т. Грехов, В.И. Панин, В.М. Ратынский и др.] // Химия твердого топлива. – 1973. – №1. – С. 24 – 28.
143. Панин В.И. О характере распределения окиси алюминия в углях Подмосковского бассейна / В.И. Панин, В.М. Ратынский. – 1974. – №2. – С. 87 – 93.
144. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при открытых разработках: монография / А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
145. Дриженко, А.Ю. (2014). *Відкриті гірничі роботи*. Національний гірничий університет, 590 с.

ЗМІСТ

| | |
|--|-----------|
| ПЕРЕДМОВА | 3 |
| Частина I. СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ | |
| РОДОВИЩ БУРОГО ВУГІЛЛЯ УКРАЇНИ..... | 5 |
| I.1. Районування родовищ бурого вугілля..... | 5 |
| I.2. Аналіз досвіду освоєння родовищ бурого вугілля..... | 12 |
| I.3. Задачі дослідження геолого-промислових показників родовищ бурого вугілля над сольовими штоками..... | 24 |
| Частина II. ГІДРОГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ТА УМОВИ | |
| ВУГЛЕНАКОПИЧЕННЯ РОДОВИЩ БУРОГО ВУГІЛЛЯ | |
| УКРАЇНИ НАД СОЛЬОВИМИ ШТОКАМИ..... | 26 |
| II.2. Геологічна будова північно-західного Донбасу..... | 26 |
| II.2.1. Стисла геологічна характеристика району..... | 26 |
| II.2.2. Умови формування родовищ бурого вугілля над сольовими штоками..... | 32 |
| II.2.3. Закономірності вугленакопичення..... | 38 |
| II.2.3.1. Морські фації кайнозою..... | 43 |
| II.2.3.2. Континентальні фації..... | 45 |
| II.2.4. Геологічна будова та промислове значення Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля..... | 53 |
| II.3. Гідрогеологічні умови Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.. | 59 |
| II.3.1. Параметри водоносних горизонтів та їх стратиграфічна прив'язка. | 59 |
| II.3.2. Умови формування водоносних горизонтів..... | 66 |
| II.3.3. Хімічний склад підземних вод..... | 76 |
| II.3.4. Математична модель розвитку геофільтраційних процесів у водоносних горизонтах родовища..... | 78 |
| II.3.5. Обґрунтування розрахункової схеми й фільтраційних параметрів гідродинамічної моделі родовища..... | 82 |
| II.3.6. Інженерно-геологічні умови родовищ бурого вугілля у районі..... | 87 |
| II.4. Обґрунтування й розробка технологічних рішень щодо забезпечення | |
| стійкості укосів бортів та відвалів порід розкриву на Ново- | |
| Дмитрівському буровугільному кар'єрі..... | 94 |
| II.4.1. Фізико-механічні властивості вугілля та порід розкриву..... | 94 |
| II.4.2. Встановлення параметрів неробочого борту кар'єра..... | 99 |
| II.4.2.1. Розрахунок параметрів уступів..... | 99 |
| II.4.2.2. Технологічні рішення, які забезпечують стійкість уступів..... | 104 |
| II.4.2.3. Орієнтування напрямку посування розкривних уступів у межах кар'єрного поля..... | 107 |
| II.4.2.4. Розрахунок параметрів неробочих бортів..... | 108 |
| II.4.3. Встановлення стійких параметрів робочого борту кар'єру..... | 112 |
| II.4.4. Дослідження стійкості відвалів порід розкриву..... | 116 |

| | | |
|---------------------|--|------------|
| II.5. | Характеристика перспективних родовищ бурого вугілля у районі..... | 119 |
| II.5.1. | Бантисевське родовище..... | 119 |
| II.5.1.1. | Геологічна будова..... | 119 |
| II.5.1.2. | Вугленосність та якість вугілля..... | 121 |
| II.5.1.3. | Загальні запаси й промислове значення родовища..... | 122 |
| II.5.1.4. | Породи розкриву..... | 123 |
| II.5.2. | Степківське родовище..... | 123 |
| II.5.2.1. | Геологічна будова..... | 123 |
| II.5.2.2. | Вугленосність та якість вугілля..... | 126 |
| II.5.2.3. | Загальні запаси й промислове значення родовища..... | 128 |
| II.5.3. | Берекське родовище..... | 128 |
| II.5.3.1. | Геологічна будова..... | 128 |
| II.5.3.2. | Вугленосність та якість вугілля..... | 131 |
| II.5.3.3. | Загальні запаси й промислове значення родовища..... | 132 |
| Частина III. | ТЕХНОЛОГІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ПРОМИСЛОВОГО | |
| | ОСВОЄННЯ БУРОВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ..... | 133 |
| III.6. | Основні методичні положення з формування системи розкриття глибокозалягаючих обводнених родовищ бурого вугілля..... | 133 |
| III.6.1. | Систематизація технологічних рішень з розкриття глибоких горизонтів родовищ бурого вугілля..... | 133 |
| III.6.2. | Встановлення границь розкриття глибокозалягаючих обводнених горизонтів бурого вугілля..... | 137 |
| III.6.3. | Обґрунтування раціональної послідовності формування системи виробок розкриття глибоких обводнених горизонтів..... | 140 |
| III.6.4. | Критерій ефективності розкриття родовищ..... | 142 |
| III.6.5. | Прогнозування притоків підземних вод до виробок розкриття буровугільних кар'єрів..... | 144 |
| III.6.6. | Обґрунтування стійкості уступів складених багат шаровими породами при розкритті обводнених горизонтів бурого вугілля..... | 146 |
| III.6.7. | Основні методичні положення з формування системи виробок розкриття глибоких родовищ бурого вугілля..... | 151 |
| III.7. | Обґрунтування параметрів зон розкриття й підготовки суттєво обводнених горизонтів бурого вугілля..... | 154 |
| III.7.1. | Встановлення доцільних параметрів зон розкриття й підготовки суттєво обводнених горизонтів бурого вугілля..... | 154 |
| III.7.2. | Параметри проведення розрізної траншеї земснарядами у нижній обводненій частині зони розкриття..... | 157 |
| III.7.2.1. | Технологія проведення виробок розкриття земснарядами..... | 157 |
| III.7.2.2. | Організація роботи земснарядів при проведенні розрізної траншеї..... | 161 |

| | |
|---|------------|
| III.7.3. Дослідження ефективності розширення розрізної траншеї драглайнми у комплексі зі стрічковими конвеєрами..... | 166 |
| III.7.4. Параметри розширення розрізної траншеї роторними комплексами у верхній частині зони розкриття..... | 171 |
| III.7.5. Розрахунок темпу поглиблення та швидкості посування фронту гірничих робіт..... | 176 |
| III.8. Моделювання параметрів сумісної роботи драглайну зі стрічковим конвеєром та бункером-перевантажувачем у зневодненій частині зони розкриття..... | 179 |
| III.8.1. Обґрунтування й розробка перевантажувального комплексу для сумісної роботи драглайнів і стрічкових конвеєрів..... | 179 |
| III.8.2. Моделювання роботи бункера-перевантажувача при навантаженні стрічкового конвеєра драглайном..... | 183 |
| III.8.3. Обґрунтування продуктивності драглайнів при вийманні гірничої маси у зоні розкриття..... | 190 |
| III.9. Організація розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля..... | 202 |
| III.9.1. Визначення об'ємів виймання гірничої маси у верхній частині кар'єру..... | 202 |
| III.9.2. Обґрунтування послідовності введення до експлуатації виймально-навантажувального устаткування..... | 205 |
| III.9.3. Встановлення раціональних техніко-економічних показників роботи виймально-навантажувального устаткування..... | 207 |
| III.9.4. Оптимізація сітьового графіка будівництва кар'єру..... | 213 |
| III.9.5. Розробка рекомендацій щодо проектування розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища..... | 217 |
| Частина IV. КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ ТА ПЕРЕРобКА БУРОГО ВУГІЛЛЯ..... | 220 |
| IV.10. Технологічні процеси переробки бурого вугілля..... | 220 |
| IV.10.1. Брикетування бурого вугілля..... | 220 |
| IV.10.2. Одержання буровугільного воску..... | 220 |
| IV.10.3. Виробництво вуглелугових реагентів..... | 225 |
| IV.10.4. Виробництво карбонових кислот..... | 226 |
| IV.10.5. Гідрогенізація бурого вугілля..... | 227 |
| IV.10.6. Термічне розчинення бурого вугілля..... | 230 |
| IV.10.7. Електрохімічна переробка бурого вугілля..... | 232 |
| IV.10.8. Комплексна хіміко-технологічна переробка бурого вугілля на базі екстрагування й брикетування..... | 233 |
| IV.11. Коксування та використання бурого вугілля при виробництві будівельних матеріалів..... | 234 |
| IV.11.1. Напівкокування бурого вугілля в печах із внутрішнім обігрівом..... | 234 |

| | |
|--|------------|
| IV.11.2. Попереднє брикетування й коксування бурого вугілля..... | 235 |
| IV.11.3. Газифікація бурого вугілля..... | 239 |
| IV.11.4. Використання мінеральної частини бурого вугілля..... | 240 |
| IV.11.5. Одержання рідких і розсіяних елементів із бурого вугілля..... | 241 |
| IV.11.6. Застосування мінеральної частини бурого вугілля в будівництві й виробництві будівельних матеріалів..... | 242 |
| IV.11.7. Виробництво з'єднань сірки із бурого вугілля..... | 244 |
| IV.12. Технологічні схеми рекультивації земель, що будуть порушені при освоєнні родовищ бурого вугілля..... | 245 |
| IV.12.1. Характеристика передбачених до порушення земельних ділянок.... | 245 |
| IV.12.2. Розробка технологічних схем рекультивації порушених земель..... | 248 |
| IV.12.3. Обґрунтування схеми рекультивації земель при розробці Ново-Дмитрівського родовища..... | 255 |
| IV.12.4. Рекомендації щодо рекультивації порушених земель..... | 259 |
| ВИСНОВКИ..... | 262 |
| ДОДАТКИ..... | 265 |
| СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ..... | 320 |
| ЗМІСТ..... | 329 |

Навчальне видання

Дриженко Анатолій Юрійович
Шустов Олександр Олександрович

**БУРЕ ВУГІЛЛЯ УКРАЇНИ: УМОВИ ЗАЛЯГАННЯ ТА
ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ**

Навчальний посібник

Видано редакції авторів

Комп'ютерний набір – О.О. Шустов

Комп'ютерна верстка і обробка – В.В. Задорнова

Підписано до друку 24.11.2015 р. Формат 30×42/4.

Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 18,4.

Обл.-вид. арк. 18,4. Тираж 600 пр. Зам. № 136

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному ВНЗ “Національний гірничий університет”.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19