

УДК 622.271.32
№ держреєстрації 0109U002812
Інв.№ _____

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»
(Державний ВНЗ «НГУ»)

49005, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19; тел./факс (0562) 47-32-09;
телекс 143457 "AGAT-SU"; E-mail: НomenkoO@nmu.org.ua

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової
роботи,
д-р техн. наук, проф.
_____ О.С. Бешта
" ____ " _____ 2010 р.

З В І Т

**РОЗРОБКА НОВИХ ТЕХНОЛОГІЙ КОМПЛЕКСНОГО
ОСВОЄННЯ УНІКАЛЬНОГО НОВО-ДМИТРІВСЬКОГО БУРОВУГІЛЬНОГО
РОДОВИЩА ДЛЯ СТВОРЕННЯ ПОТУЖНОГО ПАЛИВНО-
ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ**
(заключний)

ГП-432

Начальник НДЧ
канд. техн. наук, доц.

О.Є. Хоменко

Науковий керівник теми,
професор кафедри ВГР,
д-р техн. наук, проф.

А.Ю. Дриженко

2010

Рукопис закінчено 7 грудня 2010 р.

Результати цієї роботи розглянуто науково-технічною радою,
протокол №4 від «9» грудня 2010 р.

СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник теми,
головний науковий співробітник,
д-р. техн. наук, проф.

Дриженко А.Ю.
(керівництво роботою)

Старший науковий співробітник,
канд. техн. наук

Анісімов О.О.
(розд. 3.4)

Старший науковий співробітник,
канд. геол.-мін. наук, доц.

Сафронов І.Л.
(розд. 4)

Фахівець I категорії

Носенко Л.А.
(побудова графіків,
номограм, рисунків)

Старший науковий співробітник, канд.
техн. наук, доц.

Тимощук В.І.
(розд. 1)

Старший науковий співробітник

Тішков В.В.
(розд. 1)

Молодший науковий співробітник

Шустов О.О.
(розд 2, 3)

Молодший науковий співробітник

Гаврилов Є.А.
(розд. 2.1)

У дослідженнях приймали участь студенти Недвіга А., Курчава Ю. (РР-04-2), Сиволап В., Целуйко О., Пащенко О. (РР-04-1), Баглай М., Вареник О., Гаврилов Є., Цибань Д. (ГІ-05-8).

Нормоконтролер

Шломіна Л.С.

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 108 стор., 31 рис., 16 табл., 21 джерело, 3 додатка.

Об'єкт дослідження: комплексне Ново-Дмитрівське буровугільне родовище.

Мета роботи: створення нових ефективних технологічних схем роздільного виймання різнотипових корисних копалин при відкритій розробці комплексного Ново-Дмитрівського буровугільного родовища та техніко-економічне обґрунтування щодо застосування потужного гірничотранспортного обладнання для їх реалізації в кар'єрі з кінцевою глибиною до 380 м.

Використані методи: аналітична оцінка ємнісних та динамічних ресурсів підземних вод родовища; системного та техніко-економічного аналізу, гірничо-геометричного аналізу, метод варіантів для обґрунтування технологічних схем розробки.

Результати НДР: Описані геологічна і гідрогеологічна характеристика Ново-Дмитрівського родовища, виконана оцінка параметрів кар'єрного поля та окремих уступів по різновидам відроблених порід, встановлені промислові запаси бурого вугілля та супутніх корисних копалин. Обґрунтована виробнича продуктивність кар'єру, побудований графік режиму виймальних робіт по 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 по вийманню гірничих порід згідно календарного плану. Обґрунтовані місця для складування різнотипових порід розкриття, прісних та солених підземних вод.

КАР'ЄРНЕ ПОЛЕ, ОБВОДОНЕНІСТЬ ГОРИЗОНТІВ, ЗАПАСИ ВУГІЛЛЯ, ВИРОБНИЧА ПОТУЖНІСТЬ КАР'ЄРА, ГРАФІК РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ, ГІРНИЧОТРАНСПОРТНЕ ОБЛАДНАННЯ, ПАРАМЕТРИ РОЗКРИТТЯ І СИСТЕМИ РОЗРОБКИ.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 МОДЕЛЮВАННЯ ГІДРОДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ ПІДЗЕМНИХ ВОД ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ РОДОВИЩА ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ.....	9
1.1 Геологічна будова та гірничотехнічна характеристика родовища...	9
1.2 Гідрогеологічна характеристика родовища.....	10
1.3 Математична модель розвитку геофільтраційних процесів у водоносних горизонтах родовища	12
1.4 Обґрунтування розрахункової схеми й фільтраційних параметрів гідродинамічної моделі родовища.....	18
1.5 Прогнозна оцінка гідродинамічного режиму підземних вод при відпрацюванні родовища відкритим способом.....	25
1.6 Оцінка геомеханічної стійкості вугільної товщі на дні розрізної траншеї.....	28
2 ОБґРУНТУВАННЯ ЗАСОБІВ МЕХАНІЗАЦІЇ І ЕЛЕМЕНТІВ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРУ.....	32
2.1 Аналіз умов розподілу корисних копалин у межах кар'єрного поля	32
2.2 Схеми формування уступів у кар'єрі за умовами стійкості.....	36
2.3 Режим гірничих робіт.....	41
2.4 Технологія розкриття робочих горизонтів у кар'єрі.....	43
2.5 Зневоднення виробок розкриття у період поглиблення гірничих робіт.....	45
2.6 Механізація виймання гірничої маси у кар'єрі.....	49
3 ОПТИМІЗАЦІЯ РОЗМІЩЕННЯ ДІЛЯНОК ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРУ ТА ВІДВАЛІВ ПОРІД РОЗКРИВУ.....	55
3.1 Аналіз умов експлуатації та продуктивності виймально-навантажувального обладнання.....	55

3.2 Динаміка переміщення стрічкових конвеєрів на робочих уступах	59
3.3 Механізація навантаження гірничої маси драглайном на стрічковий конвеєр.....	65
3.4 Організація будівництва кар'єру.....	72
4 РОЗРАХУНОК ЯКОСТІ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ПОРІД РОЗКРИВУ ДЛЯ РЕАЛІЗАЦІЇ ПЛАНУ ВІДРОБКИ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ	77
4.1 Металічні корисні копалини.....	78
4.2 Самородна сірка	83
4.3 Діатоміти.....	90
4.4 Вуглисті глини, будівельна, вогнетривка та інша сировина.....	92
ВИСНОВКИ	97
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	103
ДОДАТОК А	105
ДОДАТОК Б	106
ДОДАТОК В.....	108

ВСТУП

Обмежені запаси нафти і газу та їх інтенсивний видобуток обумовили переоцінку ролі вугілля у паливно-енергетичному балансі країни. Розробка вугільних родовищ Донбасу пов'язана з вкрай складними гірничо-геологічними умовами, насамперед з постійно зростаючою глибиною розробки та високою і важкопрогнозованою газоносністю. З поважних причин готується закриття десятків вугільних шахт Донецького і Львівсько-Волинського басейнів. Тим часом попит на паливно-енергетичну сировину постійно зростає на протязі досить тривалого часу і має стійку тенденцію до збільшення ролі вугілля в паливному балансі.

В цих умовах особливу актуальність набуває промислове освоєння нових потужних родовищ бурого вугілля, одним з яких є комплексне Ново-Дмитрівське. Розвідане ще в 70-ті роки минулого століття воно, ще за радянських часів, було досить високо оцінене колегією міністерства вугільної промисловості України.

З відомих причин цей проект не було реалізовано. Але на сьогодні щорічний видобуток 9 – 10 млн. т вугілля здатний реально знизити енергозалежність України від закордонних постачальників.

Ново-Дмитрівське комплексне буро-вугільне родовище розташоване в Барвенківському районі Харківської області поблизу її кордону з Донецькою. Унікальність родовища полягає в наступному:

1. Високий лінійний коефіцієнт вугленосності – 33 – 34% (для Донбасу 2,5 – 3%) та надзвичайна потужність вугільних покладів до - 74 м (сумарна до 120 м)

2. Промислові запаси, обмежені площиною 3,5×5 км, складають 446,5 млн. т, в т.ч. з зольністю до 26% - 290,7 млн. т або 98,2% (здатні для виготовлення брикетів).

3. Розкривна частина родовища – від денної поверхні до глибини 375 м на 90% складена супутніми корисними копалинами – вуглистими і бітумінозними глинами (біля 1 млрд. т), промисловими сірчаними рудами (понад 1 млрд. т), діатомітами (біля 0,6 млн. т), рудами титану, свинцю та цинку, а також вогнетривкі глини, скляні та будівельні піски, тощо.

4. За умовами утворення Ново-Дмитрівське родовище становить новий генетичний тип вугільних родовищ, пов'язаних з компенсаційними воронками над сольовими діпірами. Промислові родовища такого походження в світі невідомі.

Однак гірничо-геологічні умови родовища характеризуються як досить складні за двома основними обставинами – значною глибиною залягання Основного вугільного горизонту у центральній частині родовища (до 380 м) та наявністю декількох водоносних горизонтів в поєднанні з механічно слабкими гірськими породами. У зв'язку з цим, комплексне промислове освоєння Ново-Дмитрівського родовища повинно передбачати послідовну розробку та обґрунтування нетрадиційних технологічних і наукових рішень, що не мають аналогів у вітчизняній та світовій практиці. Це стосується насамперед у попередньому та поточному зневодненні гірничих порід у межах кар'єрного поля і виборі гірничотранспортного обладнання, експлуатація якого повинна забезпечити високі техніко-економічні показники при безпечному розміщенні на нестійких площадках добувних уступів.

У цьому зв'язку метою даної НДР є створення нових ефективних технологічних схем роздільного виймання різнотипових корисних копалин при відкритій розробці комплексного Ново-Дмитрівського буровугільного родовища та техніко-економічне обґрунтування щодо застосування потужного гірничотранспортного обладнання для їх реалізації в кар'єрі з кінцевою глибиною до 380 м.

Наукова новизна досліджень полягає у вивченні гідрогеологічної ситуації на родовищі, обґрунтуванні значень стійких параметрів уступів по вугіллю та

супутнім породам, що придатні для реалізації ефективних технологічних схем та експлуатації потужного обладнання з високою одиничною потужністю, за принципово новими технологіями відповідно до складних гідрогеологічних умов родовища.

Дана робота виконується на підставі наказу МОН України № 1043 від 17.11.08 р та згідно розпорядження НГУ № 388 від 24.12.08 р.

Термін виконання роботи: січень 2009 р – грудень 2010 р.

1 МОДЕЛЮВАННЯ ГІДРОДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ ПІДЗЕМНИХ ВОД ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ РОДОВИЩА ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ

1.1 Геологічна будова та гірничотехнічна характеристика родовища

Буровугільні поклади Ново-Дмитрівського родовища приурочені до товщі кайнозою, що утворює глибоку воронку над соляним штоком. Борти воронки складені осадовими утвореннями верхнього карбону, нижньої і верхньої пермі, дно – брекчією, що обвалує соляне тіло. Вугленосна товща приурочена до верхнього відділу палеогенової та нижнього відділу неогенової систем. Покриваючі породи складаються з пухких утворень четвертинної, неогенової та палеогенової систем і представлені зверху до низу:

- піщаними глинами, суглинками, супісями із максимальною потужністю в центральній частині западини до 60 м;

- сірими і темно-сірими монтморилонітовими глинами, що представлені грудкуватою текстурою із прослоями бурого вугілля потужністю до 0,5 м; потужність монтморилонітових глин досягає 50 м;

- бітумінозними темно-сірими монтморилонітовими глинами з невеликою домішкою гідролуд; у глинах виділяються тонкі прошарки бурого вугілля (потужністю до 1 м) і мергелів; потужність бітумінозних глин досягає 81 м.

Буровугільні лінзи згруповані у 5 продуктивних горизонтів, з яких промисловий інтерес представляють три верхні, названі відповідно верхньою, складною і основною лінзами. Ці лінзи характеризуються підвищеною потужністю, широким розповсюдженням по площі родовища й відносно неглибоким заляганням. Два нижні горизонти через малу потужність і високу зольність вугілля, а також велику глибину залягання промислового значення не мають.

Верхня лінза залягає на глибині від 64 до 119 м, характеризується простою будовою й потужністю 5 – 6 м при максимальному значенні 7,2 м. Складна лінза

залягає на глибині від 51 до 210 м і складається з 4 вугільних прошарків, загальна потужність яких досягає 36,6 м при переважній 22 – 30 м. Потужність окремих лінз змінюється від 0,8 до 15,6 м. Потужність поділяючих породних прошарків, що складаються із бітумінозних глин і піску, змінюється від декількох сантиметрів до 22 м. Основна лінза залягає на глибині від 45 – 50 м до 330 м, характеризується переважно простою будовою і великою потужністю. Характерна потужність 40 – 60 м, максимальна 66,8 м.

Крім бурого вугілля у перерізі вугленосної свити зустрінуті бітумінозні глини (горючі сланці) і гіпсово-карбонатні породи із самородною сіркою. Бітумінозні глини присутні також у центральній частині родовища і стратиграфічно належать до інтервалу залягання між складною й основною лінзами.

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

1.2 Гідрогеологічна характеристика родовища

У гідрогеологічному відношенні товща палеоген-неогенових відкладень, що утворює Ново-Дмитрівське родовище і, умовно може бути поділена на дві частини: верхню, приурочену до надвугленосної товщі і складену переважно водотривкими глинистими опадами, та нижню, що включає вугленосну і підвугільну частини розрізу, складену здебільшого в тій чи іншій мірі водопроникними породами. Саме буре вугілля, як це визначено у процесі буріння, також обводнене.

У межах родовища можуть бути виділені два водоносні комплекси. Перший супроводжує вугленосні товщі і являє собою серію водоносних горизонтів, що приурочені до лінз бурого вугілля та рідких прошарків і лінз піску. Другий пов'язаний з підвугленосною товщею пісків бучакської, київської та харківської свит і є основним на родовищі. Потужність водоносних комплексів зростає від периферії до центру мульди і становить відповідно 70 – 455 м та 37 – 515 м.

Живлення підземних вод відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів по периферії мульди, де водоносні породи виходять близько до денної поверхні під четвертинний покрив. Ця обставина, а також мульдopodobне залягання порід і наявність покриваючого водоупору сприяє формуванню високонапірних підземних вод. Величини напорів зростають від периферії до центру родовища у зв'язку із зануренням шарів водовмісної товщі. По даним розвідувального буріння величина напору досягає 282 м на крилах мульди й до центру родовища значно збільшується.

Коефіцієнти фільтрації, отримані по даним короткочасного желонування підвугільної товщі, досить незначні (0,026 м/добу) і не відповідають даним про літологічну характеристику водовмісних порід. Це може свідчити про відсутність потрібної підготовки свердловини до желонування (не розглинизовані стінки свердловини). Тому для гідрогеологічних розрахунків наближене значення коефіцієнта фільтрації підвугільної товщі встановлене за довідковими даними й прийняте рівним 3,0 м/добу.

На підставі загальної вивченості родовища зроблений висновок, що проступання води очікується з товщі вугільних шарів, які є водоносними. Але основні припливи будуть формуватися з підстилаючих вугільну товщу пісків.

Також відзначається, що в приконтурній зоні мульди водоносні горизонти гідравлічно пов'язані з водоносними відкладаннями карбону, а в нижній частині – з підземними водами брекчії, потужність якої досягає 150 – 200 м. Ця обставина при проведенні відкачок може позначитися на хімічному складі

підземних вод, які можуть набувати агресивних властивостей стосовно бетону і заліза за рахунок присутності у воді сірководню. За результатами хімічних аналізів встановлено, що в інтервалі випробування підземні води відносяться до гідрокарбонатно-сульфатного натрієво-кальцієвого типу.

1.3 Математична модель розвитку геофільтраційних процесів у водоносних горизонтах родовища.

Основні диференціальні рівняння, що описують процеси геофільтрації у двошаровому середовищі різницевиими методами [1], можуть бути представлені системою еліптичних диференціальних рівнянь.

$$\begin{cases} d/dx(T_{x1} * dH/dx) + d/dy(T_{y1} * dH/dy) + Q_p + Q_{n1} + W = 0 \\ d/dx(T_{x2} * dH/dx) + d/dy(T_{y2} * dH/dy) + Q_{n2} = 0, \end{cases} \quad (1.1)$$

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

Систему (1.1) можна вирішити при завданні граничних умов на зовнішніх і внутрішніх контурах кар'єрного поля у вигляді крайових задач. 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 і у яких практично відсутній фільтраційний опір.

На граничних контурах, що характеризуються фільтраційним опором, задається гранична умова III роду у вигляді

$$\beta (H_v - H/r) = Q,$$

де β – параметр взаємозв'язку поверхневих і ґрунтових вод; H_v – рівень води у кар'єрному полі.

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 границь у будь-якій граничній точці; в окремому випадку може дорівнюватися нулю – $T (dH / dh) / r = 0$, тобто має місце крайова умова водотривкої границі.

Друга різницева похідна для вузла (i, j) отримана по різниці між першою похідною «вліво» і першої похідної – «праворуч», що віднесені до відстані між границями сусідніх блоків. Тому

на осі "X" маємо

$$\begin{aligned} d/dx (T \cdot dH/dx) / i,j = & (H_{i-1,j} - H_{i,j}) / (\Delta x_i / 2 (\Delta x_{i-1} / T_{i-1,j} + \Delta x_i / T_{i,j})) - \\ & - (H_{i,j} - H_{i+1,j}) / (\Delta x_i / 2 (\Delta x_{i+1} / T_{i+1,j} + \Delta x_i / T_{i,j})). \end{aligned} \quad (1.2)$$

на осі "Y" аналогічно

$$\begin{aligned} d/dy (T \cdot dH/dy) / i,j = & (H_{i,j-1} - H_{i,j}) / (\Delta y_j / 2 (\Delta y_{j-1} / T_{i,j-1} + \Delta y_j / T_{i,j})) - \\ & - (H_{i,j} - H_{i,j+1}) / (\Delta y_j / 2 (\Delta y_{j+1} / T_{i,j+1} + \Delta y_j / T_{i,j})). \end{aligned} \quad (1.3)$$

Різницевий аналог умови на водоносних горизонтах Q_p , що є умовою III роду на зовнішній або внутрішній межі, має вигляд:

$$\begin{cases} Q_{pi,j} = x_{i,j} (H_{pi,j} - H_{i,j}) \\ x_{i,j} = (T_{i,j} * N_{pi,j}) / (L_{i,j} + \Delta L_{i,j}), \end{cases} \quad (1.4)$$

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

Водні притоки (Q_{n1}, Q_{n2}) , що представляють собою одиничні витрати через роздільні слабо проникні шари породи, для сіткової області фільтрації записуються у вигляді

$$\begin{aligned} Q_{n1} = & (H_{1i,j} - H_{2i,j}) / (m_{20}/k_{20})_{i,j}; \\ Q_{n2} = & (H_{1i,j} - H_{2i,j}) / (m_{20}/k_{20})_{i,j} - (H_{3i,j} - H_{2i,j}) / (m_{30}/k_{30})_{i,j}; \end{aligned} \quad (1.5)$$

$$Q_{n3} = (H_{2i,j} - H_{3i,j}) / (m_{30}/k_{30})_{i,j},$$

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 роздільних 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 у вузол (i, j) і чисельно рівний інтенсивності інфільтрації, помноженої на площу клітинки

$$Q_{wi,j} = W_{i,j} * \Delta x_i * \Delta y_j. \quad (1.6)$$

Після алгебраїчних перетворень (1.2) і (1.3) та приведення рівнянь (1.2) – (1.6) до одного будемо мати

$$TL_{i-1,j}(H_{i-1,j} - H_{i,j}) + TP_{i+1,j}(H_{i+1,j} - H_{i,j}) + TV_{i,j+1}(H_{i,j+1} - H_{i,j}) + TN_{i,j-1}(H_{i,j-1} - H_{i,j}) + Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j} = 0. \quad (1.7)$$

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

$$\begin{aligned} TL_{i-1,j} &= (2 * \Delta y_j * T_{i,j} * T_{i-1,j}) / (T_{i,j} * \Delta x_{i-1} + T_{i-1,j} * \Delta x_i); \\ TP_{i+1,j} &= (2 * \Delta y_j * T_{i,j} * T_{i+1,j}) / (T_{i,j} * \Delta x_{i+1} + T_{i+1,j} * \Delta x_i); \\ x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{li,j}) &= (2 * \Delta x_i * T_{i,j} * T_{i,j-1}) / (T_{i,j} * \Delta y_{j-1} + T_{i,j-1} * \Delta y_j); \\ TV_{i,j+1} &= (2 * \Delta x_i * T_{i,j} * T_{i,j+1}) / (T_{i,j} * \Delta y_{j+1} + T_{i,j+1} * \Delta y_j). \end{aligned} \quad (1.8)$$

Видно, що наведені формули враховують площу клітинки $\Delta x_i, \Delta y_j$. Існує два рішення взаємозв'язку поверхневих і підземних вод: підпертий і вільний («крапельний»). У процесі зміни рівнів підземних вод під водоймою або в нижчезалягаючому водоносному шарі може відбутися зміна режимів.

Поверхнева складова перетікання в цих випадках визначається таким чином

$$x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{li,j}) \begin{cases} \text{при } H_{li,j} > H_{nod\ i,j} \\ Q_{pi,j} = \\ x_{i,j}(H_{pi,j} - H_{nod\ i,j}) \text{ при } H_{li,j} \leq H_{nod\ i,j} \end{cases}, \quad (1.9)$$

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

Як правило, геофільтраційні завдання 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 (1.7), вирішеного щодо $H_{i,j}$, обчислювальна схема методом верхньої релаксації записується у вигляді

$$\begin{aligned} H_{i,j}^{p+1/2} &= A_1 H_{i-1,j}^{p+1/2} + A_2 H_{i-1,j}^p + B_1 H_{i,j-1}^{p+1/2} + B_2 H_{i,j-1}^p + F_{i,j}, \\ H_{i,j}^{p+1} &= H_{i,j} + \tau_{onm}(H_{i,j}^{p+1/2} - H_{i,j}^p), \\ i &= 1, 2, 3, \dots, M; \quad j = 1, 2, 3, \dots, N; \end{aligned} \quad (2.0)$$

тут $A_1 = TL_{i-1,j}/TS; TS = TL_{i-1,j} + TP_{i+1,j} + TN_{i,j-1} + TV_{i,j+1};$

$$A_2 = TP_{i+1,j} / TS;$$

$$B_1 = TN_{i,j-1} / TS;$$

$$B_2 = TV_{i,j+1} / TS;$$

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

$H_{i,j}^{p+1}$, $H_{i,j}^{p+1/2}$ – значення рівнів відповідно для поточної і подальшої ітераціях, м; $H_{i,j}^p$ – той же рівень, що 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 поточевого балансу по усій області фільтрації.

Коли змінами фільтраційного потоку в часі не можна знехтувати, система (1.1) доповнюється еволюційним членом dH/dt і виглядає так

$$d/dx(T_{x1} * dH/dx) + d/dy(T_{y1} * dH/dy) + Q_p + Q_{n1} + W = dH/dt * \mu_1,$$

$$d/dx(T_{x2} * dH/dx) + d/dy(T_{y2} * dH/dy) + Q_{n2} = dH/dt * \mu_2^*, \quad (2.1)$$

де μ_1 – гравітаційна водовіддача; μ_2 – коефіцієнти пружної водовіддачі.

Для чисельного рішення системи (2.1) її слід доповнити крайовими умовами, куди входять і початкові, які полягають у завданні початкового розподілу напорів H до усіх горизонтів, що розраховуються

$$H(x, y, 0) = H_0(x, y).$$

У якості початкового розподілу рівнів зазвичай використовується рішення, що отримане у стаціонарній постановці. Граничні умови I, II и III роду – колишні: інколи, гранична умова першого роду може доповнюватися умовою сталості рівнів на границі кар’єрного поля лише протягом певного проміжку часу: $H/r = H(S, t)$, де S – як і попередня, точка, що належить сукупності зовнішніх і внутрішніх контурів r .

Граничні умови II роду доповнюються умовою на сукупності то-чек, складових внутрішню кордон $Q/j = F(S, t)$.

Система (2.1) апроксимується системою лінійних алгебраїчних рівнянь, яка може бути уніфікована в одне рівняння незалежно від числа водоносних горизонтів. Для апроксимації тимчасової похідної час розбивається на рівномірні інтервали Δt_k . З урахуванням різницевої похідної за часом для вузла (i, j) сіткове рівняння буде мати вигляд:

$$\begin{aligned} C_{i,j,k} (H_{i,j,k}^{t+1} - H_{i,j,k}^t) = & TL_{i-1,j} (H_{i-1,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + \\ & + TP_{i+1,j} (H_{i+1,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + Tv_{i,j+1} (H_{i,j+1}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + \\ & + Tn_{i,j-1} (H_{i,j-1}^{t+1} - H_{i,j}^{t+1}) + (Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j}) * \Delta x_i \Delta y_i, \end{aligned} \quad (2.2)$$

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

Вираз (2.2) являє собою класичну схему вирішення системи лінійних рівнянь. Всі напори H в правій частині рівняння беруться на момент часу $t + 1$. Якщо ж напори беруться на 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 математичне доказ. Перепишучи (2.2) в явному вигляді щодо $H_{i,j,k}^{t+1}$ маємо

$$H_{i,j,k}^{t+1} = \beta + \alpha_1 H_{i-1,j}^{t+1} + \alpha_2 H_{i+1,j}^{t+1} + \alpha_3 H_{i,j-1}^{t+1} + \alpha_4 H_{i,j+1}^{t+1}, \quad (2.3)$$

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:

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

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

Таким чином, ітераційний процес для систем, що складаються з рівнянь (2.2) сходиться, і тим швидше, ніж величина $\mu * \Delta x \Delta y / \Delta t$ більша.

Критерієм закінчення ітераційного процесу служать ті ж умови, що і при стаціонарній постановці, однак необхідно зауважити, що умова виконання поточеного балансу при участі у ньому ємнісної складової «послаблюється» до неув'язки 5 – 8%.

Практично задачі нестационарної фільтрації рідко вирішуються чисто ітераційними методами. Справа у тому, що кількість ітерацій – величина непередбачувана і не перебуває у залежності від числа рівнянь виду (2.3) у розв'язуваній системі розмірністю $(M - 2) * (N - 2)$, де M – число рядків; N – кількість стовпців. 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 (2.2) за схемою Дюффорта-Франкеля, записується у вигляді:

$$C_{i,j}(H_{i,j}^{t+1} - H_{i,j}^{t-1}) = SQ - 0.5 (TS * H_{i,j}^{t+1} + TS * H_{i,j}^{t-1}) + Q_{pi,j} + Q_{ni,j} + Q_{wi,j}, \quad (2.4)$$

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

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

У рівнянні (2.4) береться центральний різницеий вираз для функції за часом $(H_{ij}^{t+1} - H_{ij}^{t-1})$, яка відноситься до суми поточного Δt_k і попереднього Δt_{k-1} кроків, а вираз $TS * H_{ij}^t$, що є ознакою класичної явної схеми, замінюється виразом $0.5(TS * H_{ij}^{t+1} + TS * H_{ij}^{t-1})$.

Присутність неявного члена $TS * H_{ij}^{t+1}$ робить явну схему теоретично абсолютно стійкою. Строго кажучи, вид рівняння (2.4) відповідає явно-неявною схемою, тому що по обидві боки беруть участь значення H_{ij} на момент часу $t + 1$. Рахунок, однак, проводиться явно, оскільки (2.4) перетвориться до виду:

$$H_{ij}^{t+1} = A * H_{ij}^{t-1} + B + C_1 + C_2 + C_3, \quad (2.5)$$

$$\text{де } A = (C_{ij} - TS/2) / (C_{ij} + TS/2);$$

$$B = SQ / (C_{ij} + TS/2);$$

$$C_1 = Q_p / (C_{ij} + TS/2);$$

$$C_2 = Q_n / (C_{ij} + TS/2);$$

$$C_3 = Q_w / (C_{ij} + TS/2);$$

Розрахунок тимчасового кроку при вирішенні за схемою Дюффорта-Франкеля проводиться функціонально за логарифмічною залежності. У цьому випадку кожен часовий крок обчислюється за формулою

$$IT/T_1 + \log T_{нач}; \Delta t_k = 10 \quad (2.6)$$

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

1.4 Обґрунтування розрахункової схеми й фільтраційних параметрів гідродинамічної моделі родовища

Прогнозна оцінка гідродинамічного режиму підземних вод в умовах проекту відпрацювання Ново-Дмитрівського родовища виконана з

використанням чисельного геофільтраційного моделювання, реалізованого на базі методу кінцевих різниць. У реальних координатах геофільтраційна модель родовища представлена областю фільтрації розмірами 6,8 км у меридіональному напрямку і 2,6 м – у широтному. Розмір окремих розрахункових блоків моделі становить 200x200 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 по проникності водотривкими шарами. Першим розрахунковим шаром у геофільтраційній моделі моделюється товща піщано-глинистих водопроникних відкладень четвертинного віку, що залягає суцільним чохлам і перекриває вуглевмісні породи. Для цих відкладань характерно близьке до горизонтального залягання при порівняно витриманій потужності. Живлення приуроченого до них водоносного горизонту здійснюється як за рахунок атмосферних опадів, так і припливу із суміжних територій, розвантаження – у розгалужену балкову систему. Другим і третім шарами моделюються вугільні поклади відповідно до верхньої й складної лінз родовища. Характерним для цих відкладань є їхнє похиле залягання у межах крил лінз і практично горизонтальне – в їхній центральній частині.

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 мульдopodobне залягання. У силу відсутності виражених водотривких порід у покрівлі п'ятого шару, останній розглядається як єдина водопроникна товща разом із вугільним покладом четвертого горизонту.

Гіпсометричні поверхні покрівлі й подошви розрахункових шарів у чисельній моделі задані за даними розвідувального буріння у вигляді рівневих поверхонь, що дозволило деталізувати просторовий розподіл потужності

водопроникних і поділяючих шарів та їх водопроникність. Гідродинамічно розглянута область представлена водороздільною частиною із границями, відповідними до контурів мульдopodobної воронки, на яких здійснюється живлення водою 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. 1.1).

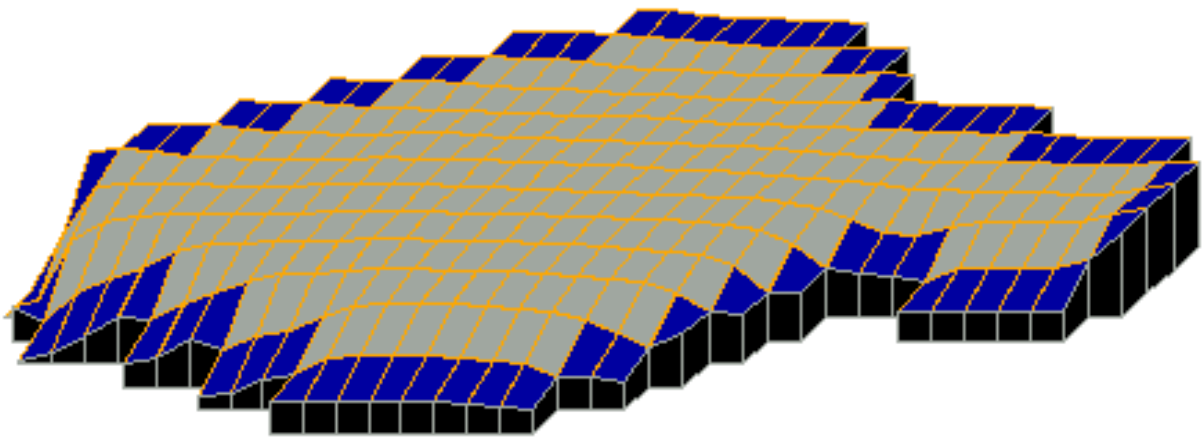


Рисунок 1.1 – Гідродинамічна схематизація водоносних горизонтів вуглевмісної товщі в межах моделюємої області підземних вод

На контурах живлення й розвантаження моделюємих горизонтів задані умови вилучених границь із забезпеченим водопливом (умова першого роду $H=Const$) і абсолютними відмітками, відповідними до позначок поверхневих водотоків за межами моделюємої області. З урахуванням виконаної гідродинамічної схематизації значення позначок на північно-західному і південно-східному контурах моделюємої області встановлені відповідно рівними 125,00 м і 80,00 м. Вплив віддалених границь у моделі враховувалося введенням параметра взаємозв'язки підземних і поверхневих вод

$$DL = \frac{TS \cdot N}{L + \Delta L},$$

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

Установлена 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'язки на контурах моделюємої 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 моделюємої області оцінене з урахуванням особливостей досліджуваної території і склало величину порядку 50 мм/рік, причому, його доля, що надходить із суміжних територій у вигляді додаткового контурного живлення, оцінювалася величиною порядку 750 мм/рік. Надалі граничні умови на границях області фільтрації коректувалися виходячи із загального балансу геофільтраційної моделі при вирішенні зворотних завдань.

Для характеристики просторової мінливості водопровідності водовмісних порід її значення в чисельній моделі розраховувалися в кожному блоці моделюємої області залежно від потужності водоносних горизонтів (рис. 1.2 – 1.3) і корегувалися у процесі вирішення зворотних завдань.

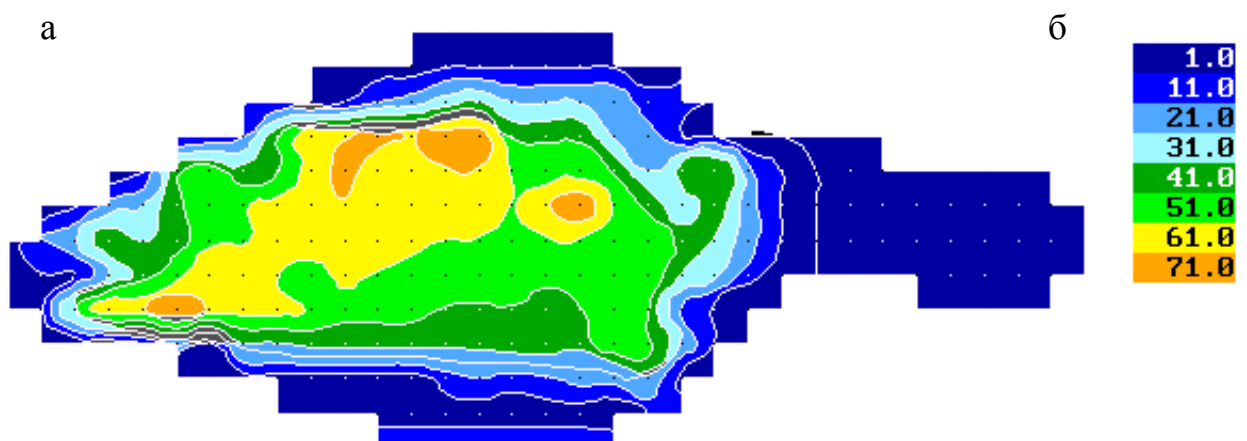


Рисунок 1.2 – Карта водопровідності водоносного горизонту основної вугільної лінзи у межах моделюємої області кар'єрного поля: а – вид у плані; б – стратиграфічна колонка

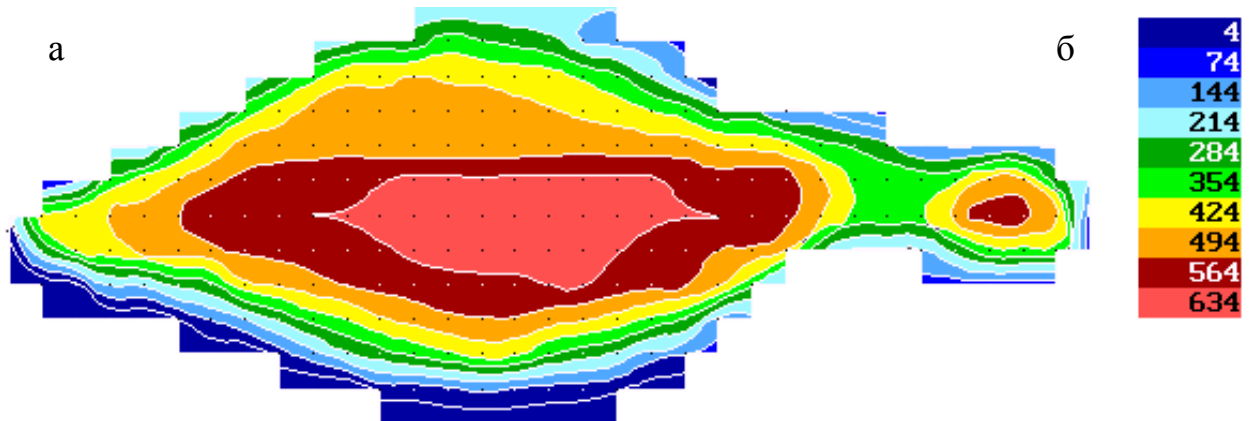


Рисунок 1.3 – Карта водопровідності водоносного горизонту підвугільних пісків у межах моделюємої області кар’єрного поля: а – вид у плані; б – стратиграфічна колонка

При встановленні фільтраційних параметрів за основу прийняті дані інтерпретації дослідно-фільтраційних робіт, виконаних на різних етапах розвідки родовища. Відповідно до результатів цих досліджень значення коефіцієнта фільтрації для різних типів водовмісних порід установлене єдиним і рівним 1,0 м/добу. Відповідно до наведеного значення діапазон зміни водопровідності по розрахункових пластах у межах моделюємої області склав від 1,0 до 634,0 м²/добу. Коефіцієнт фільтрації розподіляючих шарів у межах моделюємої товщі становив 0,09 м/добу. Ємнісні характеристики водопроникних порід визначалися рівнем коефіцієнта водовіддачі, значення якого для розрахункових шарів відповідно до гідрогеологічних умов і типом відкладань прийняте $\mu=0,1$. Характер рівневих і п'єзометричних поверхонь водоносних горизонтів установлений за даними розвідницького буріння й урахував загальні закономірності формування гідродинамічного режиму в межах досліджуваної території.

Для обліку розвантаження водоносного горизонту в поверхневі водотоки у межах тальвегів балок Боброва і Кругла в чисельну модель введений коефіцієнт інтенсивності височування, яким забезпечувалася можливість підтримки рівня ґрунтових вод у межах знижених ділянок рельєфу на оцінках, що не

перевищують гіпсометричних відміток денної поверхні. Його значення встановлене, виходячи із середнього коефіцієнта фільтрації порід, у межах зони аерації та її потужності й склало $0,1 \text{ доб}^{-1}$.

Збіжність чисельних розрахунків оцінювалася у процесі вирішення зворотних задач за результатами аналізу балансових складових геофільтраційної моделі, а також відповідності початковим положенням рівневої поверхні у четвертинному водоносному горизонті та п'єзометричних поверхонь підземних вод у вугільних шарах і водовмісних супутніх 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 моделюємої області.

Прийнята гідродинамічна модель Ново–Дмитрівського буровугільного родовища на етапі епігнозного моделювання дозволила виконати оцінку балансових складових моделюємої області відповідно її геолого-структурних і гідрогеологічних особливостей. Представлені рівневі поверхні по розрахункових шарах моделюємої 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 істотним є наявність зон височування у знижених формах рельєфу. До особливостей гідравлічного взаємозв'язку водоносних горизонтів четвертинного водоносного горизонту, водоносних горизонтів вуглевмісної товщі й товщі підвугільних пісків слід віднести наявність у межах крил мульдopodobної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладань водопроникними піщаними породами. Характер живлення і розвантаження водоносних горизонтів моделюємої області ілюструється її загальним балансом і балансом по розрахункових шарах, складові якого наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Балансові складові моделюємої області родовища, м³/добу

Складові балансу	Живлення	Розвантаження
Моделюєма 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 моделюємої області є інфільтрація атмосферних опадів і перетікання води з вищележачих горизонтів у нижчележачі через поділяючі їх слабопроникні шари та ділянки їх виклиновування на крилах мульди; частково – за рахунок підтоку підземних вод із суміжних ділянок на контурах водорозподілів.

1.5 Прогнозна оцінка гідродинамічного режиму підземних вод при відпрацюванні родовища відкритим способом

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. Вирішення прогнозних 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, 6, 8, 11, 14, 17 і 20 років. Розрахункові періоди встановлені за умови досягнення дном кар'єру позначок покрівлі шарів, що перекривають водовмісні породи четвертинного водоносного горизонту, верхньої, складної та основної вугільних лінз.

Встановлено, що формування депресійної воронки в четвертинному водоносному горизонті відповідає положенню контурів кар'єру в межах проектних контурів. При цьому в горизонтах, що залягають нижче, практично відсутні помітні зміни в рівневому режимі підземних вод. Це пояснюється, з одного боку, наявністю розподіляючих шарів у межах мульдopodobної структури, а з іншого – значними ємнісними запасами вуглевмісної товщі. Величини водопритоков на цей період становлять 2420 м³/доб.

На 6-ти літній період розвитку гірничих робіт відповідний до положення дна кар'єру стан покрівлі складної лінзи (абсолютна позначка –30,00 м) відзначається істотним зростанням дренального впливу контурів розрізної траншеї. Так, практично у всіх розрахункових шарах починається формування гідродинамічних ліній депресій в межах контурів кар'єру. Найбільшому впливу піддаються верхні водоносні горизонти, у меншій мірі – водоносний горизонт підвугільних пісків, що пов'язано з його значними ємнісними запасами. До особливостей цього періоду розкриття родовища слід віднести початок формування зон осушення в межах контурів розрізної траншеї, яке відзначається в четвертинному водоносному горизонті й горизонті верхньої вугільної лінзи.

Величини водопритоків у кар'єр на 6 рік ведення гірничих робіт оцінюються об'ємом 19407 м³/добу. Їхнє формування відбувається як за рахунок ємнісних запасів, так і задіяних ресурсів з верхніх горизонтів.

Поглиблення кар'єру до позначок покрівлі основної лінзи (8-річний розрахунковий період, позначка дна кар'єру –110 м) супроводжується збільшенням розмірів депресійних воронок у всіх водоносних горизонтах, включаючи і товщу підвугільних пісків. Зниження рівнів води в границях кар'єру й відробка ємнісних запасів приводить до збільшення площі ділянок осушення верхніх горизонтів вуглевмісної товщі. При цьому величина водопротоків у кар'єр на цей період зростає до 52386 м³/добу.

Поступальне переміщення розрізної траншеї і її поглиблення до позначки –160 м у міру відпрацьовування покладів (11-літній розрахунковий період) приводить до осушення більш великих ділянок верхніх водоносних горизонтів і зросту кар'єрного водопритоку до 72534 м³/добу. Збільшення площ осушення водоносних горизонтів свідчить про переважну роль ємнісних запасів підземних вод у формуванні кар'єрних водопритоків.

Подальше ведення гірничих робіт при поступальному переміщенні розрізної траншеї й відпрацьовування 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 14 і 17 роки разом з верхніми водоносними горизонтами відзначається поступове осушення також і основної лінзи. При цьому обсяги кар'єрних водопритоків зберігаються на рівні 66 – 76 тис. м³/добу з тенденцією до поступового зниження.

Результати прогнозних розрахунків на 20-ти літній період відпрацьовування родовища показали, що при положенні дна розрізної траншеї на позначках товщі основної лінзи та віддаленні її від контуру розкриття на відстань 1200 м у напрямку проектного відпрацьовування вугільного шару формуються ще більші зони осушення. При цьому підвугільна товща пісків залишається

водовмісною і в ній зберігаються високі значення напорів. Розрахункові величини водопритоків на цей період перебувають у межах 60 – 65 тис. м³/добу.

Для оцінки ефективності глибинного дренажу моделювалася робота дренажних виробок, проведених у товщі основного вугільного покладу на відстань до 400 м від розрізної траншеї. Встановлено, що при значному віддаленні дренажного контуру від розрізної траншеї відбувається формування незалежної гідродинамічної депресії, що суттєво знижує ефективність випереджального глибинного дренажу (рис. 1.4). Розвиток значних градієнтів напорів у межах моделюємої області зумовлене, з одного боку, наявністю слабкопроникних поділяючих відкладань, з іншого боку – ємнісними запасами підземних вод, приурочених до потужної товщі підвугільних пісків.

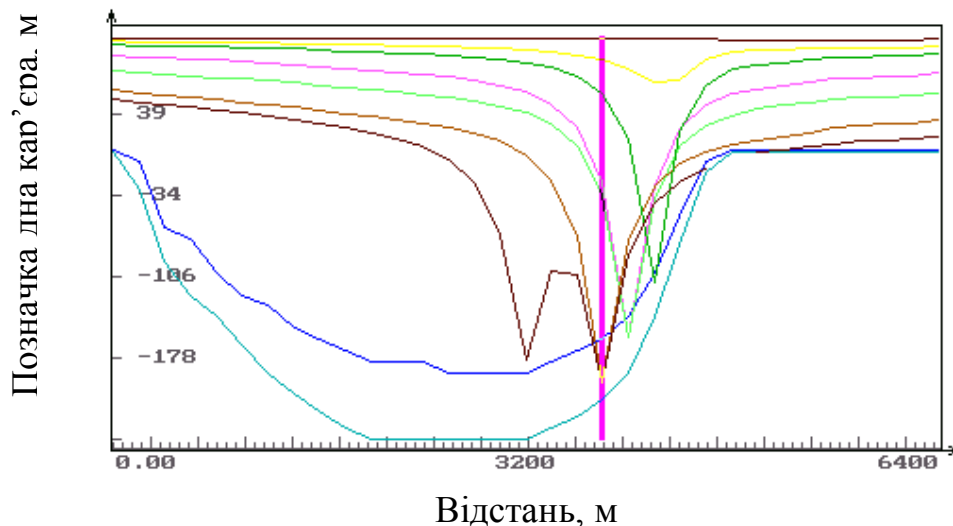


Рисунок 1.4 – Рівневі поверхні водоносних горизонтів вуглевмісної товщі кар'єру за різні періоди ведення гірських робіт і при експлуатації дренажних споруджень, м

Слід зазначити, що переважна роль інфільтраційного живлення і ємнісної складової у формуванні кар'єрних водопритоків 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 та складуванням порід розкриття у виробленому просторі при реалізації динамічного контурного дренажу, що забезпечує зниження напорів у межах

ділянок, які безпосередньо прилягають до контурів розрізної траншеї. Збереження розмірів розрізної траншеї у цьому випадку буде забезпечувати сталість дренажного контуру кар'єру й, відповідно, зниження об'ємів, що формуються кар'єрними водопритоками у міру відробки статичних запасів підземних вод у товщі підвугільних пісків.

1.6 Оцінка геомеханічної стійкості вугільної товщі на дні розрізної траншеї

Для оцінки гідромеханічної стійкості вугільної товщі на дні розрізної траншеї в межах основної лінзи виконано дослідження напружено-деформованого стану вуглевмісних порід з використанням засобів чисельного геомеханічного моделювання. При цьому чисельна модель являла собою кінцево-елементну апроксимацію вивчаємої області мережею трикутних елементів із заданими фізико-механічними характеристиками відповідно до геолого-структурної будови Ново-Дмитрівського родовища (рис. 1.5).

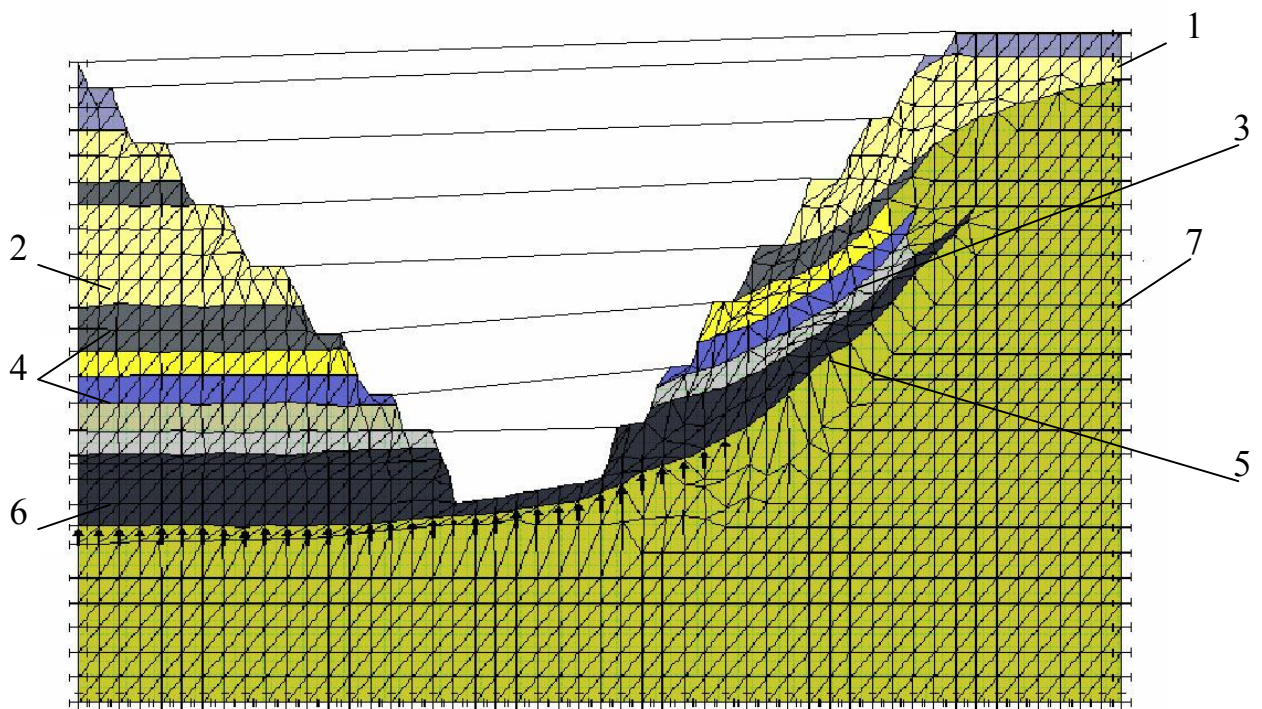


Рисунок 1.5 – Схема до моделювання гідрогеологічних умов Ново-Дмитрівського родовища: 1 – четвертинні суглинки, супісі; 2, 3 – відповідно глини, суглинки вуглисті; 4 – вугілля буре; 5 – діатоміти; 6 – вугілля буре (основна лінза); 7 – підвугільні піски

Розміри моделюємої області визначені з умови мінімізації впливу зовнішніх контурів моделі на напружено-деформований стан досліджуємого масиву охоплюють геологічний розріз довжиною 2600 м і глибиною 540 м. Площа окремих елементів становить 1250 – 2500 м² при загальній площі моделюємої області близько 1,4 млн. м².

Силова взаємодія між елементами в чисельній моделі забезпечувалося дією гравітаційних сил, зумовлених масою породної товщі. Значення розрахункових параметрів фізико-механічних властивостей для геолого-літологічних різновидів порід змінювалися в діапазоні: модуль деформації $E = 3000 - 35000$ кПа; питома вага $\gamma = 15,35 - 20,01$ кН/м³; питома зчеплення $C = 0,1 - 126,0$ кПа, кут внутрішнього тертя $\varphi = 11,0 - 33,0$ град.

Методикою моделювання передбачався розгляд сукупності чисельних рішень, які виконувалися відповідно до можливої зміни напружено-деформованого стану породного масиву й виникнення у межах вугільного цілика на підставі розрізної траншеї зон позамежного деформування при різних величинах залишкового напору в підвугільних пісках. Останній у чисельній моделі імітувався набором зосереджених сил у ґрунті вугільної цілини.

При цьому чисельні рішення представляли постановку й проведення обчислювального експерименту, який полягав у прогнозній оцінці напружено-деформованого стану породного масиву в умовах зміни значень контурних навантажень у підшві вугільного цілика. До розгляду були прийняті варіанти рішень при довжині розрізної траншеї 500 м і потужності вугільного цілика 5, 10, 20, 40 і 60 м.

Критерієм нестабілізованого розвитку процесу руйнування вугільного цілика у чисельній моделі був необмежений ріст деформацій за умови «виходу» елементів моделі до області пластичного плину. У чисельнім рішенні це виражалось відсутністю збіжності ітераційного процесу, який контролюється набором теоретичних напруг по граничному стану. Отримані по варіантам чисельних рішень результати являли собою поля станів елементів моделі, які

відображали характер їх деформування при різній комбінації потужності вугільного цілика й величини залишкового напору в його підшві. Наведені на рис. 3.6 поля елементів відповідають граничному стану вугільної цілини при заданій величині залишкового напору: 1 – пружне деформування; 2 – пластичний плин; 3 – розривні деформації.

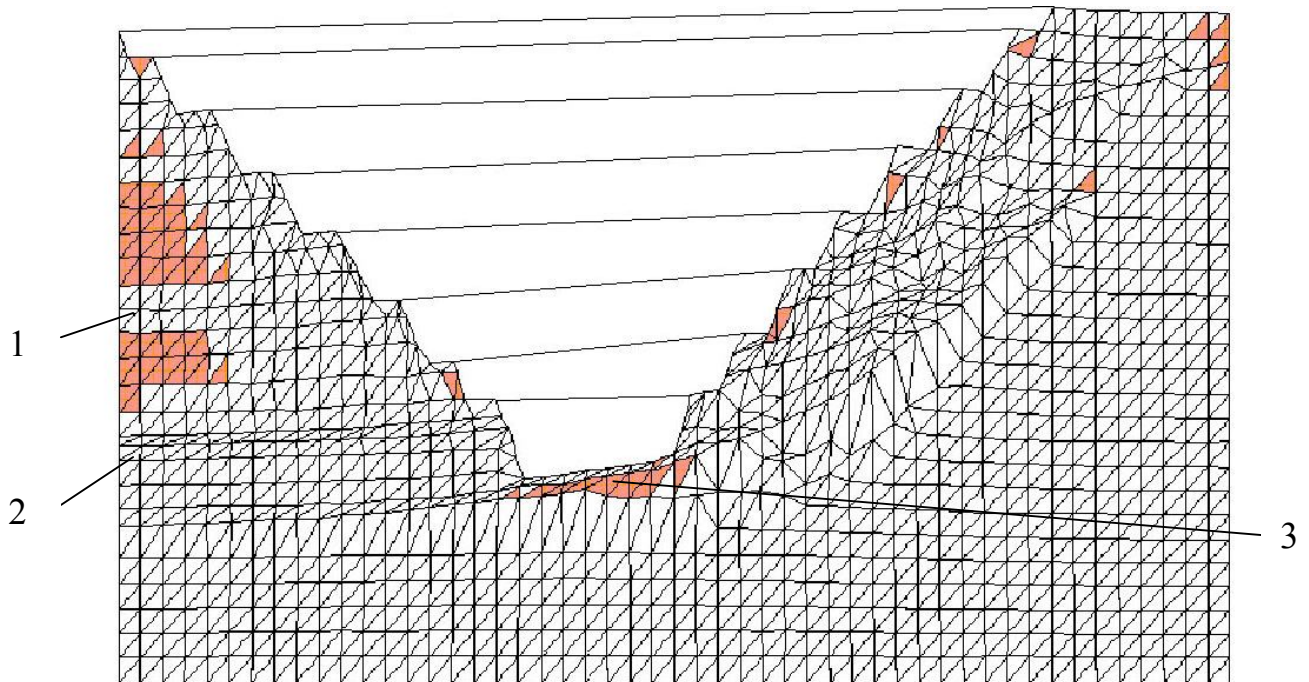


Рисунок 1.6 – Стан елементів моделюємої області при потужності вугільного цілика 5,0 м і величині залишкового напору 10,0 м: 1 – суглинки вуглисті; 2 – діатоміти; 3 – вугілля буре (основна лінза)

За результатами моделювання встановлено, що при досягненні дном кар'єру підшви контуру основної вугільної лінзи 500 м, стійкий стан вугільного масиву забезпечується за умови, коли потужність цілика буде не менше половини величини залишкового напору підземних вод. Характер зв'язку потужності вугільного цілика й залишкового напору за умови збереження геомеханічної стійкості цілини, установлений за результатами моделювання, ілюструється рис. 1.7.

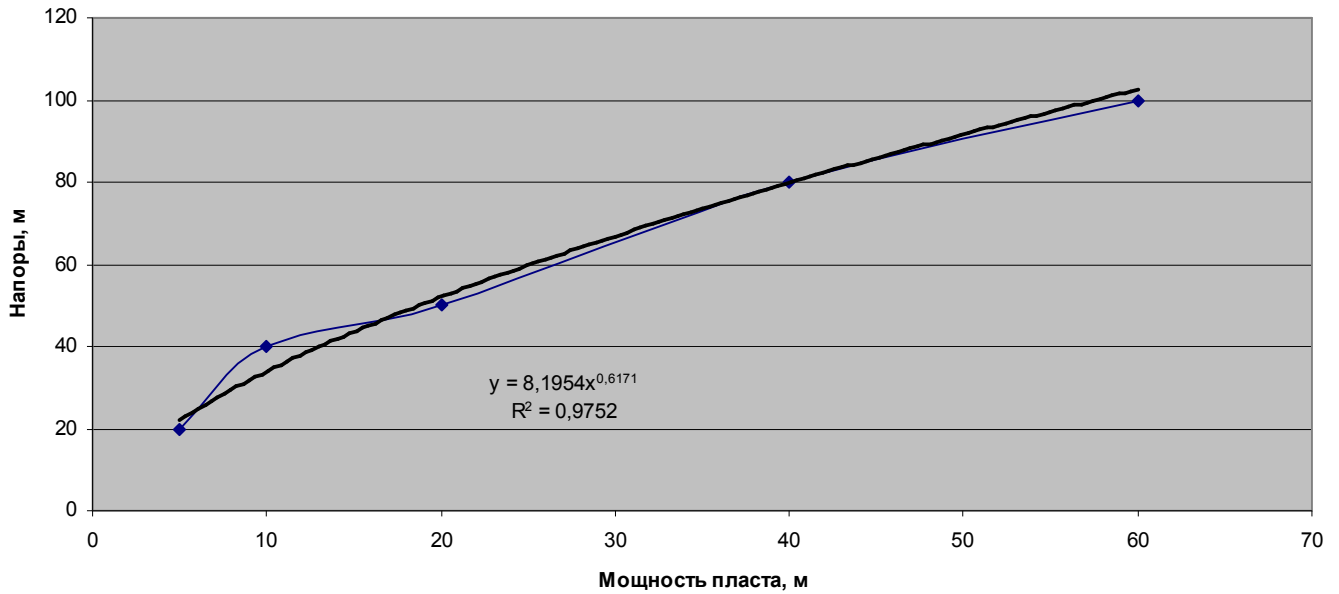


Рисунок 1.7 – Графіки співвідношення залишкових напорів і потужності вугільного цілика у підшві розрізної траншеї, що забезпечують його геомеханічну стійкість

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ЗАСОБІВ МЕХАНІЗАЦІЇ І ЕЛЕМЕНТІВ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРУ

2.1 Аналіз умов розподілу корисних копалин у межах кар'єрного поля

На стадії досліджень і проектних доробок продуктивність кар'єру по видобутку вугілля визначалася за аналогією з діючими типовими кар'єрами [3]. Мульдоподібна форма залягання вугільних покладів визначила овальну форму кар'єрного поля по поверхні. На замикаючих його ділянках по простяганню вугільні шари виклинцюються, тому до розрахунку запасів вугілля приймалися шари потужністю понад 2 м. Граничні кути укосу робочих бортів при заглибленні від 50 до 375 м знижуються у межах від 32 до 14°. Кути ж укосу неробочих бортів збігаються з кутом падіння вугільних покладів і витримуються у межах 25 – 15°. Відповідно до прийнятих положень довжина кар'єрного поля по поверхні становить 5250 м, ширина у центральній частині – 2700 м.

Об'єм гірничої маси у контурах кар'єрного поля становить близько 2000 млн м³. При перерахуванні балансових запасів вугілля до промислових в середньому по трьох шарах прийняті втрати у розмірі 7%, з яких 6% допускаються при добувних роботах й 1% – при транспортуванні. Відповідно до більшої потужності Основного горизонту і спокійного характеру залягання прошарків пустих порід коефіцієнт втрат для нього прийнятий 5%. Засмічення вугілля при видобутку встановлено на нормативному рівні 2%. З урахуванням цього розподіл гірничої маси по різновидах наведено у табл. 2.1.

У зв'язку з похилим падінням крил вугільних шарів на виділених горизонтах кар'єрного поля розміщені як вугільні, так і розкривні вибої. При невеликій потужності Верхнього горизонту він може відпрацьовуватись повністю по висоті в межах одного уступу. У той же час вибої по Складному й Основному горизонтах розподіляються по суміжним 3 – 5 уступам на різній їхній висоті. У

зв'язку із цим при плануванні добувних робіт повинна передбачатися роздільне виймання вугілля й порід розкриву в одному вибої.

Кореляційним аналізом відомих показників вугільних кар'єрів встановлена залежність між річною їхньою продуктивністю по гірничій масі A (млн т) і граничних контурів розробки, що має вигляд

$$A = 9,24 L + 44 B + 0,093 H - 102, R = 0,904; \mu = 21,5,$$

де L й B – довжина й ширина кар'єрного поля по поверхні, км; H – гранична глибина відпрацьовування родовища, м; R, μ – коефіцієнти множинної кореляції та надійності.

На підставі отриманої залежності річна продуктивність Ново-Дмитрівського кар'єру по гірничій масі становить 45,6 млн м³, у т.ч. по вугіллю 9 млн т і по вуглистій масі – 23,9 млн т.

Таблиця 2.1 – Структура запасів вугілля і вуглистих глин Ново-Дмитрівського родовища

Горизонти розробки (відмітки покрівлі й подошви), м	Гірнична маса, млн м ³	Розкрив, млн м ³		Вугілля, $\frac{\text{млн} \cdot \text{м}^3}{\text{млн} \cdot \text{т}}$	Вуглисті глини, $\frac{\text{млн} \cdot \text{м}^3}{\text{млн} \cdot \text{т}}$	Вуглиста маса, $\frac{\text{млн} \cdot \text{м}^3}{\text{млн} \cdot \text{т}}$	Шаровий коефіцієнт розкриву, $\frac{\text{м}^3/\text{м}^3}{\text{м}^3/\text{т}}$	
		усього	без вуглистих глин				по вугіллю	по вуглистій масі
(+125) – (+50)	420,9	420,9	415,5	–	<u>4,5</u> 5,85	<u>4,5</u> 5,85	–	–
(+50) - (±0)	385,3	342,7	226,9	<u>42,6</u> 54,1	<u>115,8</u> 150,5	<u>158,4</u> 204,6	<u>8,04</u> 6,73	<u>1,6</u> 1,25
(±0) - (-50)	338,3	338,3	198,4	<u>47,8</u> 60,8	<u>92</u> 119,6	<u>139,8</u> 180,4	<u>6,08</u> 4,78	<u>1,43</u> 1,1
(-50) - (-100)	324,3	290,4	92,5	<u>117,8</u> 149,6	<u>114</u> 148,2	<u>231,8</u> 295,1	<u>1,75</u> 1,38	<u>0,4</u> 0,31
(-100) - (-150)	226,4	206,5	–	<u>72,7</u> 92,4	<u>153,7</u> 200	<u>233,1</u> 340,3	<u>2,1</u> 1,6	<u>0</u> 0
(-150) - (-200)	205,7	119,5	119,5	<u>86,2</u> 109,5	–	<u>86,2</u> 109,5	<u>1,38</u> 1,09	<u>1,38</u> 1,09
(-200) - (-250)	97,2	56,5	56,5	<u>40,7</u> 51,7	–	<u>40,7</u> 51,7	<u>1,38</u> 1,09	<u>1,38</u> 1,09
Усього	1998,1	1590,2	1109,3	<u>407,8</u> 518,1	<u>480</u> 624	<u>887,8</u> 1142,1	<u>3,9</u> 3,07	<u>1,25</u> 0,97

Основним показником ефективності роботи кар'єру є забезпечення планової продуктивності з видобутку корисної копалини при мінімально необхідній величині виймання порід розкриття. При заданих параметрах Ново-Дмитрівського кар'єру, коли верхні уступи практично не містять запасів вугілля, доцільно інтенсифікувати гірничі роботи для розкриття всієї товщі корисних копалин до кінцевої глибини й утворення виробленого простору для складування відходів виробництва. При цьому під відходами розуміються не тільки породи розкриття, які не можуть бути використані в народному господарстві, але й зола, утворена при спалюванні вугілля на ТЕЦ.

Розподіл об'ємів гірничої маси у період відпрацьовування родовища залежить від темпу поглиблення гірничих робіт й інтенсивності посування робочих уступів. Своєрідне залягання вугільних пластів на Ново-Дмитрівському родовищі визначили різке зниження шарового коефіцієнта розкриття від 6,73 до 1,09 м³/т при переході добувних робіт з 2 до 7 уступу. Це, у свою чергу, викликає й нерівномірний видобуток вугілля по уступах (див. табл. 2.1).

Значні об'єми виймання гірничої маси й необхідність видачі їх на поверхню у період розкриття кар'єрного поля визначають транспортну систему розробки із застосуванням потужних стрічкових конвеєрів, драглайнів і роторних екскаваторів. Установлена середньорічна інтенсивність посування фронту гірничих робіт на рівні 60 м повинна корегуватися по робочим горизонтам з урахуванням продуктивності екскаваторів і відповідності їхніх лінійних параметрів висоті уступів.

Для різнотипних гірських порід виконано розрахунок стійкості окремих уступів з урахуванням розміщення на уступі потужного гірничого обладнання та без нього. Розглянуто наступні породи: суглинок, глини піщані, глини монтморилонітові, глини вуглисті, вугілля, глини опоковидні, діатоміти, піски. Розрахунки виконані з урахуванням капілярного зволоження, а також у природному стані та при введенні в розрахунки належного коефіцієнта запасу стійкості. Так, відповідно до рекомендацій ВНДМІ, при виконанні розрахунку

стійкості у глинистих породах вводиться коефіцієнт запасу стійкості K_{zy}

$$K_{zy} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3,$$

де η_1 – погрішність визначення вихідних характеристик міцності зразків гірських порід (7%); η_2 – погрішність розрахунків у глинистих породах внаслідок їхньої повзучості і набрякання (20 – 30%); η_3 – погрішність визначення середньої величини об'ємної ваги і методів розрахунку (15 – 20%).

Крім того, при розрахунку стійкості глинистих порід враховується залежність між зчепленням у масиві і зчепленням у досліджуємому зразку, що визначає коефіцієнта структурного ослаблення масиву, який приймається для пісчано-глинистих порід рівним 0,3 – 0,8. По рекомендаціях ВІОГЕМ при виконанні розрахунку стійкості в глинистих породах вводиться коефіцієнт запасу стійкості K_{zy} рівний 2,07.

Монтморилонітові глини є основними породами розкриву, що планується розроблювати. Вони досить різноманітні, являють собою темно-сірі й сірі, переважно монтморилонітового складу, із малопотужними прошарками вуглистих глин, вугілля, слабких мергелів і мергелеподібних вапняків. Основною їхньою властивістю є схильність до пластичних деформацій у бортах. Всі різновиди глин грудкуваті.

Для розрахунків коефіцієнта стійкості укосів уступів прийнята круглоциліндрична поверхня зрушення породи з виходом у нижньої брівки. З урахуванням того, що монтморилонітові глини глибинних шарів за геологорозвідувальними дослідженнями мають грудкувату текстуру із численними, по-різному орієнтованими поверхнями ковзання, а також із тріщинами переважно крутого падіння (80 – 85°), для розрахунків стійкості за методом Фісенко Г.Л. застосовувалася перша схема поверхні зрушення, як найнебезпечніша. З урахуванням отриманих даних, середня висота уступів, складених монтморилонітовими глинами, повинна становити при верхньому черпанні не більше 20 м, а кут укосу не повинен перевищувати 30°, що дозволить планувати і експлуатувати уступи в стійкому стані.

2.2 Схеми формування уступів у кар'єрі за умовами стійкості

У зв'язку з похилим падінням крил вугільних шарів на уступах Ново-Дмитрівського кар'єру будуть розміщені як вугільні, так і розкривні вибої. При невеликій потужності верхній уступ може спрацьовуватися повністю по висоті у межах одного шару. У той же час вибої по потужним вугільним шарам розподіляються по суміжним 3 – 5 уступам з різною їхньою висотою. У цьому зв'язку при плануванні видобувних робіт повинно передбачатися роздільне виймання вугілля й порід розкриву в одному вибої.

Оскільки основні фізико-механічні показники взяті по геологорозвідувальним свердловинам, виконані тільки попередні розрахунки безпечного стану уступів в умовах відкритої розробки родовища, які засновані на розрахунку коефіцієнта запасу стійкості та на граничній рівновазі сил, що зрушують й утримують породу у межах призми можливого обвалення. При несприятливому впливі різних природних факторів уступ, що складається з декількох шарів порід, може переходити в нерівновагомий стан і зменшувати свою стійкість на контакті між ними. Основними причинами, які приводять до виникнення зсувів і порушення цілісності масиву, є:

- формування кута укосу уступу зі значенням більшим стійкого, а також підробка основи його схилу;
- вплив маси зовнішніх навантажень на масив уступу;
- зміна фізико-механічних властивостей і характеристик окремих шарів порід в уступі або гірському масиві при впливі на них води.

У розрахунках використовуються різні форми лінії ковзання, в основному дугоподібні. Однак для неоднорідних укосів, таких як на Ново-Дмитрівському родовищі зі складною гідрогеологічною обстановкою, обмеження на вибір поверхні ковзання повинні бути мінімальними. В основі алгоритму розрахунку лежить методика, що запропонована у роботі [4] та інших і заснована на методі змінного ступеня мобілізації опору зрушенню шляхом апроксимації геометрії укосу за допомогою безперервних кусочно-ламаних ліній в окремих відсіках.

Таблиця 2.2 – Значення коефіцієнта стійкості K_y для уступів висотою 30 м, складених різними шарами порід

Кількість шарів (униз). 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_{zu}
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 опоко видні	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 опоко видні		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

Приклад результатів розрахунку виконаний для уступу «глина опоковидна – діатоміти – глина опоковидна», фізико-механічні властивості яких наведені у таблиці 2.2. Основні фізико-механічні властивості порід для розрахунків прийняті відповідно до природних умов. По отриманому укусу і ймовірній лінії ковзання коефіцієнт запасу стійкості становить для природних умов – 1,068.

З рис. 2.1 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. Досліджено найнебезпечніші контакти шарів по глибині розробки у природному стані з урахуванням значення коефіцієнта запасу стійкості. Можливі варіанти контактних шарів розраховані до глибини 150 м. Положення окремих шарів по висоті на оголенні укусу в розрахунках різне. При введенні у фізико-механічні параметри шарів показника K_{zy} коефіцієнт стійкості знижується в 2 – 3 рази.

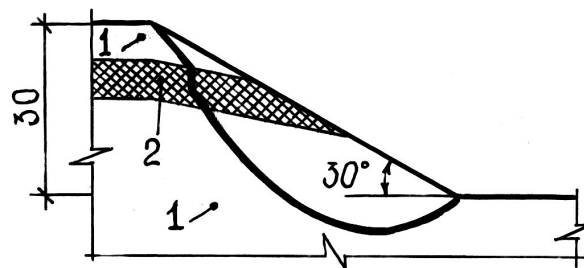


Рисунок 2.1 – Схема укусу і можливої лінії ковзання для діатомітів (середній шар) і глин опоковидних при розробці уступів висотою 30 м: 1 – глина опоковидна; 2 – діатоміти

Мульдopodobна будова родовища приводить до того, що вибір екскаватора, який складений по висоті з декількох шарів, у міру посування фронту робіт характеризується зміною їх як по висоті розташування, так і по потужності. Для уступу висотою 30 м з кутом укусу 30° , що складається із шарів глин піщаних і монтморілонітових по висоті h_c щодо нижньої брівки уступу, показані розрахункові значення коефіцієнта стійкості (рис. 2.2 і 2.3). Кут падіння шару для розрахунку прийнятий 4° . З урахуванням того, що

монтморилонітові глини є водоупором, а глини піщані на контакті шарів можуть пропускати воду, установлені значення коефіцієнта стійкості при обводненому верхньому шарі. Зменшення потужності обводненого верхнього шару глин піщаних веде до збільшення стійкості загального масиву гірських порід при розташуванні контакту шарів на висоті 6 м від нижньої брівки уступу (див. рис. 2.3).

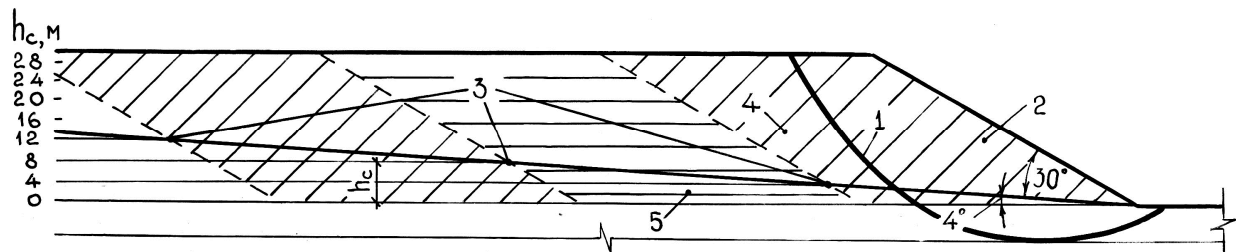


Рисунок 2.2 – Схема зрушення укосу уступу для глинистих порід: 1 – лінія ковзання; 2 – укіс уступу; 3 – крапки контакту шарів на укосі по ходу посування фронту робіт; 4 – глини піщані (верхній шар); 5 – монтморилонітові глини (нижній шар)

Відомо, що підвищення стійкості уступів здійснюється, як правило, шляхом зменшення кута укосу уступу і його висоти, зниження рівня води на підтоплюємії основі або обмеження доступу води до гірничих виробок, зниження впливу маси працюючого устаткування, привантаження укосів зсувних ділянок упорними призмами тощо. Тому для безпечної роботи виймально-навантажувального устаткування в умовах підтоплюємих уступів варто орієнтуватися на застосування потужних драглайнів, які працюють з нижнім копанням і мають менший тиск на робочу площадку. При підтопленні нижньої площадки уступів кар'єру драглайни виявляються у більше надійному стані у порівнянні з іншими екскаваторами. Так, для потужних драглайнів питома навантаження на ґрунт становить 0,1 – 0,18, тоді як для роторних екскаваторів 0,1 – 0,22; гідравлічних 0,14 – 0,22 і кар'єрних мехлопат 0,2 – 0,33 МПа. Крім того, драглайни при роботі розташовані на верхній площадці уступу й мають радіус копання до 100 м.

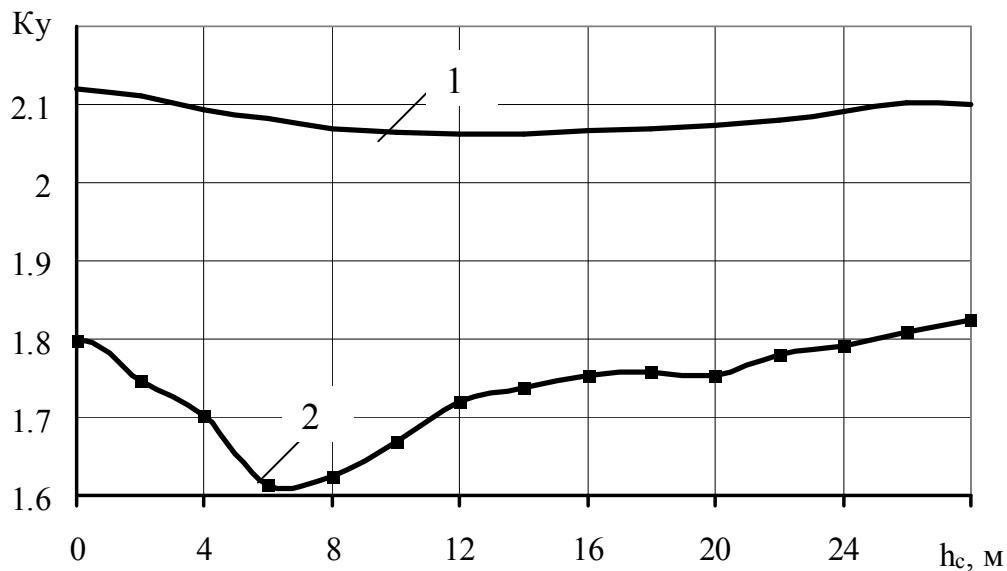


Рисунок 2.3 – Графіки зміни коефіцієнта стійкості укосу уступу K_y при зміні висоти контакту шарів h_c (м) глинистих порід щодо нижньої брівки уступу в природних умовах і при обводнюванні верхнього шару: 1 – істотний необводнений стан; 2 – обводнений верхній шар

Слід відмітити, що у процесі відкритої розробки варто передбачати здійснення заходів щодо зниження водопритоків у кар'єр, виконувати роботи зі зниження рівня напірних вод. Першочерговим заходом щодо осушення гірського масиву є проведення по периметру кар'єру водознижуючих свердловин, обладнаних глибинними насосами. Визначення кроку проходки свердловин, їхньої глибини й потужності насосів виконують по відомим методикам. На додаток до вертикальних у нижніх брівках верхніх уступів проходять горизонтальні водознижуючі свердловини, а у нижніх – дренажні канами. У міру посування вибою екскаватор формує водовідвідну канау уздовж основи укосу уступу. При переміщенні фронту гірничих робіт канава засипається бульдозером і по її поверхні переміщують забійний конвеєр.

Геологічна будова Ново-Дмитрівського родовища, а також наявність водовміщуючих і водотривких порід по глибині залягання буровугільних горизонтів вимагають виконання певних умов для безпечної роботи потужного устаткування. Наведені вище гірничотехнічні дані повністю відповідають умовам експлуатації драглайнів на підтоплюємих уступах. При виконанні заходів щодо зниження рівня підземних вод стійкість масиву збільшується й за

рахунок цього при відпрацьовуванні уступів, що складаються зі слабких однорідних порід або складених з декількох їхніх шарів, можливо домогтися підвищення безпеки виконання робіт з виїмки розкриття й видобутку корисної копалини.

2.3 Режим гірничих робіт

Оскільки родовище суттєво обводнене, розкриття й відпрацьовування кожного нового горизонту доцільно здійснювати екскаваторами з нижнім копанням, а вивезення породи виконувати стрічковими конвеєрами, із виключенням, по можливості, автомобільних перевезень. Для цього у якості базового гірничотранспортного обладнання прийняті драглайни типу ЕШ-20/90 і конвеєри із шириною стрічки 2000 мм, а також і відповідні їм по продуктивності самохідні бункери, перевантажувачі й відвалоутворювачі. На поверхні породи складуються роздільно по різновидах у прилеглі балки, утворюючи техногенні родовища. Тут же влаштовуються ємності для відкачуємих підземних вод, обгороджуючі дамби яких виконуються із суглинків верхнього горизонту кар'єру.

По мірі заглиблення гірничих робіт верхні горизонти кар'єру дренуються від підземних вод, здобувають більш високу несучу здатність і можуть відпрацьовуватися роторними екскаваторами з великою продуктивністю. З табл. 2.3 видно, що ведення розрізної траншеї глибиною 30 м на довжину 500 м драглайном ЕШ-20/90 №1 з нормативною продуктивністю при навантаженні породи на стрічковий конвеєр здійснюється за 0,5 року.

Розширення й подовження траншей для підготовки площадки до розкриття кожного нижчележачого горизонту (рис. 2.4) цим же екскаватором виконується за один рік. При посуванні фронту робіт у поздовжньому й поперечному напрямках на розкритому горизонті збільшується об'єм гірничих робіт, внаслідок чого послідовно вводяться до експлуатації нові драглайни №№ 2,3,4...11. На 4-му етапі після 2,5 років від початку будівництва кар'єру великий обсяг виймальних робіт на I горизонті вимагає введення до експлуатації роторного екскаватора СРС-2000 №1.

Таблиця 2.3 – Графік розкриття й підготовки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

№ горизонту (позначка)	Етапи / тривалість розробки, років								
	1 0,5	2 1,0	3 1,0	4 1,5	5 1,3	6 1,5	7 1,8	8 2,1	9 2,4
	Річні об'єми виймання гірничої маси, млн м ³ / календарний час відпрацювання етапу, роки								
I(+125) – (+65)	$\frac{1,5/0,5}{\text{ЭШ№1}}$	$\frac{3,4/1,5}{\text{ЭШ№1}}$	$\frac{5,3/2,5}{\text{ЭШ№1,2}}$	$\frac{7,2/4}{\text{СРс№1}}$	$\frac{9,1/4,3}{\text{СРс№1}}$	$\frac{10,9/5,6}{\text{СРс№1}}$	$\frac{12,9/7,6}{\text{СРс№1}}$	$\frac{14,8/9,7}{\text{СРс№1}}$	$\frac{16,7/12,1}{\text{СРс№1}}$
II(+65) – (+5)	$\frac{1,5/2}{\text{ЭШ№3}}$	$\frac{3,4/3}{\text{ЭШ№3}}$	$\frac{5,3/4}{\text{ЭШ№3,4}}$	$\frac{7,2/5,5}{\text{СРс№2}}$	$\frac{9,1/6,8}{\text{СРс№2}}$	$\frac{10,9/8,3}{\text{СРс№2}}$	$\frac{12,3/10,1}{\text{СРс№2}}$	$\frac{14,8/12,2}{\text{СРс№2}}$	–
III(+5) – (–55)	$\frac{1,5/3,5}{\text{ЭШ№1}}$	$\frac{3,4/4}{\text{ЭШ№3,4}}$	$\frac{5,3/5}{\text{ЭШ№1,2}}$	$\frac{7,2/6,5}{\text{СРс№3}}$	$\frac{9,1/7,8}{\text{СРс№3}}$	$\frac{10,9/9,3}{\text{СРс№3}}$	$\frac{12,3/11,4}{\text{СРс№3}}$	–	–
IV(–55) – (–115)	$\frac{1,5/4}{\text{ЭШ№3}}$	$\frac{3,4/5}{\text{ЭШ№3,4}}$	$\frac{5,3/6}{\text{ЭШ№3,4}}$	$\frac{7,2/7,5}{\text{ЭШ№2,3,4}}$	$\frac{9,1/8,8}{\text{ЭШ№2,3,4}}$	$\frac{10,9/10,3}{\text{ЭШ№2,3,4}}$	–	–	–
V(–115) – (–175)	$\frac{1,5/5}{\text{ЭШ№1}}$	$\frac{3,4/6}{\text{ЭШ№1}}$	$\frac{5,3/7}{\text{ЭШ№1,5}}$	$\frac{7,2/8,5}{\text{ЭШ№1,5,6}}$	$\frac{9,1/9,8}{\text{ЭШ№1,5,6}}$	–	–	–	–
VI(–175) – (–235)	$\frac{1,5/6}{\text{ЭШ№7}}$	$\frac{3,4/7}{\text{ЭШ№7}}$	$\frac{5,3/8}{\text{ЭШ№7,8}}$	$\frac{7,2/9,5}{\text{ЭШ№7,8,9}}$	–	–	–	–	–
VII(–235) – (–295)	$\frac{1,5/7}{\text{ЭШ№10}}$	$\frac{3,4/8}{\text{ЭШ№10}}$	$\frac{5,3/9}{\text{ЭШ№10,11}}$	–	–	–	–	–	–

Примітка: у знаменнику наведені тип і номер виймального обладнання

Надалі такі ж екскаватори №2 й №3 уводяться для розробки 2-го й 3-го горизонтів відповідно на протязі 5,5 й 6,5 років експлуатації. Загальний строк будівництва кар'єру з виходом на проектну продуктивність триває 7 – 9 років.

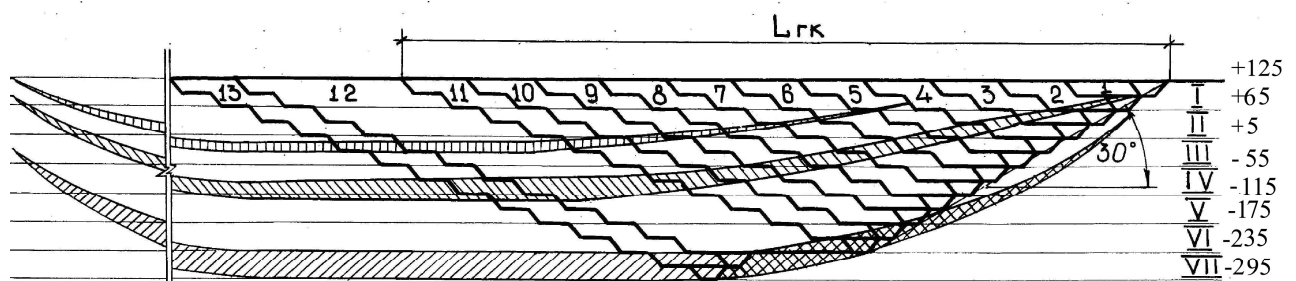


Рисунок 2.4 – Схема пошарового розкриття горизонтів при будівництві Ново-Дмитрівського вугільного кар'єру

2.4 Технологія розкриття робочих горизонтів у кар'єрі

Оскільки висота уступів обмежена умовами стійкості суттєво обводнених порід, раціональне використання по продуктивності параметрів драглайна й забійного стрічкового конвеєра може бути досягнуте при поділі уступу висотою 60 м на три підступу (рис. 2.5). Систематичне заглиблення гірничих робіт ведеться від земної поверхні до рівня граничної глибини кар'єру. Перша західка по нижньому підступі шириною 60 м на глибину 30 м відпрацьовується драглайном нижнім копанням [5].

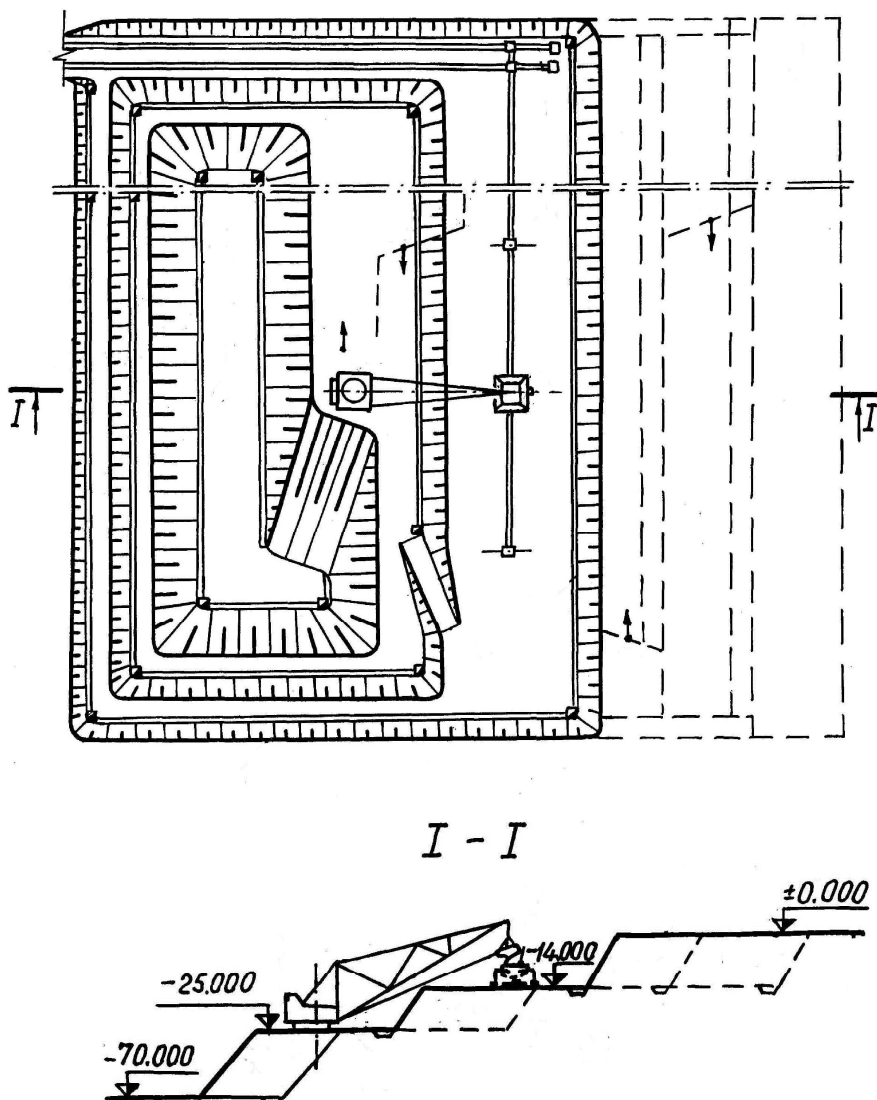


Рисунок 2.5 – Технологічна схема відкритої розробки родовищ м'яких порід драглайном у комплексі зі стрічковими конвеєрами.

Відробку ведуть від пологого виїзду. Багатоланковий стрічковий конвеєр розташовують на верхній площадці другого підступу і навантаження гірської маси здійснюють до нього через самохідний бункер-накопичувач. Після відробки першої західки при переміщенні драглайна у зворотньому напрямку до пологого виїзду виймання гірської маси другою західкою ведуть верхнім черпанням у межах другого підступу. Після її відробки драглайн по пологому виїзду переміщують догори на покрівлю другого підступу і відроблюють верхнім черпанням з неї третю західку третього підступу, а потім у зворотньому напрямку і четверту на цьому ж підступі. При переміщенні драглайна у напрямку від пологого виїзду ланки конвеєра одна за одною поступово перекладають у бік напрямку посування фронту гірничих робіт, після чого драглайн переміщують по пологому виїзду на покрівлю основного підступу і таким чином відпрацьовують уступ. При відробці кожної західки в її нижній площадці формують водовідводну канаву, а воду із неї поступово відкачують насосами на земну поверхню за межі кар'єрного поля.

При цьому зниження поточного об'єму розкриву можливо здобути за рахунок формування більш крутого укосу робочого борту кар'єру уступами із підвищеною висотою, які відробляються одним комплектом драглайна і вибійного багатоланкового стрічкового конвеєра, що забезпечує першочергове розкриття основного уступу нижнім черпанням, за рахунок чого забезпечується надійне зневоднення масиву гірських порід у напрямку посування фронту виймальних робіт, підвищена безпека робочого обладнання і значно менший обсяг гірничотранспортних робіт на початковому етапі експлуатації.

Запропонований спосіб відкритої розробки обводнених м'яких порід дозволяє запобігти вийманню значних об'ємів порід розкриву в початковому періоді розробки кар'єрного поля і отримати велику економію матеріальних і грошових витрат, а також підвищити умови безпеки експлуатації крупногабаритного виймально-транспортного обладнання. Так, при розробці мультіподібного Ново-Дмитрівського родовища, практично затоплено водою і може бути введено до експлуатації тільки за умови використання описаної

технології із вийманням порід драглайнами, які можуть працювати як нижнім, так і верхнім черпанням у комплексі із стрічковими конвеєрами, завдяки чому робочі уступи зневоднюються і знаходяться у стійкому стані.

Для драглайна типу ЕШ-20/90 максимальна глибина черпання нижче рівня знаходження складає 42 м, а при роботі з верхнім черпанням – 14 м. У період розвитку кар'єра до виходу на проектну потужність глибина кар'єру досягне 250 м. При формуванні робочого борту уступами висотою 42 м із шириною робочих площадок 120 м кут укосу борту не перевищує 14°. Формування уступів згідно описаного вище рішення дозволяє підвищити висоту уступу до 70 м і розробляти його трьома підступами висотою 42, 14 і 14 м відповідно. Така схема розташування обладнання дозволяє збільшити кут робочого борту до 20°, за рахунок чого зменшується крок його посунання поверхнею до значення, що визначається за формулою

$$Z = H(\operatorname{ctg}20^\circ - \operatorname{ctg}14^\circ) = 250 \cdot (0,36 - 0,25) = 27,5 \text{ м.}$$

При середній довжині фронту виймальних робіт 3000 м об'єм породи, що запобігає першочерговій розробці, становить 10,3 млн. м³. При розрахунковій вартості виймання 1 м³ породи рівному 10,5 грн, загальна економія коштів становить понад 77 млн. грн.. До цього ж бистріше досягнення кінцевої глибини кар'єром на пологих схилах родовища дозволяє застосувати внутрішнє відвалування порід розкриття у виробленому просторі, за рахунок чого можливо відмовитись від порушення земель зовнішнім відвалом. Менша кількість екскаваторів буде експлуатуватись з більшою продуктивністю за рахунок збільшення фронту виймальних робіт.

2.5 Зневоднення виробок розкриття у період поглиблення гірничих робіт

Відомо, що нахилені родовища занурюються у надра до глибини 300 – 400 м і їх розробка відкритим способом супроводжується вийманням значних об'ємів порід розкриття, які суттєво обводнені. Окрема ж група таких родовищ у

соляних штоках характеризується напірними підземними водами, що повсемірно обводнюють не тільки породи розкриву і пласти корисних копалин, а й розповсюджуються на значну глибину від проектних контурів кар'єрного поля. Тому до останнього часу розробка таких родовищ не ведеться. Це пояснюється тим, що поряд з великою потужністю пластів корисних копалин, наприклад, на Ново-Дмитровському родовищі сумарна потужність трьох пластів бурого вугілля досягає 115 м, а прошарків вуглистих глин, діатомітів і кварцових пісків – по 40 – 80 м кожний. Родовище являє собою мульду з падінням вугільних пластів на крилах до 25° і горизонтальним розташуванням у центральній частині з підшовою на глибині 380 м. Початковий коефіцієнт розкриву становить 10 – 12 м³/т і знижується у процесі поглиблення до 4 м³/т при досягненні розкривними роботами підшови кар'єрного поля. Геолого-розвідувальними роботами встановлено, що прогнозний приплив підземних вод становить 60 – 70 тис. м³/год при гідравлічному тиску до 300 – 500 м водного стовпа. Зниження тиску підземних вод і осушення гірського масиву на робочих горизонтах за відомими технологіями здійснювати технічно складно й економічно не вигідно.

З метою удосконалення способу відкритої розробки обводнених м'яких корисних копалин, у якому шляхом запровадження нових технологічних операцій досягається можливість використання у якості транспортного носія розпушеної гірничої маси відкачуваними підземними водами, у тім числі у соляних штоках з мульдopodobним заляганням пластів бурого вугілля, і за рахунок цього, знизити його втрати у водозахисних ціликах, зменшити собівартість і енергетичні потреби виробництва та у цілому підвищити ефективність розробки.

Поставлена задача вирішується тим, що при відкритій розробці обводнених родовищ м'яких порід, що включає підшовоуступне розкриття покладу шляхом поступового поглиблення гірничих робіт від земної поверхні драглайном з вийманням гірничої маси нижнім черпанням по одній із неробочих границь кар'єру, переміщення фронту добувних робіт у

протилежному напрямку, видалення підземних вод із виробок розкриття процес розкриття родовища корисних копалин здійснюють драглайном послідовно від земної поверхні до проектної глибини розрізними траншеями до рівня виявлення підземних вод, нижче якого на дні кожної траншеї встановлюють земснаряд з обладнанням напірного гідротранспорту, поглиблюють дно траншеї на глибину копання земснаряда і так продовжують до рівня проектної глибини кар'єру, а розпушену земснарядом гірничу масу підземною водою відкачують гідротранспортом на денну поверхню, де складують по різновидам, одночасно осушуючи кар'єрне поле, при цьому кожен вищележачу ділянку уступу відповідної траншеї на робочому борті кар'єра розробляють екскаваторами, гірничу масу від яких також переміщують на поверхню звичайними видами транспорту, а породи розкриття складують у внутрішньому відвалі з підшовою на рівні проектної глибини кар'єру услід за посуванням земснаряду до проектного контуру протилежного борту кар'єрного поля (рис. 2.6).

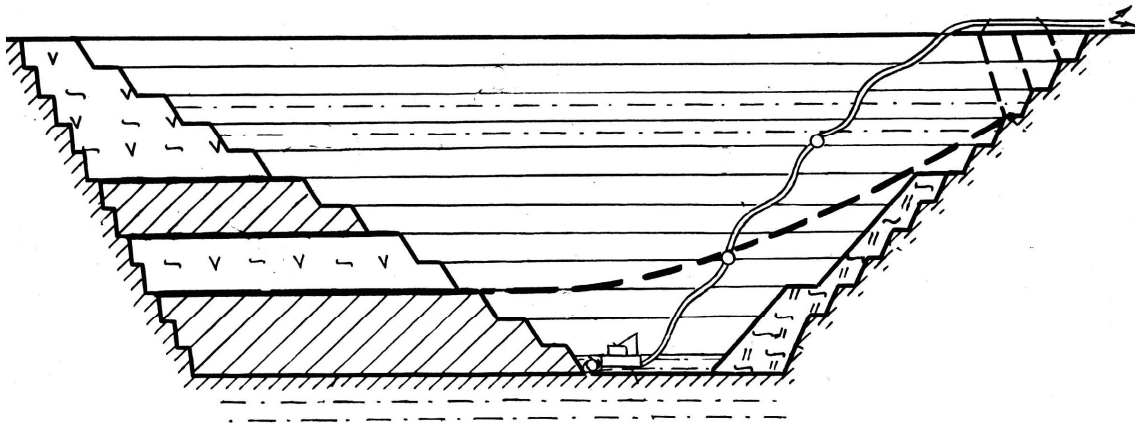


Рисунок – 2.6. Схема розробки обводнених родовищ м'яких корисних копалин

Запропонована технологія розкриття і відпрацювання 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.

Так, в умовах відкритої розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища заявлена нова технологія розкриття і відпрацювання гірничої маси дозволяє поєднати транспортні і дренажні роботи у одному процесі. Установлено, що розкриття кар'єрного поля буде проводитися драглайном ЕШ-20/90 шляхом проведення розрізних траншей довжиною 1000 м, глибиною 30 м і шириною по верху і низу відповідно 130 і 30 м. Об'єм виробки складає 2,4 млн. м³, термін проведення – один рік. Технічна характеристика насосів для всмоктування м'яких корисних копалин та їх переріз представлено на рис 2.7, 2.8.

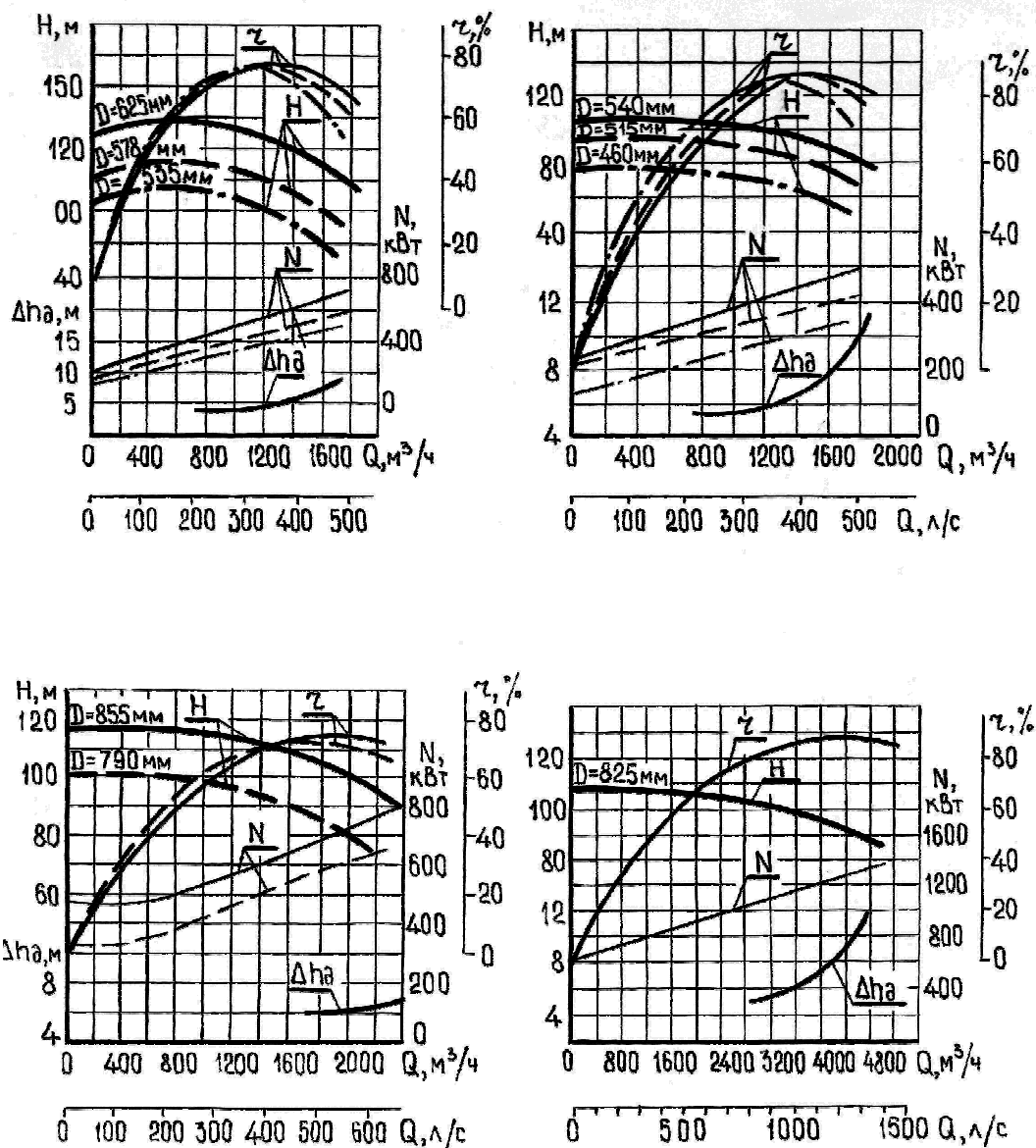


Рисунок 2.7 – Технічні характеристики насосів для виймання м'яких корисних копалин

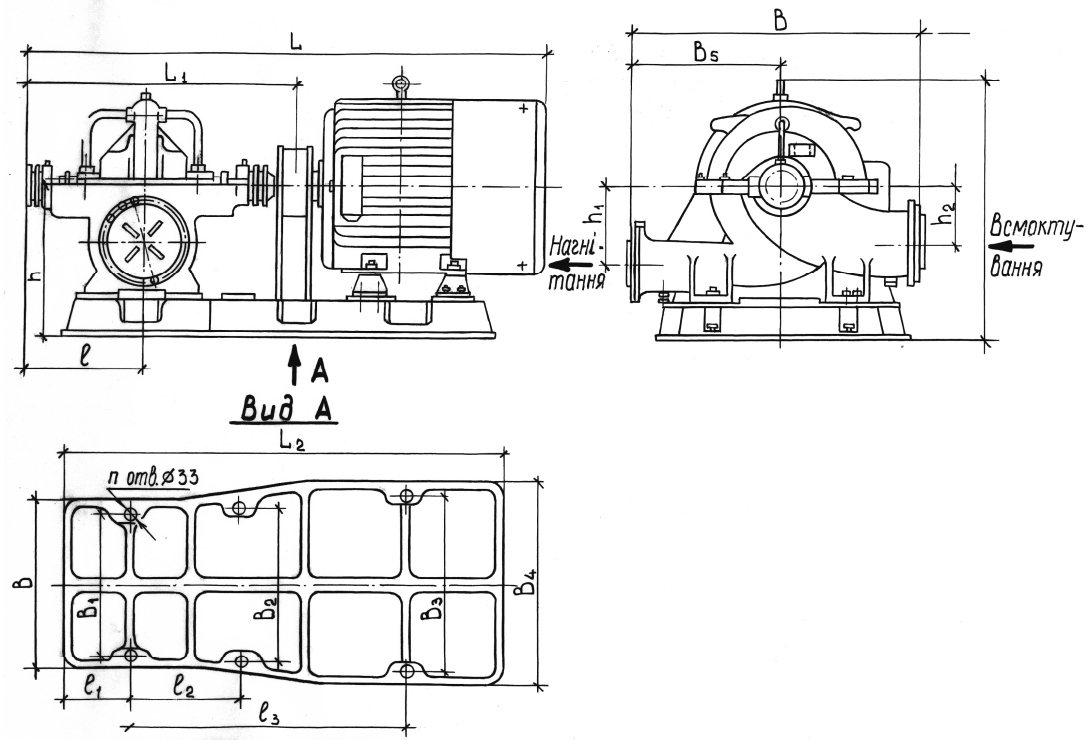


Рисунок 2.8 – Переріз насоса для виймання м'яких корисних копалин

У нижній обводненій частині траншеї виймання гірничої маси проводиться земснарядом 500-60МН з продуктивністю по пульпі 5500 м³/год і по твердому 460 м³/год. Встановлена потужність електродвигунів 450 кВт. Глибина копання до 15 м. Річна продуктивність по твердому 1,2 млн. м³/р.

Досягнення проектної глибини кар'єра продовжується 15 років, після чого фронт гірничих робіт посувається до протилежного борту кар'єрного поля, а породи розкриття складуються у виробленому просторі позаду земснаряда. Застосування запропонованої технології дозволить відмовитись від консервації на дні кар'єра охоронного цілика об'ємом 90 млн. м³ та зменшити витрати електроенергії на видалення дренажної води обсягом 60 МВт/р.

2.6 Механізація виймання гірничої маси у кар'єрі

Виймання значних об'ємів гірничої маси на верхніх горизонтах обумовлює використання роторних екскаваторів безперервної дії у комплексі з відвалоутворювачем або стрічковими конвеєрами та відвалоутворювачем з метою формування внутрішніх відвалів порід розкриття. Застосування

транспортної та транспортно-відвальної систем розробки слід аналізувати на прикладі Орджонікідзевського ГЗК, а саме на Північному та Чкалівському кар'єрі №2. Тут розробка першого надрудного уступу висотою 22 м в умовах Північного кар'єру здійснюється роторним екскаватором німецького виробництва типу СРС-2400, який працює у комплексі з системою стрічкових конвеєрів пропускною спроможністю 5000 м³/год, якими породи розкриву транспортуються на відвалоутворювач А2Rs 8800*150 через автостелу. Система стрічкових конвеєрів складається із двох вибійних (І довжиною 900 м і ІІ – 800 м), магістрального, довжиною до 1200 м та двох відвальних конвеєрів (І – 1000 і ІІ – 900 м). При цьому річні об'єми розкриву складають 12 млн. м³, ширина західки – 70 м, кут укосу уступу – 43°, ширина транспортної берми – 44 м, висота нижньої відсипки відвалоутворювача – 20 м, верхньої – 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 другого надрудного уступу потужністю до 35 м здійснюється аналогічним роторним екскаватором у комплексі з перевантажувачем та відвалоутворювачем. Врізання у вибій відбувається посередині фронту гірничих робіт, який становить біля 2000 м. Робота по вийманню порід розкриву ускладнюється тим, що на цьому ж горизонті відробляється і третій надрудний уступ. Для цього використовується драглайн ЕШ-15/90 зі складуванням порід розкриву до виробленого простору. При цьому річні об'єми порід розкриву складають 13 млн.м³, ширина західки 70 м, кут укосу уступу 40°, ширина робочої площадки 114 м, ширина транспортної берми 44 м, результуючий кут укосу внутрішнього відвалу 12°. При проходженні половини фронту 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 1100 м. Таким чином екскаватор СРС-2400 виконує подвійну розминовку.

Використання багатоковшових екскаваторів у комбінації з перевантажувачами та консольними відвалоутворювачами дозволяє переміщувати породи розкриву у вироблений простір по найкоротшому шляху на відстані значно більшій, чим драглайном. Завдяки цьому забезпечуються високі продуктивність і використання обладнання на протязі робочого часу і, відповідно, низькі енергоємність та собівартість гірничих робіт. При встановленні оптимальних параметрів багатоковшових екскаваторів слід урахувувати показники усього комплексу машин. Найбільш розповсюдженим з них 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 з питомими тиском на ґрунт g (т/м²) та зусилля копання K_L (т/м²). З урахуванням методики ТАКРАФ показники ефективності становлять

$$\frac{G_e}{Q_m \sum H_k} \text{ і } \frac{G_e g}{Q_m K_m H_k R_k l_m}$$

де $\sum H_k$ – сума висот верхнього і нижнього копання, м; l_m – транспортна відстань відвалоутворюючих машин, м.

При порівнянні показників для машин однакового конструктивного типу, які виготовлені однією фірмою, перевагу віддають комплексам із меншою масою. Остаточний вибір раціонального типорозміру комплексів приймають за мінімумом питомих витрат на розробку 1 м³ гірничої маси.

В країнах СНД у голові комплексу переважно експлуатують роторні багатоковшові екскаватори, які знайшли широке розповсюдження на буровугільних кар'єрах Німеччини. При роботі роторного екскаватора транспортна відстань відвалоутворюючих машин l_m 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 і наявність підготовлених запасів корисної копалини для

функціонування добувних робіт. Багатоковшовий екскаватор здійснює виймання розкриву, який переміщується до виробленого простору відвалоутворювальними машинами. Корисні копалини і розкриття відроблюють одним уступом. Відвалоутворювач розміщують на покрівлі або ґрунті шару корисної копалини, чи на передвідвалі [6].

Принцип роботи роторного екскаватора наведений нижче. Так, екскаватор за допомогою ротора захоплює породи розкриву ковшами, а при подальшому обертанні вона за допомогою направляючих щитків висипається на стрічку конвеєра.

При інтенсивній подачі порід направляючі щитки формують породний потік із зсувом його до центру стрічки. Дрібні частки породи, які проникають через зазор між стрічкою і направляючим щитком, падають на захисний щиток і ковзають по ньому під дією сил інерції і сил тяжіння за межі габаритів нижньої стрічки. Збільшені розміри твердих часток ґрунту в зазорі не затискаються і не дробляться, оскільки при цьому консольна частина стрічки легко згинається і пропускає їх.

Стрічкові конвеєри є невід'ємним видом кар'єрного транспорту при роботі потужних екскаваторів. Допустимий кут підйому конвеєрних ліній у вантажному напрямі залежить від фізико-механічних властивостей матеріалу, що транспортується, і складає $20 - 22^\circ$ при транспортуванні рихлих порід. При спуску порід допустимий кут на $2 - 3^\circ$ менший, ніж при підйомі. Довжина ставу конвеєра з одним приводом складає 400 – 1500 м.

Конвеєрний транспорт набув найбільшого поширення на вугільних розрїзах. Конвеєри найчастіше використовують в комплексі з роторними і багатоковшовими ланцюговими екскаваторами. У комплексі з одноковшовими екскаваторами і пересувними дробильно-грохотильними агрегатами вони використовуються в схемах циклічно-потоккової технології гірничих робіт при розробці напівскельних і скельних порід.

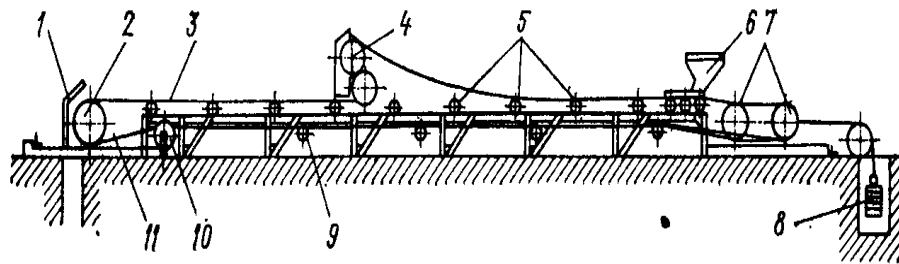


Рисунок 2.9 – Принципова схема стрічкового конвеєра:

1 – розвантажувальна воронка; 2 – привідний барабан; 3 – робоча гілка стрічки; 4 – пересувне зброшувальне обладнання; 5 – роlikоопори робочої гілки стрічки; 6 – розвантажувальна воронка; 7 – натяжний барабан; 8 – вантаж натяжного обладнання; 9 – роlikоопори холостої гілки стрічки; 10 – відклонючий барабан; 11 – холоста гілка стрічки

Найбільш потужні стрічкові конвеєри із стрічкою міцністю 3000 кгс/см виготовляються на Сизранському заводі машинобудування (табл. 2.4), що в поєднанні з драглайном та бункером-накопичувачем будуть працювати злагоджено та ефективно.

Таблиця 2.4 – Технічна характеристика стрічкових конвеєрів Сизранського машинобудівного заводу

Конвеєр	Ширина стрічки, мм	Швидкість руху стрічки, м/с	Продуктивність, м ³ /ч	Натяг стрічки, кгс	Тягове зусилля, кгс	Потужність електроприводу, кВт	Привід
C160125	1600	1,6	1600	29000	17500	320	Однобарабанний
C160125	1600	2,0	2000	29000	17500	400	–
C160125	1600	2,5	2500	29000	17500	500	–
C160160	1600	1,6	1600	38000	23000	400	–
C160160	1600	2,0	2000	38000	23000	500	–
C160160	1600	2,5	2500	38000	23000	630	–
C200160	2000	1,6	2560	48000	29000	500	–
C200160	2000	2,0	3200	48000	29000	630	–
C200160	2000	2,5	4000	48000	29000	800	–
C200200	2000	1,6	2560	60000	33000	630	–
C200200	2000	2	3200	60000	33000	800	–
C200200	2000	2,5	4000	60000	33000	1000	–
C200200	2000	1,6	2560	60000	45000	630 і 320	Двохбарабанний
C200200	2000	2	3200	60000	45000	800 і 400	–
C200200	2000	2,5	4000	60000	45000	1000 і 500	–

Значного поширення на кар'єрах набули стрічкові і канатно-стрічкові конвеєри. Застосовані схеми конвеєрних установок вибираються виходячи з гірничо-геологічних умов розробки родовища, продуктивності кар'єру і відстані транспортування. У загальному вигляді до складу технологічної схеми кар'єрного транспорту входять вибійні, магістральні і відвальні конвеєрні установки. Вибійні конвеєри розташовують на робочій площадці уступу для переміщення гірничої маси від екскаваторів до магістральних конвеєрів і характеризуються систематичним пересуванням на нову західку сумісно із екскаватором.

Довжина ставів вибійних стрічкових конвеєрів з однобарабанным приводом на практиці змінюється від 80 – 100 до 900 – 1000 м. Довжина ставів магістральних конвеєрів змінюється у більш широких межах (від 0,4 – 3 до 4 – 5 км.). При довгих ставах застосовують двох- і трьохбарабанный привід з незалежними двигунами або головний і хвостовий приводи (з двома і більш двигунами кожен). Секції рами конвеєра виконують з металевих швелерів, або штампованої листової сталі, мають довжину від 3 до 10 м. Секції пересувних конвеєрів встановлюють звичайно шарнірно на дерев'яних або металевих шпалах, а стаціонарних – на залізобетонних. Шпали пересувних конвеєрів по обох сторонах секцій сполучають двома (інколи одною) рейками, які служать для переміщення вантажно-завантажувальних пристроїв і безперервного пересуву конвеєра.

3 ОПТИМІЗАЦІЯ РОЗМІЩЕННЯ ДІЛЯНОК ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРУ ТА ВІДВАЛІВ ПОРІД РОЗКРИВУ

3.1 Аналіз умов експлуатації та продуктивності виймально-навантажувального обладнання

Практика експлуатації кар'єрів показує, що значні об'єми виймання гірничої маси і видача її на поверхню у більшості випадків обумовлює застосування техніки безперервної дії для більш швидкого і економічного уведення кар'єру до експлуатації. Оскільки умови розробки Ново-Дмитрівського родовища орієнтовані на застосування роторних екскаваторів і драглайнів як найбільш надійних і продуктивних, за даними практики експлуатації їх на кар'єрах Орджонікідзевського ГЗК, виконано аналіз їх продуктивності при роботі сумісно із конвеєрами в умовах Чкалівського №2 та Північного кар'єрів. Як правило, основний (нижній) розкривний уступ відпрацьовується по транспортно-відвальній системі, верхній – по транспортній. У комплект обладнання комплексу, що працює по транспортно-відвальній системі, входить роторний екскаватор і відвалоутворювач. Породи розкриву із вибою переміщуються безпосередньо у вироблений простір зі сторони робочої зони кар'єру. При роботі по транспортній системі до складу комплексу додатково вводиться група стрічкових конвеєрів: вибійних, магістральних і відвальних. Через відвалоутворювач породи розкриву складуються у вироблений простір зі сторони відвалу з певним відставанням від фронту гірничих робіт у кар'єрі. Річна продуктивність комплексу визначається за формулою:

$$Q_p = Q_m \cdot K_z \cdot K_{ypr} \cdot K_v \cdot K_z \cdot K_{kl} \cdot K_{mp} \cdot K_{mn} \cdot K_{vp} \cdot K_x \cdot K_{nep} \cdot T_c \quad 3.1$$

де Q_m – технічна годинна продуктивність екскаватора, м³; K_z – коефіцієнт вибою; за даними УКРНДПРОЕКТу, $K_z = 0,8$; K_{ypr} – коефіцієнт якості управління екскаватором, $K_{ypr} = 0,96$; K_n – коефіцієнт втрат екскавувомого матеріалу, $K_n = 0,97$; K_z – коефіцієнт готовності комплексу обладнання; при

роботі в комплексі зі стрічковим конвеєром і відвалоутворювачем $K_z = 0,72$; при роботі в комплексі тільки з відвалоутворювачем $K_z = 0,86$; $K_{кл}$ – коефіцієнт впливу клімату, $K_{кл} = 0,95$; $K_{тр}$ – коефіцієнт забезпечення транспортом, $K_{тр} = 1,0$; $K_{мн}$ – коефіцієнт взаємодії машин комплексу між собою, $K_{мн} = 0,98$; $K_{мнв} = 1,0$; $K_{вр}$ – коефіцієнт врізання у нову заходку, $K_{вр} = 0,95$; K_x – коефіцієнт холостих перегонів, $K_{x.m} = 0,95$; $K_{x.в} = 0,98$; $K_{пер}$ – коефіцієнт пересуви вибійних і відвальних конвеєрів, $K_{пер.m} = 0,95$; $K_{пер.в} = 1,0$; T_c – тривалість роботи комплексу на протязі року, год.

Оскільки наведені коефіцієнти не враховують усі виробничі фактори, які впливають на зниження продуктивності роторних комплексів, виконані дослідження їх зміни у реальних умовах за період 1990 – 2009 рр. (табл. 3.1). Встановлено, що роторні екскаватори з 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: організації ремонтної бази, забезпечення електроенергією і 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, має тенденцію до систематичного зниження, а з 2001 – 2005 років – поступове зростання (рис. 3.1, 3.2). При роботі за транспортно-відвальною системою продуктивність комплексів вище на 20 – 23% у порівнянні з транспортною. Незважаючи на нормативний технологічний регламент (5000 г), роторні комплекси експлуатують практично безперервно на протязі усього року. Причому на початку і в кінці року їх місячна продуктивність знижується у порівнянні із середньою на 34 – 12% (рис. 3.3). Найбільш продуктивна робота комплексів спостерігається з початку березня до кінця листопаду поточного року. При цьому середньомісячна продуктивність екскаваторів, які працюють по транспортно-відвальній системі складає 1367,5 тис.м³.

Таблиця 3.1 – Аналіз роботи роторних комплексів СРС-2400 на кар'єрах Орджонікідзевського ГЗК у 1990 – 2009 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
Північний	№6 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач)	ремонт	1615	3360	3570	3250	3540	2935	4005	3847	3474
	№4 (екскаватор + відвалоутворювач)	1020	3605	2700	5450	6030	6170	5118	6913	6083	5129
Чкалівський №2	№9 (екскаватор + конвеєри + відвалоутворювач)	5500	3610	4895	4820	2946	3640	2908	4446	3318	3171

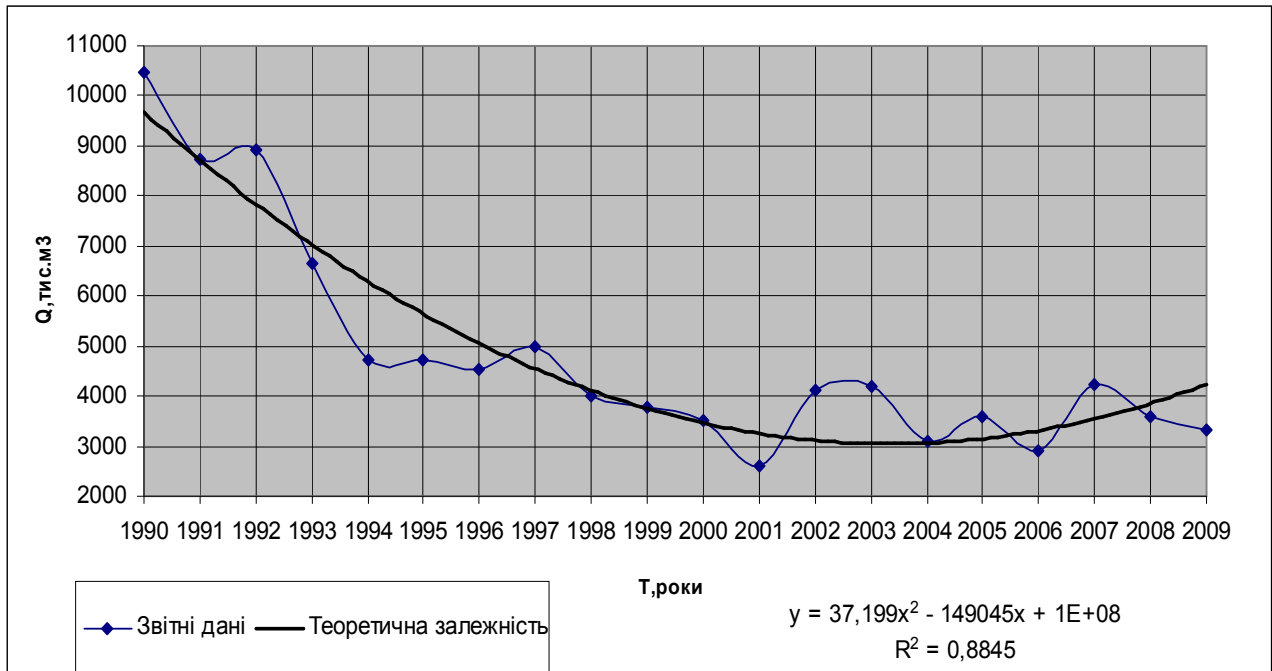


Рисунок 3.1 – Динаміка роботи екскаваторів СРС-2400 на кар'єрах ОГЗК при вийманні порід розкриття по транспортній системі розробки

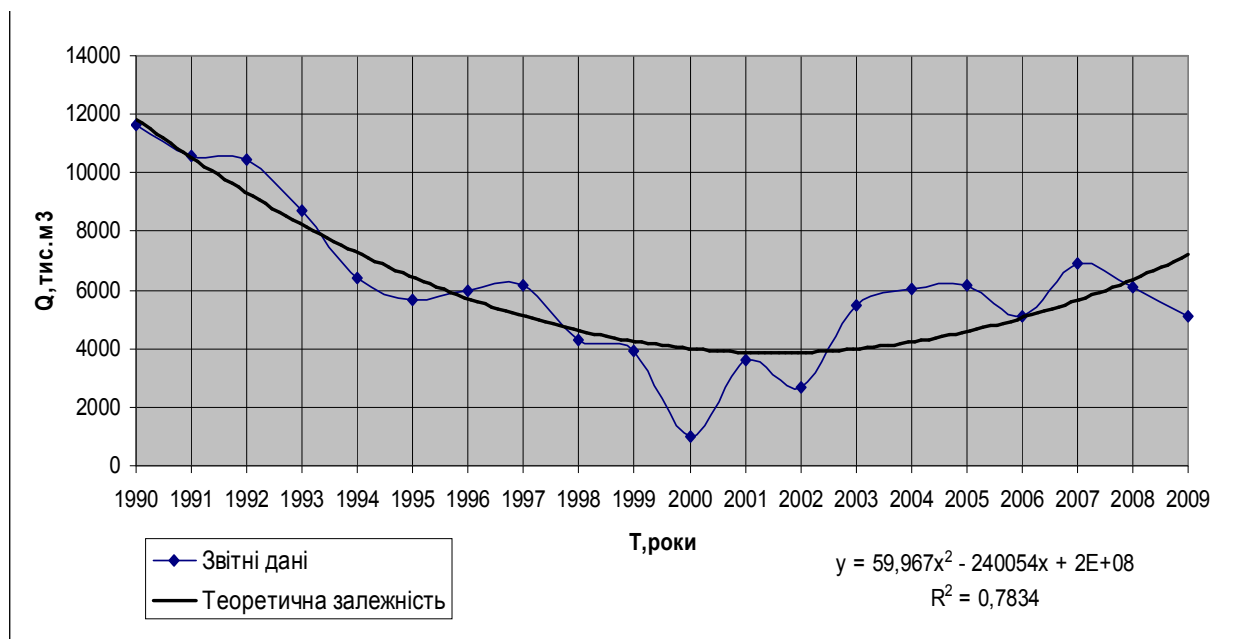


Рис. 3.2 – Динаміка роботи екскаваторів СРС-2400 на кар'єрах ОГЗК при вийманні порід розкриття по транспортно-відвальній системі розробки

Рівень надійності, що описується поліноміальною залежністю, при роботі екскаваторів по транспортно-відвальній і транспортній системі складає відповідно 78,3% і 88,4%.

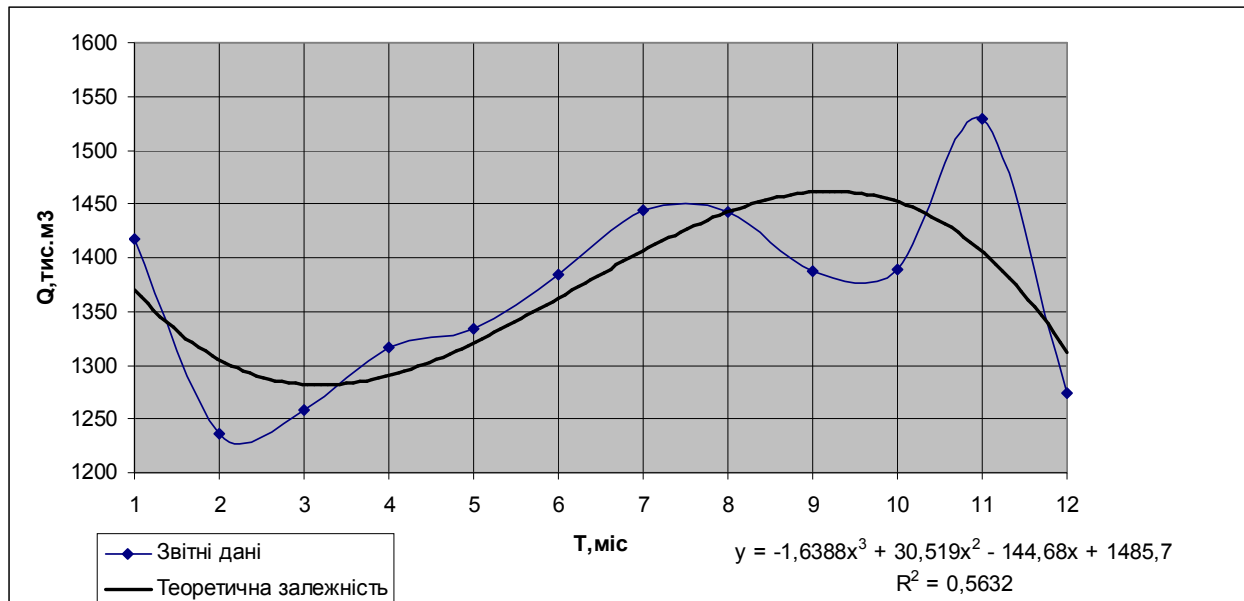


Рисунок 3.3 – Графіки залежності продуктивності роботи екскаваторів СРС-2400 по місяцям року на кар'єрах ОГЗК при вийманні порід розкриву по транспортно-відвальній системі

Встановлено, що роторні комплекси, які працюють по транспортно-відвальній системі, мають фактичну продуктивність нижче на 16,7% в порівнянні з нормативною, розрахованою за формулою (3.1). Аналогічно і по транспортній системі фактична продуктивність комплексів нижче на 6,9% у порівнянні з нормативною. Причиною такого стану є відсутність систематичних ремонтів і обслуговування обладнання, а також залежність продуктивності комплексів від довжини фронту робіт по породам розкриву, швидкості його посування і організації гірничих робіт у кар'єрі. Крім того, умови переміщення комплексів ускладнюється також і підтопленням робочих площадок під час атмосферних опадів, що значно впливає на пересув стрічкових конвеєрів у вибоях.

3.2 Динаміка переміщення стрічкових конвеєрів на робочих уступах

Технологія виробництва відкритих гірничих робіт із застосуванням стрічкових конвеєрів пов'язана з періодичним їх пересуванням до нового положення у вибої услід за посуванням фронту виймальних робіт. Досвід застосування механізованих засобів для пересування конвеєра у нове

положення відомий з практики ряду кар'єрів України і зарубіжжя. Натепер застосовуються декілька способів механізованого переміщення стрічкових конвеєрів [7,8]. Найбільшого поширення серед них набули пересувачі на гусеничному або колісному ході, що відрізняються великою маневреністю і високими швидкостями, що вкрай важливо в умовах частих пересувань конвеєрів. Існує два основних способи переміщення стрічкових конвеєрів: з розбиранням на окремі секції і подальшим монтажем (циклічний спосіб) та без розбирання на окремі секції (безперервний спосіб).

Переміщення з розбиранням на окремі секції характеризується обов'язковим зняттям стрічки, що у свою чергу може бути здійснено волочінням, котінням, крокуванням і перевезенням або перенесенням. Спосіб волочіння застосовується у разі укладання секцій на полози, лижі, понтони або інші пристрої. У цьому випадку може бути використаний автотранспорт, екскаватор, трактор або бульдозер, а також канат з поліспастром і лебідкою. Переміщення секцій котінням здійснюється у разі установки їх на колеса або котки, причому секції можуть бути також самохідними і такими, що пересуваються по рейках, на пневматичному або гусеничному ході, або ж переміщуються за допомогою спеціального механізму.

Останнім часом для пересування конвеєрних ліній почали встановлювати крокуючі механізми. Їх застосовують для переміщення привідних і натяжних станцій. Крокуючі механізми прості і надійні в експлуатації. Практика їх експлуатації показала великі переваги у порівнянні з іншими способами пересування.

Переміщення стрічкових конвеєрів без розбирання на окремі секції набуло великого поширення на кар'єрах середньої і великої потужності. Цей процес може бути повністю механізований. Переваги його очевидні: відпадає необхідність у знятті стрічки (досить лише її ослабити), ліквідовуються роботи по монтажу установки після пересувки, швидко і просто здійснюються виправлення і вирівнювання конвеєрної лінії. Переміщення стрічкових конвеєрів без розбирання на окремі секції може бути здійснене трьома

основними способами: волочінням (ковзанням); котінням і крокуванням. Безперервне пересування волочінням здійснюється турнодозерами, а також рельсопересувачами безперервної дії (рис. 3.4).



Рисунок 3.4 – Схема пересувки стрічкового конвеєра турнодозером

Вибір типу пересувача повинен здійснюватися з урахуванням гірничогеологічних і кліматичних умов експлуатації стрічкових конвеєрів, характеру і величини зусиль, що виникають у роликівій каретці пересувача, а також економічності експлуатації його самого. Ефективність застосування турнодозерної пересувки при роботі роторних екскаваторів у вибоях аналізується на прикладі Чкаловських кар'єрів №1 і №2, а також Північного кар'єра Орджонікідзевського ГЗК. Критерієм ефективності є мінімум часу на пересування конвеєра, що забезпечує підвищення продуктивності роторного екскаватора і відповідне зниженню витрат на виймання порід розкриву. Процес пересування в умовах кар'єру розподілено на 3 етапи: планування траси, переміщення конвеєрного ставу, його виправка і проведення пуско-налагоджувальних робіт. Турнодозер, що обладнаний на базі трактора ДЕТ-250, роликзахватним пристроєм піднімає опорну рейку із шпалами і відповідну частину конвеєрного ставу та переміщує його в нове положення на відстань 0,6 – 0,8 м (рис. 3.5).

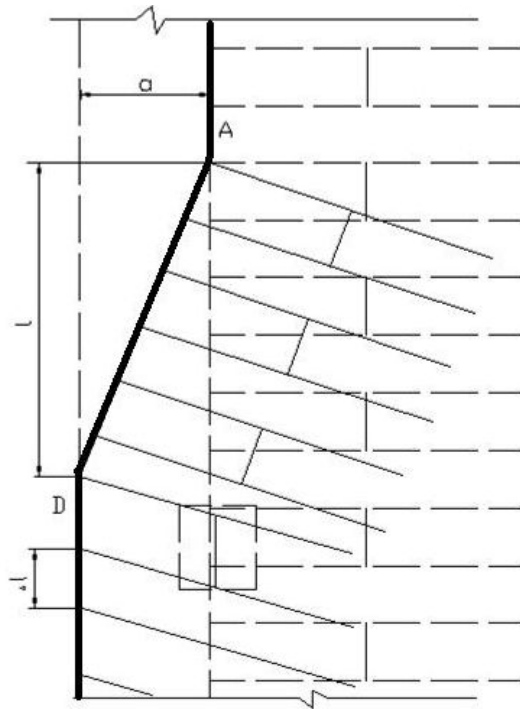


Рисунок 3.5 – Принципова схема пересуви конвеєрної лінії турнодозером: AD – довжина деформуємої частини, a – крок пересувки, l – відстань між секціями

Трактор проходить уздовж усієї довжини конвеєрного ставу від кінцевої до приводної станцій і назад, послідовно пересовуючи секції на одну і ту ж відстань (крок пересування). У деяких випадках, коли опорний рельс присипаний чималим шаром в'язких глин, пересувні роботи турнодозеру допомагає виконувати трубоукладач, що рухається уздовж колії конвеєра. Він виконує функцію відриву рельси від ґрунту під подошвою опор конвеєра і таким чином полегшує переміщення його уздовж розкривного вибої (рис 3.6).



Рисунок 3.6 – Схема роботи трубоукладача при переміщенні стрічкового конвеєра у вибої

Комплекс таких човникових дій пересувач ДЕТ-250 приводить до загального посування конвеєрного ставу, який триває від 10 до 17 діб у залежності від забезпеченості необхідною технікою та кліматичних умов. У цей час роторний екскаватор знаходиться у планово-капітальному ремонті. Виправка конвеєрної лінії після пересуви турнодозером виконується також трубоукладачем. Для цього маркшейдер по усій довжині конвеєрної лінії виставляє рейки для задання прямолінійності виправочним роботам.

Методика процесу пересуви конвеєра за етапами і нормативами часу наведена нижче

1 етап пересуви конвеєра

1.1 Норматив часу на планування траси для пересуви конвеєрів та привідних станцій визначають за формулою $T_{1.1} = \frac{S \cdot h}{P}$, год.,

де S – плануєма площа, $S = L_{\text{кон}} B$, м², $L_{\text{кон}}$ – довжина конвеєра, м, B – загальний крок пересуви, м; h – товщина зрізаного шару при плануванні траси; для вибійних конвеєрів $h = 0,3$ м; P – продуктивність бульдозера при плануванні траси, м³/год.

1.2 Час на стикування конвеєра і відключення комутаційної апаратури від кабельних ліній ($T_{1.2} = 8$ год.)

2 етап пересуви конвеєра

2.1 Час на пересув конвеєрного ставу $T_{2.1} = \frac{L_{\text{конв}} \cdot B}{v \cdot V_1}$, год.,

де v – крок пересуви конвеєра; для вибійних конвеєрів $v = 0,5$ м, V_1 – швидкість руху турнодозера при переміщенні конвеєрів, $V_1 = 3000$ м/год;

2.2 Час на переміщення автостел і завантажувальних вузлів уздовж конвеєра

$$T_{2.2} = \frac{L_{\text{конв}} \cdot B}{A \cdot V_2}, \text{ год.},$$

де V_2 – швидкість руху бульдозера при переміщенні автостел і завантажуючого бункеру, $V_2=1000$ м/год.; A – крок переміщення автостел і завантажуючого бункера від приводної до натяжної станції, $A = 30$ м.

2.3 Норматив часу на проведення ремонтних робіт на конвеєрному ставі $T_{2.3} = T_{2.1} \cdot 0,3$, год., де 0,3 – коефіцієнт проведення ремонтних робіт на конвеєрі з зупинкою процесу пересуви конвеєра турнодозером.

2.4 Час на відкопування і встановлення “якорів” $T_{2.4} = t_1 + t_2 + t_3$, год., де t_1 , t_2 – час на відкопування “якоря” і обладнання приямку для його встановлення екскаватором ЕО, $t_1=2$ год.; $t_2=6$ год.; t_3 – час на переніс і установку якоря трубоукладачем, $t_3 = 1$ год.

2.5 Час на переміщення і установку бульдозером і трубоукладачем кінцевих і переверотних барабанів $T_{2.5} = t_4 + t_5$, год., де t_4 , t_5 – час роботи бульдозера і трубоукладача на виконання цієї операції, $t_4 = 2$ год, $t_5 = 4$ год.

2.6 Час на виправлення конвеєрного ставу $T_{2.6} = t_6 + t_7$, год.,

де t_6 – час на виправлення конвеєра у горизонтальній площині турнодозером,

$$t_6 = \frac{L_{\text{конв.}} \cdot 2}{V_1}, \text{ год.},$$

де 2 – число проходок турнодозера; t_7 – час на виправлення конвеєра в горизонтальній площині турнодозером, $t_7 = 8$ год.

3 етап пересуви конвеєра

3.1 Час на проведення пуско-налаштувальних робіт конвеєра

Час на підключення комутаційної апаратури, кабельних ліній і проведення пуско-налаштувальних робіт конвеєра, $T_{3.1} = 6$ год.

3.2 Час на введення конвеєра до роботи, $T_{3.2} = 2$ год.

Загальні витрати часу на пересув конвеєра $T = T_1 + T_2 + T_3$

Залежність часу на пересування конвеєра завдовжки 900 м у нову західку шириною 70 м показана на рис. 3.7.

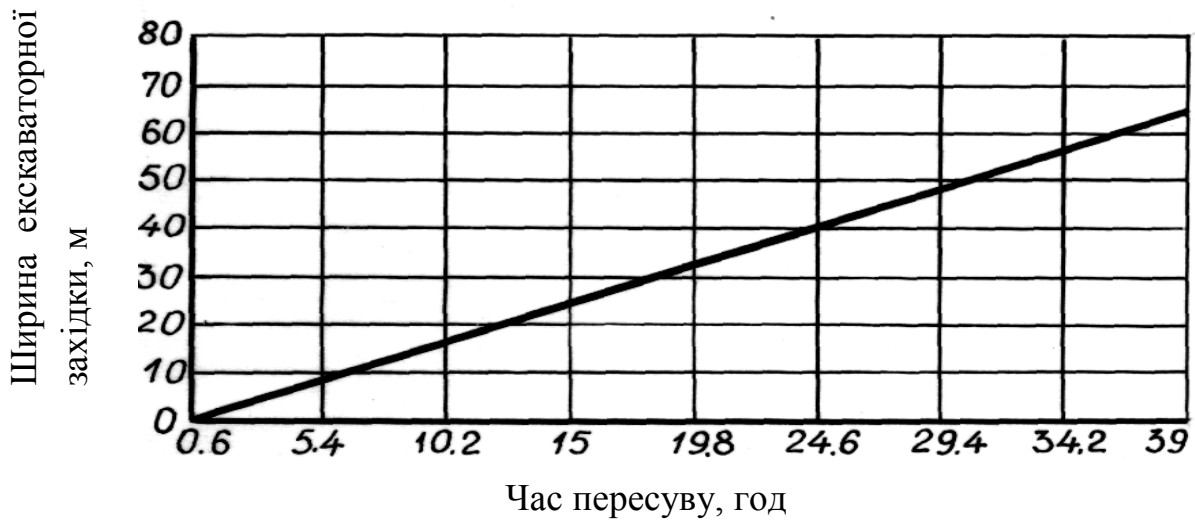


Рисунок 3.7 – Графік залежності часу на пересув конвеєра від ширини экскаваторної заходки

З рис. 3.7 виходить, що при переміщенні конвеєрного ставу турнодозером час пересування пропорційно зростає залежно від ширини экскаваторної заходки. За даними ОГЗК, витрати на пересування одного конвеєрного ставу завдовжки 900 м у нове положення для забезпечення роботи роторного экскаватора вміщують витрату дизельного палива 6,4 т, що коштує 45578 грн. Середня швидкість пересування становить 0,42 м/год. Собівартість одного погонного метра посування 0,74 грн. Час на пересування конвеєрної лінії завдовжки 1800 м складе 331,4 год. У порівнянні з іншими способами переміщення конвеєрних ставів, організація без розбирання конвеєра на окремі секції дозволяє зменшити час пересуву на 24 год. За рахунок цього продуктивність роторного экскаватора збільшується на 120 тис. м³ у розрахунку на кожну виймальну заходку.

3.3 Механізація навантаження гірничої маси драглайном на стрічковий конвеєр

В наш час застосування драглайнів у комплексі з транспортними засобами обумовлено, як правило, виробничою необхідністю гірничодобувного підприємства, коли експлуатація інших типів виймально-навантажувального

обладнання доволі проблематична внаслідок обводнення порід, обмеження робочого простору тощо. Тому технологічні схеми застосування драглайнів розраховуються для конкретних гірничо-геологічних умов і при відсутності науково обґрунтованої методики, їх проектування не завжди забезпечує продуктивну роботу гірничого і транспортного обладнання.

Відомі технологічні схеми сумісної роботи драглайнів з навантаженням гірничої маси на автомобільний і залізничний транспорт та на стрічкові конвеєри через бункер-перевантажувач.

При навантаженні гірничої маси на залізничний транспорт (рис. 3.8) намагаються відпрацювати максимальну ширину західки з одного положення екскаватора для зменшення об'єму рейкоукладальних робіт. Для цього вісь ходи драглайну максимально віддаляють від верхньої брівки уступа і кут його повороту в сторону виробленого простору досягає 90° . З іншої сторони, наявність зони “саморозвантаження” ковша визиває необхідність наближення залізничної колії і вісі руху драглайна, щоб траєкторія переміщення ковша при розвантаженні наближалась до повздовжньої вісі вагона. При цьому місце розвантаження ковша визначається точкою пересічення траєкторії обертання головного блока стріли при повороті екскаватора і повздовжньої вісі залізничної колії. У результаті цього, для рівномірного навантаження вагону виникає необхідність переміщення поїзда після кожного розвантаження ковша драглайна, що значно ускладнює організацію виймально-навантажувальних робіт [9,10].

У останні роки творчим колективом спеціалістів в області відкритих гірничих робіт і конструкторів гірничого обладнання розроблений новий вид виймально-навантажувальних машин – драглайнів навантажувального типу [11], що мали назву **кранлайнів** (рис. 3.9). При їх роботі суміщають операції вертикального підйому і прицільного опускання вантажу – заповненого гірничою масою ковша, подібно підйомному крану для розвантаження у транспорт.



Рисунок 3.8 – Схема навантажування гірничої маси драглайном ЕШ-10/70 до думпкарів 2ВС105

Основною особливістю конструктивного виготовлення кранлайнів, що забезпечують можливість ефективної і безпечної відробки високих уступів, є оснащення стріли додатковою одноканатною лебідкою для фіксації положення ковша при розвантаженні. При цьому підйомний канат у кранлайнів проходить не через головні блоки на кінцевій частині стріли, як у традиційних машин, а через блоки, що розташовані на нижньому поясі в середній частині стріли. Цим досягається скорочення довжини радіусу коливання ковша при розвантаженні, що вкрай необхідно для забезпечення прицільного укладання породи до транспортних засобів.

До основних переваг застосування кранлайнів слід віднести: забезпечення виймання не тільки м'яких порід, але і добре подрібненої гірничої маси, і разом з тим, дозволяють проводити безударне її розвантаження до кузова транспортного засобу, особливо при експлуатації стрічкових конвеєрів, як це характерно для мехлопат. Порівняно з мехлопатами висота відпрацьовуємого кран лайном уступа у два рази більша. Це значно розширює технологічні можливості такого обладнання і дозволяє отримати значний економічний ефект тільки від скорочення практично вдвічі кількості робочих горизонтів у кар'єрі,

протяжності транспортних комунікацій, особливо при обводненій робочій зоні; При використанні кранлайнів досягається збільшення кута укосу робочого борту кар'єра на $6 - 10^\circ$ з відповідним зменшенням поточних об'ємів виймання порід розкриву.

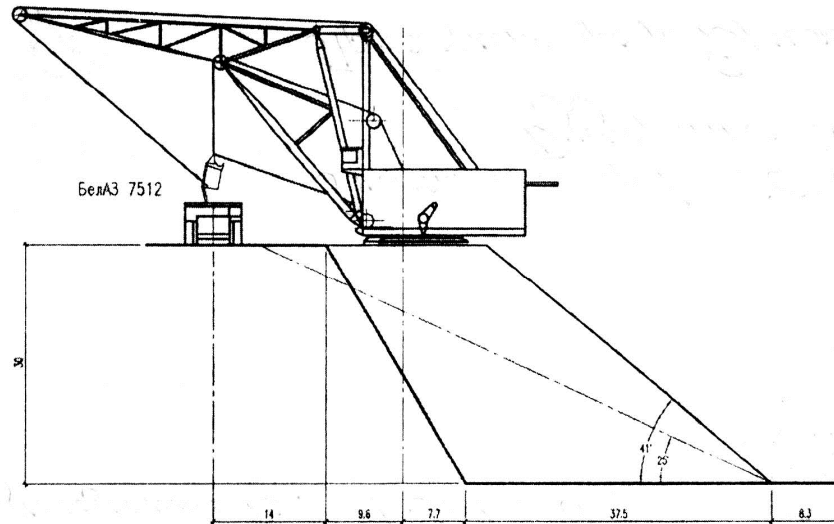


Рисунок 3.9 – Принципова схема навантаження гірничої маси кранлайном до автосамоскиду

При навантаженні гірничої маси кранлайном на конвеєрну стрічку застосовується бункер-перевантажувач, що забезпечує рівномірну подачу вантажу та запобігає просипу за її межі. Конвеєрна лінія розташовується уздовж верхньої брівки уступу на безпечній відстані від нього. 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 і мінімальної відстані від крайки ковша до стріли, що виключає його попадання в зону розтяжки. Гірнична маса із бункера поступає на конвеєр по розвантажувальній консолі. Процес розробки масиву виглядає так. Після завершення набору гірничої маси ківш відривається від поверхні вибою і одночасно виконує операції повороту із зміною довжин підйомного і тягового канатів та встановлення його над приймальним отвором бункеру. Потім збільшується натяг привідного тросу замка, спрацювання якого приводить до розвантаження породи. Після цього

ківш повертається до поверхні вибою, де відбувається захоплення і повернення всіх вузлів та деталей у початкове положення.

Для конкретних умов застосування сумісної роботи драглайна ЕШ-20/90 і конвеєра з шириною стрічки 2000 мм виконано розрахунок раціонального об'єму бункера-перевантажувача.

1. Питомий об'єм вантажу, що знаходиться на стрічці залежить від типу і кількості роlikоопор, що підтримують робочу гілку стрічки [12]. Відомо, що при русі стрічки гірнича маса “розтікається” по її площі, внаслідок чого значення перетину зменшується. Практикою встановлено, що для визначення площі перетину вантажу на рухомій стрічці доцільно приймати кут укосу $\varphi \approx 0,35\varphi$. Тоді площа перетину вантажу на жолобчатій стрічці визначається сумою площ трикутника f_1 і трапеції f_2 (рис. 3.10.)

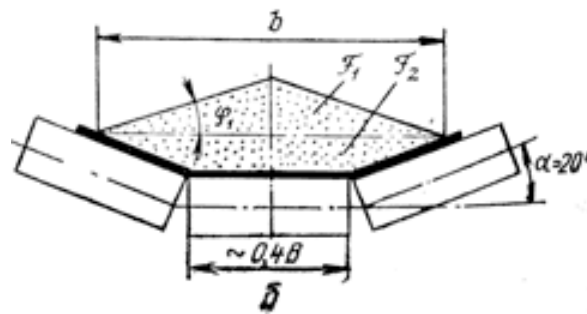


Рисунок 3.10 – Схема для розрахунку площі перетину вантажу на стрічковому конвеєрі з трьома роlikоопорами

2. При використанні звичайних роlikоопор (довжина горизонтального ролика $b \approx 0,4B$ і кут $\beta = 30^\circ$) для підтримання резинотканевих стрічок, площа перетину вантажу $F_{жс}$ (m^2) має вид

$$F_{жс} = F_1 + F_2 = 0,16C_n B^2 \operatorname{tg}(0,35\varphi) + 0,0435B^2 = B^2 [0,16C_n \operatorname{tg}(0,35\varphi) + 0,0435]$$

(3.2.)

де C_n – коефіцієнт, що враховує кут нахилу траси; B – ширина стрічки конвеєра, м; φ – кут нахилу вантажу відносно вісі конвеєра, град.

З формули (3.2) виходить, що площа перетину вантажу для конвеєра типу ЛК-2000 складає $0,8 m^2$, тобто у розрахунку на один пог. м 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 $V = 4$ м/с, а час циклу екскаватора $t_{ц} = 60$ с, можна зробити висновки, що об'єм гірничої маси, який розвантажується за цикл екскавації до бункера-перевантажувача буде розподілятися по довжині конвеєрної стрічки поки екскаватор виконуватиме наступний цикл. Технічна характеристика відомих бункерів-накопичувачів на зарубіжних кар'єрах наведена у табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Технічна характеристика бункерів-перевантажувачів, що працюють у комплексі із колісними видами транспорту

Показник	Кар'єр (Країна)			
	Сарбайський (Казахстан)	Фортуна (Нім.)	Ново- Дмитрівський (Україна)	Саут Егнес (США)
Модель драглайна	ЕШ-14/75 (ЕШ-15/90)	480	ЕШ-20/90	В-Е 1150- В
Гірничі породи	Глина, сланці	буре вугілля	глина, буре вугілля	глина
Вага порожнього бункеру, т	420	400	60	495
Хода	крокуюча	гусенична	рейкова	гусенична
Розмір гусениці, висота-довжина, м	–	1,8×8,1	–	0,9×4,1
Кількість гусениць	–	2	–	4
Питомий тиск на грунт, кг/см ²	1,26	1,35	0,2	1,6
Швидкість руху, км/год	0,2	0,38	0,4	0,32
Сумарна потужність двигунів, кВт	615	182	90	391
Об'єм бункеру, м ³	140	100	30	120
Габарити приймальної воронки, м×м	10×10	7,5×6,4	4×5	9,2×8,5
Продуктивність комплексу “драглайн- бункер”, тис. м ³ /міс	–	153	450	450

При відпрацюванні обводнених порід доцільна робота драглайна як нижнім, так і верхнім черпанням, що забезпечує надійне спорудження робочої

площадки з необхідною пропускною спроможністю. При необхідності, поряд з вийманням і навантаженням гірничої маси до стрічкового конвеєра драглайном можуть проводитися також і водовідвідні канали, зумпфи, дамби та інші дренажні спорудження (рис. 3.11)

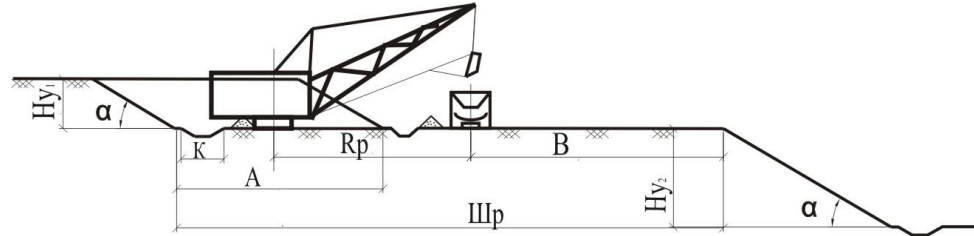


Рисунок 3.11 – Схема відпрацювання м'яких порід драглайном з формуванням у основі підступів водовідвідної каналі: Шр – ширина робочої площадки; А – ширина заходки екскаватора; К – ширина водовідвідної каналі; Ну₁, Ну₂ – висота підступів відповідно верхнього й нижнього; В – ширина площадки, у яку входять смуги транспортна, нової заходки й електромережі; Rp – радіус розвантаження екскаватора; α – кут укосу уступу

При навантаженні гірничої маси на стрічковий конвеєр можливо здійснювати селективне виймання порід розкриву і корисної копалини. Але це потребує встановлення двох магістральних ліній поряд з однією у вибою. Можливість ефективного навантаження гірничої маси драглайном на стрічковий конвеєр дозволяє використовувати їх у комплексі з багатоковшовими екскаваторами та консольними відвалоутворювачами. У першому випадку гірничі роботи доцільно вести двома підступами, при чому драглайном відпрацювати нижній підступ з навантаженням гірничої маси через бункер-перевантажувач на загальний з багатоковшовим екскаватором стрічковий конвеєр. У другому випадку формується технологічний комплекс “драглайн-бункер-накопичувач-відвалоутворювач”, що забезпечує роботу драглайна по транспортно-відвальній системі розробки.

Аналіз виробничого досвіду 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 високих уступів, що забезпечує збільшення кута укосу борту кар'єра, скорочення відстані транспортування гірничої маси і поліпшення умов роботи транспорту;

– в складних гірничо-геологічних і гідро-геологічних умовах при розташуванні драглайна і транспортних засобів на верхній площадці уступа збільшується надійність і продуктивність гірничотранспортного обладнання;

– виймальні роботи виконуються сумісно з проведенням дренажних виробок і заукіскою уступів;

– при відпрацюванні західок шириною 60 і більше метрів значно зменшується об'єм робіт по переукладанню транспортних мереж.

3.4 Організація будівництва кар'єру

Мульдopodobне залягання вугільних пластів і велика потужність порід розкриття висуває необхідність прискореного переміщення виробок розкриття у напрямку до граничної глибини кар'єрного поля. На підставі виконаних розрахунків (див. розд. 2.3) у якості початкового виймального обладнання рекомендовано використовувати драглайни типу ЕШ-20/90 з нижнім копанням. Прискорене розкриття вугільних пластів ведеться з південно-східного до північно-західного напрямку. По мірі зневоднення верхніх горизонтів до роботи вводяться роторні екскаватори типу СРс-2400. На підставі нормативної потужності виймального обладнання складено графік будівництва кар'єру (табл. 3.3), з якого слідує, що розкриття основного вугільного пласта здійснюється при досягненні позначки – 235 м. на 13 році з початку гірничих робіт. За цей час на I горизонті на шостому році уводиться до експлуатації роторний екскаватор СРс №1.

Таблиця 3.3 – Календарний план будівництва Ново-Дмитрівського кар'єру

№ горизонту (позначка)	Етапи розробки родовища					Усього	Вугілля	Породи розкриву	Початковий шаровий коефіцієнт розкриву, м ³ /м ³
	1	2	3	4	5				
	Об'єм виймання гірської маси, млн.м ³ /тривалість розробки, роки								
I (+125 – +65)	0,75 /0,5	5,1/ 1,5	8,5/ 2,5	28,8/ 4,0	39,13/ 4,3	82,3/12,8	–	82,3	–
II (+65 – +5)	3,0/ 2,0	10,2/ 3,0	13,6/ 4,0	–	–	27,1/9,0	2,4	24,7	10,29
III (+5 – – 55)	5,25 /3,5	13,6/ 4,0	–	–	–	18,85/7,5	6,0	12,85	2,14
IV (-55 – -115)	6,0/ 4,0	–	–	–	–	6,0/4,0	–	6,0	–
V (-115 – -175)	4,5/ 3,0	–	–	–	–	4,5/3,0	0,5	4,0	8,0
VI(-175 – -235)	3,0/ 2,0	–	–	–	–	3,0/2,0	3,0	–	–
VII(-235 – -295)	1,5/ 1,0	–	–	–	–	1,5/1,0	1,5	–	–
Усього	24/ 16	28,9/ 8,5	23,1/ 6,5	28,8/ 4,0	39,13/ 4,3	143,23/16	13,4	129,8	9,69

З табл. 3.3 слідує, що за період будівництва з надр буде видобуто біля 130 млн. м³ гірничої маси, з яких 13,4 млн.м³ вугілля. Різномітні породи розкриву складуються у зовнішні відвали. Для цього можливо використати прилеглі балки та їх схили (рис. 3.12).

У результаті досліджень виділені три ділянки для розміщення зовнішніх відвалів. Ділянка №1 приурочена до балки, розташованої на відстані 0,5 - 2,5 км від південно-західного борту кар'єру. Ділянка №2 приурочена до балки, розташованої на відстані 6 км на захід від кар'єру. Ділянка №3 розташовується на відстані 0,5 км від південно-східного борту кар'єру. На підставі виконаних досліджень встановлено, що гранична висота відвальних ярусів суглинків становить 15 м, супісєй – 15 м, глини піщаної – 20 м, глини монтморилонітової – 20 м, пісків – 12 м, глини вуглистої – 40 м, глини опоковидної – 23 м, діатомітів – 35 м. Роздільне розміщення вказаних порід може бути у майбутньому використано для повторної розробки з використанням за призначенням.

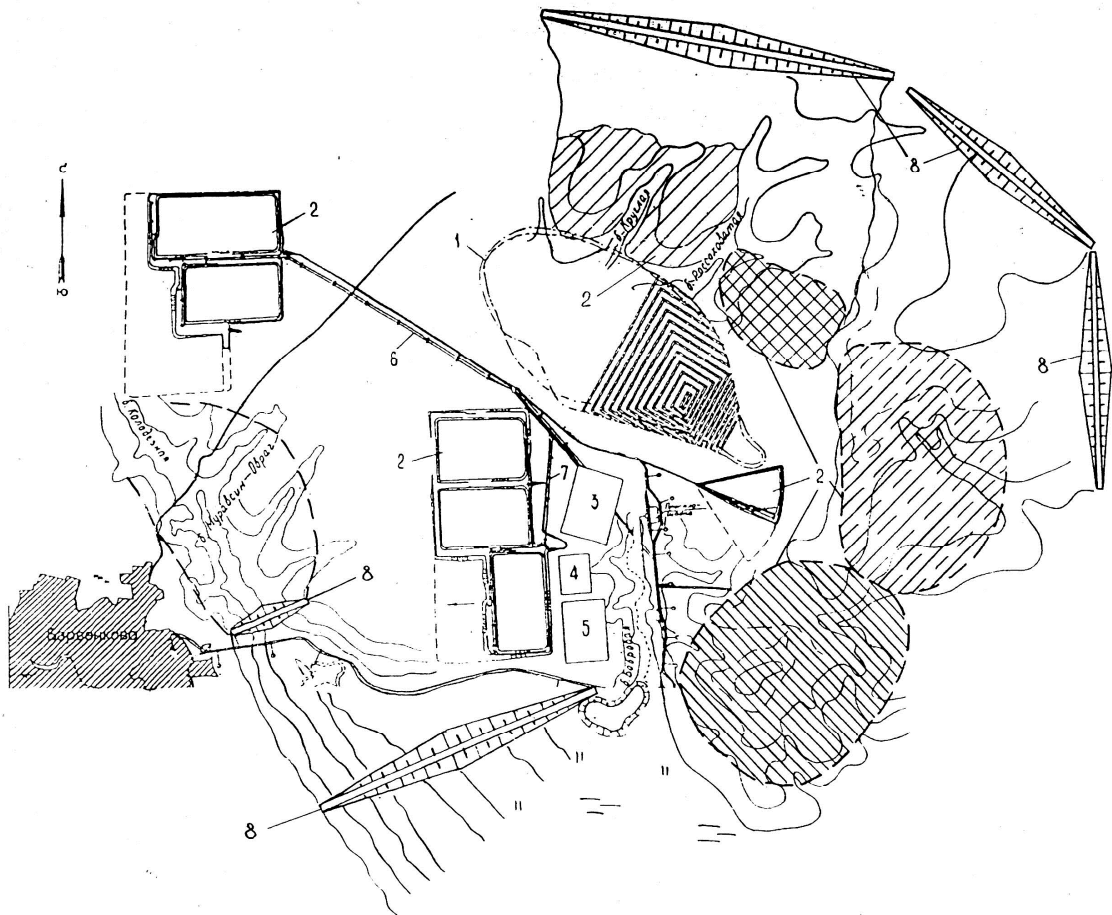


Рисунок 3.12 – Схема розміщення гірничо-енергетичного комплексу: 1 – границя кар’єру по поверхні; 2 – відвали різнотипових порід розкриву; 3 – ТЕС; 4 – завод гірського воску; 5 – брикетна фабрика; 6 – магістральні конвеєри; 7 – відвальний конвеєр; 8 – водотривкі дамби сховищ дренажуваних підземних вод

З урахуванням наведених даних оціночна собівартість видобутку 1 т вуглистої маси становить 27,4 грн або у розрахунку на 1 т вугілля – 72,76 грн. Повна утилізація вуглистих глин для виробництва електроенергії є економічно вигідною. з’являється реальна можливість екологічного захисту навколишнього середовища від складування їх у відвали, що в економічному й матеріальному відношенні досить істотно.

Родовище також може служити сировинною базою для видобутку інших коштовних корисних копалин: самородної сірки, керамічних глин, діатомітів, скляних і будівельних пісків, вапняків, а також свинцево-цинкових і ртутних руд. Їхнє селективне виймання при видобутку вугілля, роздільне складування у сховищах і наступна реалізація як основна сировина заводам будівельних

матеріалів і залізобетонних конструкцій (міста Слов'янськ, Краматорськ, Костянтинівка, Харків та ін.), підприємствам хімічної промисловості (міста Слов'янськ, Павлоград, Костянтинівка), а також іншим споживачам забезпечує істотне зменшення витрат на комплексне освоєння даного буровугільного родовища.

Якісна характеристика бурого вугілля, його речовинний і петрографічний склад, технічні властивості дозволяють рекомендувати використовувати добуте вугілля у якості енергетичного і побутового палива, а також для одержання гірського воску. При цьому брикетування вугільного дріб'язку для одержання брикетів побутового палива може здійснюватися без введення спеціальних сполучних добавок.

Основним робочим гірничотранспортним обладнанням на термін будівництва кар'єру є драглайни ЕШ-20/90 – 11 од.; роторні екскаватори СРС-2400 – 3 од.; довжина стрічкових конвеєрів з шириною стрічки 2000 мм – 28 км; відвалоутворювачі АРС-5000/60-30 – 3 од.; земснаряд 180-160 ГРУТ 2000/63 – 1 од.; бульдозери Д-355А – 10 од.; вибійний та магістральний трубопровід довжиною 5 км.

Попередні розрахунки показують, що техніко-економічні показники по кар'єру можуть бути:

капітальні вкладення, млн грн	1053,71
чисельність трудящих, чол.	879
зарплата з розрахунку на чисельність трудящих, млн грн.	8,4
нарахування на зарплату (37%), млн грн.	3,1
електроенергія з розрахунку 0,2 грн/квт, млн грн	21,1
амортизація (10% від капвкладень) млн грн,	227,27
матеріали (57,75% від амортизації) млн грн,	301,7
невиробничі витрати (11% від амортизації) млн грн,	25
інші витрати (30% від амортизації) млн грн,	68,18
Усього річні витрати по кар'єру, млн. грн	654,8

За оціночними даними на сировинній базі Ново-Дмитрівського родовища можливе будівництво ТЕС із потужністю 1800-2400 МВт. Для її роботи на протязі 6500 тис.г / рік буде потрібно до 19,5 млн т вуглистої маси. Витрати на спорудження теплостанції, виходячи з вартості 1300 дол. США за 1 кВт потужності, складуть 2,34 – 3,12 млрд. дол. США або 12,47 – 16,63 млрд грн. Кошторисна вартість на будівництво заводу з виробництва воску 169,4 млн грн. Завод зможе виробляти товарний віск в обсязі 15 тис.т/рік. Капітальні вкладення на будівництво брикетної фабрики очікуються на рівні 130,4 млн грн, при річному виробництві брикету 2 млн т/рік.

Виходячи з питомої ваги 65% палива у витратах ТЕС, експлуатаційні витрати на виробництво 1 квт·г електроенергії складуть 5,27 коп. Строк будівництва I-ї черги – 4 роки. Собівартість 1 кг воску за даними гірничого центру АГН України, дорівнює 2,92 грн. Строк будівництва заводу – 3,5 роки. Собівартість 1 т брикету за даними ВАТ "Дніпрогіпрошахт" 94,66 грн. Строк будівництва фабрики 3 роки.

На основі відходів виробництва ТЕС можливе будівництво заводу залізобетонних виробів з виробничою потужністю не менш одного млн. м² щорічно. Капітальні вкладення у будівництво заводу оцінюються в 96,3 млн грн. Собівартість 1 м² виробу 43,65 грн. Строк будівництва заводу 2 роки. Прискорене освоєння проектної потужності Ново-Дмитрівського кар'єру можливо шляхом уведення в експлуатацію розташованих поблизу 2 – 3 дрібних родовищ (Бантишівське, Степківське й ін.) із простими гірничо-геологічними умовами залягання. Це істотно компенсує витрати на підготовку й будівництво основного гірничого підприємства.

4 РОЗРАХУНОК ЯКОСТІ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ПОРІД РОЗКРИВУ ДЛЯ РЕАЛІЗАЦІЇ ПЛАНУ ВІДРОБКИ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ

Оскільки на сьогодні не існує світового досвіду розробки таких родовищ як Ново-Дмитрівське, та враховуючи надвеликі об'єми порід розкриву, проблема оцінки якості останніх з метою їх подальшого використання є надто важливою і актуальною. У процесі промислової розробки родовища планується використання принципово-нових технологій і обладнання для роздільної розробки пластів вугілля і попутних корисних копалин, їх транспортування і тимчасового складування у вигляді тимчасових техногенних родовищ. Передбачається, що їх повторна розробка і своєчасне постачання споживачам дозволить на довгий час забезпечити промисловість району (будівництво, хімічну, сільське господарство) цінною мінеральною сировиною. Її видобуток з техногенних родовищ буде виконуватися із застосуванням того ж обладнання, що і на основних процесах розробки буровугільних покладів. В екологічному відношенні територія району для будівництва кар'єру, ТЗЦ, транспортних та енергетичних мереж, не розвинена і промислово не освоєна.

Гірничо-геологічні умови розробки Ново-Дмитрівського родовища складні. Вони обумовлені значною (до 350 м) глибиною залягання вугільних пластів, значним кутом падіння порід на бортах мульди (до 15 – 25°), зменшенням потужності вугільних покладів з 60 – 74 м в центральній частині до 2 – 6 м на її периферії. Середній промисловості коефіцієнт розкриву за попередніми розрахунками складає 4 м³/т, але на перших етапах розробки поточний коефіцієнт розкриву може досягати 10 м³/т [13]. В той же час до 70 – 80% об'єму розкриву складені супутніми корисними копалинами, попутне використання яких значно покращить економічні показники при видобутку бурого вугілля. До них відносяться свинцево-цинкові та ртутні руди, вуглисті (агро- та енергосировина) і керамічні глини, самородна сірка, діатоміти, скляні та будівельні піски, тощо.

4.1 Металічні корисні копалини

Пошуковими і розвідувальними роботами на бурі вугілля і пошуково-ревізійними роботами на ртуть [14] у прибортовій частині Ново-Дмитрівського родовища виявлені рудопроявлення свинцю, цинку, ртуті (корінні породи борту) та титанових руд мінералів – ільменіту, рутилу, лейкоксену (прибортова частина мульди). З урахуванням того, що будівництво кар'єру неминуче порушить корінні борти Ново-Дмитрівської мульди, прояви свинцево-цинкових і ртутних руд, що розташовані у верхньопалеозойських утвореннях, потрапляють до складу розкритих порід.

Для оцінки рудопоявлень, які зафіксовані у периферійній частині мульди 36 свердловинами, використанні результати 4600 спектральних, 236 хімічних і 119 мінералогічних аналізів. Оскільки цільові пошуково-розвідувальні роботи на рудні корисні копалини проводились в незначному обсязі, дати остаточні висновки відносно їх промислового значення на цей час неможливо.

4.1.1 Свинцево-цинкове зруднення

Локалізоване двома складними крутопадаючими зонами: північно-східною та південно-західною (рис. 4.1). Діючі кондиції [15], за вмістом в руді основних компонентів, підрозділяються на:

- багаті руди з кількістю свинцю понад 4%, або з сумарним вмістом свинцю і цинку понад 7%;
- рядові руди свинцю 2 – 4%, сумарно свинцю і цинку 4 – 7%;
- бідні руди свинцю 1,2 – 2 %, свинцю і цинку від 2 – 4%.

Виходячи з цих кондицій, матеріали геологічної розвідки дозволяють зробити такі висновки щодо якості рудопоявів у корінних бортах Ново-Дмитрівської мульди:

1 – мінералізація галеніту і сфалеріту зафіксована свердловинами № 671, 1422, 692, 687, 659, 837, 602, 609, 721, 681 713 і 810 в північно-східній частині

Корульського куполу та свердловинами № 729, 614, 742, 731, 749, 747, 630, 732, 741, 834, 740 і 1257 в його південно-західній зоні.

2 – в першому випадку поліметалічне зруднення простежено на протязі 5 км, в другому на 7 км;

3 – рудна мінералізація пов'язана глибинним розломом, що простягнувся з південного сходу на північний захід від Дружковсько-Костянтинівської антикліналі через Бантишевський, Ново-Дмитрівський, Берекський сольові діапіри аж до Барвенківської структури більше ніж на 100 км (рис. 4.2.)

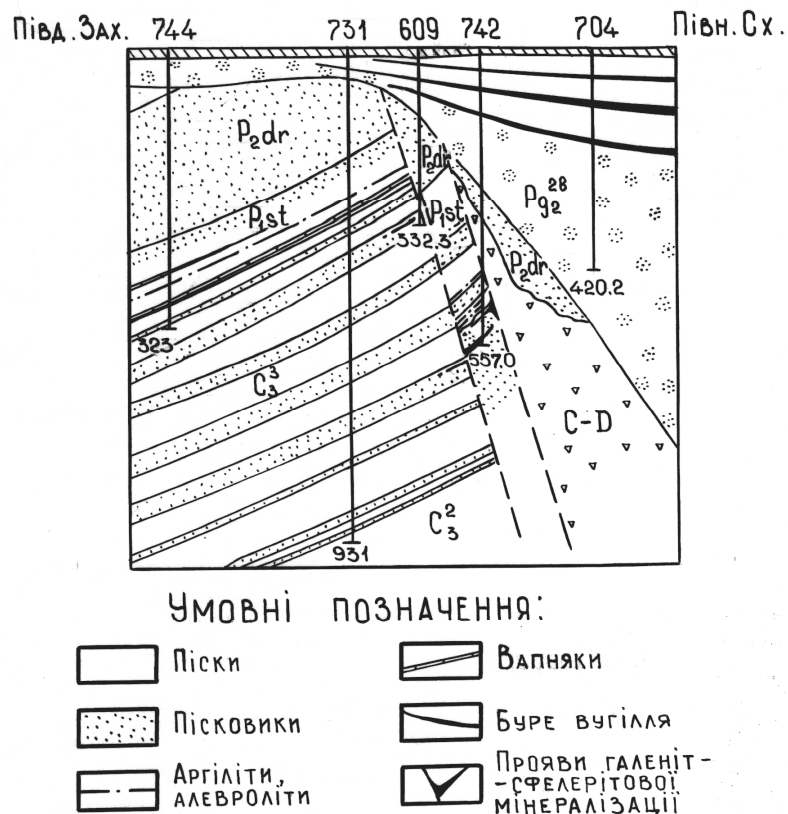
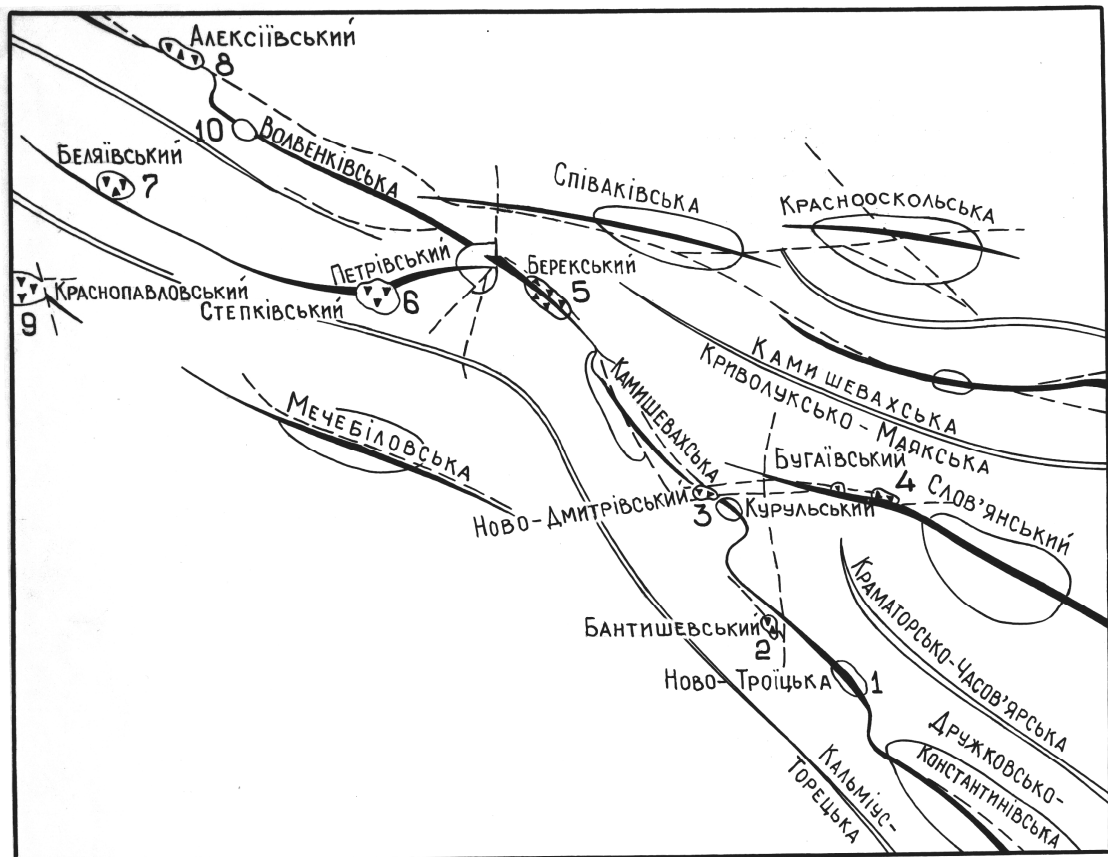


Рисунок 4.1 – Геолого-структурна схема свинцево-цинкового зруднення в південно-західній частині Корульського куполу

Північно-східна зона. Зруднення зафіксовано 12 свердловинами на протязі 5 км і локалізовано у крупнозернистих пісковиках, брекчированих алевролітах і вапняках верхнього карбону. Осадова товща корінних порід у бортах падає в сторону від Ново-Дмитрівської мульди під кутом 30-50° і ускладнена крутопадаючими скидами, нахиленими в сторону сольового діапідіду.

Концентрація галеніту і сфалериту тут утворює мілкі лінзи, прожилки і вкраплення по сікучим і міжшаровим тріщинам. Рідко зустрічаються тонкі (до 3-5 см) прошарки пісковиків насичених рудними мінералами.



УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ:

	Осі антикліналей		Тектонічні порушення
	Осі синкліналей		Надсольова брекчія

Рисунок 4.2 – Тектонічна схема північно-західних окраїн Донбасу

Рідка сітка свердловин не дозволяє провести достовірну геометризацию рудних тіл та встановити їх морфологію. Найбільш імовірно, що вони утворюють мілкі гнізда, лінзи та інші вкрай мінливі форми. Результати хімічних аналізів бороздових проб (1 – 1,2 м) наведені в табл. 4.1.

З табл. 4.1 витікає що бідні, але промислові руди виявлені в свердловинах № 602 (4,1м), 687 (1,0м), 837 (2,1м).

Таблиця 4.1 – Результати хімічних аналізів бороздових проб

№ свердловини	Інтервал з встановленою галеніт-сфалеритовою мінералізацією	Інтервал з відносно високим вмістом металів	Середньозважений вміст, %	
			Pb	Zn
602	180.4-184.9	180.4-184.5	0.22	<u>2.5</u>
687	102.0-128.6	107.5-108.5	<u>3.18</u>	0.43
837	157.9-264.7	157.9-160.0	<u>1.80</u>	2.14
609	290.8-331.8	305.8-308.8	0.03	1.20
		314.8-317.8	0.01	1.15

Південно-західна зона. Поліметалічні руди простежені 12 свердловинами на протязі 7 км. Аналіз структурної локалізації зруднення дозволяє зробити такі висновки. Найбільші концентрації свинцю і цинку пов'язані з вузлами перетину придіапірових скидів і глибиною основного розлому. По мірі віддалення від борту мульди рудна мінералізація поступово слабне і розсіюється. За морфологією зруднення вона відноситься до профілково-вкрапленого та гніздового типів. Результати хімічних аналізів та інтервали зруднення наведені в табл. 4.2.

За рівнем мінливості розподілу яр талів, зруднення можливо характеризувати як вельми нерівномірне. В таблиці 4.2. наведено розрахунок коефіцієнту варіації вмісту ($V = 41,9\% - 163,4\%$). Груповий коефіцієнт (V_{gp}), розрахований на основі правила складання варіацій, дорівнює 196%.

На підставі вказаного можливо зробити висновки, що рудопрояви свинцю і цинку в північно-східній па північно-західній зонах Корульського куполу на стадії початкових пошуків повинні розглядатися як родовище бідних поліметалічних руд. Але враховуючи, що воно розташовано у породах розкрити Ново-Дмитрівського буровугільного родовища, доцільність його промислового освоєння не викликає сумніву.

Таблиця 4.2 – Результати хімічних аналізів та інтервали знеруднення

№ свердловини	Інтервал з встановленою галеніт-сфалеритовою мінералізацією, м	Інтервал з відносно високим вмістом металів, м	Середньозважений вміст мінералів, %	
			Pb	Pb
742	412,0 – 557,6	426,6 – 429,6	0,557	1,33
		460,4 – 463,4	0,006	1,49
		490,1 – 491,4	<u>0,830</u>	<u>1,48</u>
		496,5 – 504,5	<u>1,26</u>	<u>2,41</u>
		511,5 – 526,5	<u>0,026</u>	<u>2,15</u>
		529,5 – 556,6	0,293	1,95
747	811,8 – 821,0	818,0 – 819,0	0,33	1,05
630	334,0 – 360,0	335,5 – 336,6	<u>0,76</u>	<u>1,51</u>
		341,0 – 342,2	<u>0,85</u>	<u>1,22</u>
		351,0 – 357,7	<u>3,33</u>	<u>5,62</u>
1257	347,7 – 401,5	366,9 – 368,0	<u>2,50</u>	<u>17,3</u>
741	279,0 – 314,0	290,0 – 291,0	0,07	1,17
		295,0-296,0	0,01	1,47
		306,0 – 309,0	<u>1,65</u>	<u>1,64</u>
		311,5 – 312,5	0,42	1,86

4.1.2 Прояви ртуті виявлені спектральними аналізами у свердловинах № 705 (77,7 – 126,2 м) і № 801 (154,0 – 193,0 м) у кількості від 0,003% до 0,02%, а також в окремих свердловинах північно-східної частини Корульського куполу, мінералізація яких належить до пісковиків пермі, карбону і просторово прагне до тих же розділів, що і свинцево-цинкове оруднення.

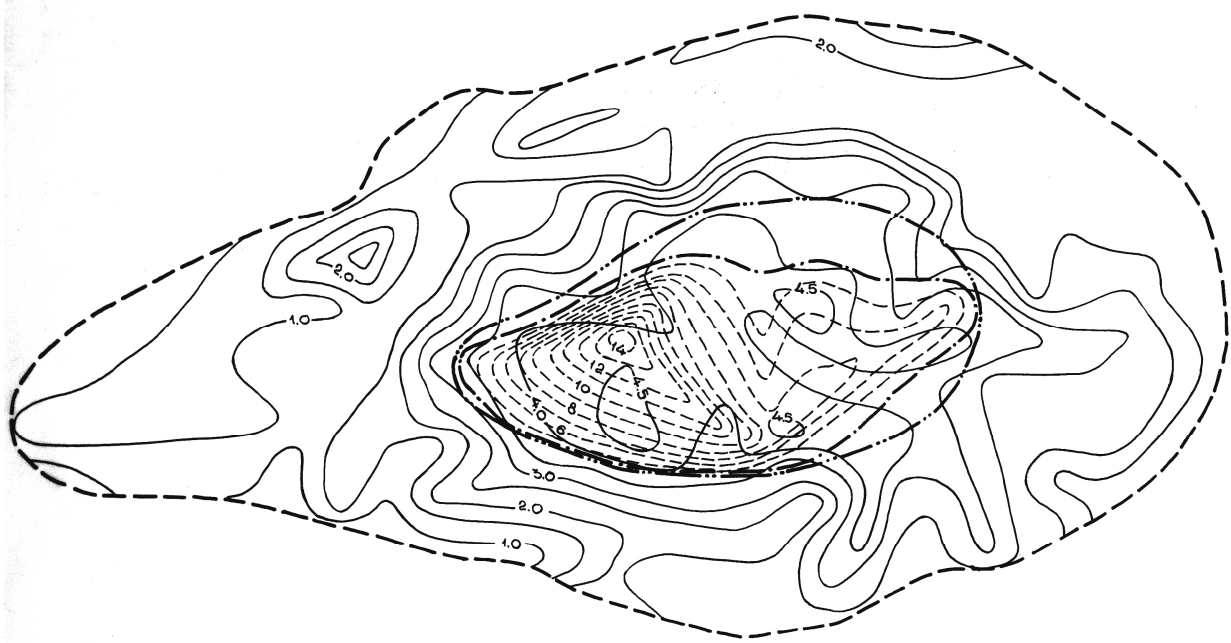
Відповідно до діючої Інструкції ДКЗ [15], по вмісту ртуті виділяють три промислових сорти руди: штуфні – понад 1%, багаті – від 0,3 до 1% і рядові – від 0,04 до 0,3%. Свердловиною №1422 у північно-західній частині грабену кіновар виявлена у пробах палеогену у кількості 33 зерна на шліх. Спектральний аналіз проб над мінералізованим залишком виявив вміст ртуті до 0,001%. Загальний висновок: на цей час ртутне забруднення вивчено недостатньо і викликає пошуковий інтерес.

4.1.3 Прояви титанових мінералів рутил, ільменіт і лейкоксен в окремих випадках складають до 34% важкої фракції, що при перерахунку на об'єм складе 3 – 6 кг на 1 м³ піску. Збагачені мінералами інтервали не складають окремих шарів та горизонтів, а мають форму ізольованих між собою лінз і прошарків.

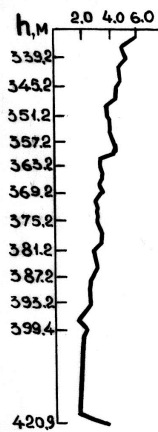
Геологічна оцінка промислового значення титанових мінералів потребує цільових досліджень. Найбільш ефективне їх проведення слід одночасно виконувати з розкривними роботами у кар'єрі.

4.2 Самородна сірка пов'язана з покладами берекської свити – із хемогенним комплексом сульфатно – карбонатних порід, розташованих на 2 – 3 м над основною буровугільною лінзою. Породи розповсюджені у центральній частині мульди на площі біля 2 км² і в плані повторюють форму вугільного покладу (рис. 4.3). Зверху вони перекриті діатомітами, знизу підстилаються темно-сірими пірітізованими гідросмодістими глинами, що залягають безпосередньо у кривлі основного вугільного покладу.

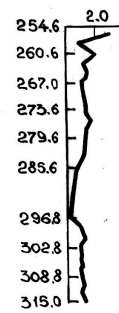
Найбільша потужність хемогенних порід складає 41 м і зафіксована у центрі родовища свердловинами №611, 649, 719, 727 та 1244. У бік бортів кар'єрного поля вона генетично виклинюється і поступово перетворюється у горизонт вапняку. Хемогенна товща складена перешаруванням гіпсів, гіпсово-карбонатних та карбонатно-гіпсових порід, доломітів і вапняків. Гіпси сірувато-білі до чорних, мілко кристалічні, тонкошаруваті за рахунок розподілу глинистого матеріалу. Текстура гіпсів масивна, структура ідіоморфна і гранобластова. Уверх за розрізом через гіпсово-карбонатні та карбонатно-гіпсові породи розміщуються у доміти, які виділяються світло-сірі і сірі, пелітоморфні, тонкопористі, дуже легкі та крихкі. Вапняки світло-сірі, пелітоморфні, тонкошаруваті за рахунок збагачення сапропелевим матеріалом (до 30%), мінералогічно складені арагонітом з домішками кальциту і доломіту. Всі охарактеризовані породи пірітізовані і дають різний запах сірководню та бітумів.



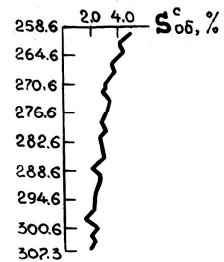
с в. №1072



с в. №1026



с в. №1109



УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ:

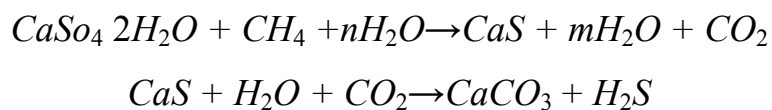
- Контур розповсюдження вугільного покладау
- · - · - Контур сірчаного горизонту
- · - - Контур промислового вмісту сірки
- 3.0 - Ізолінії вмісту сірки у вугіллі
- - 10 - - Ізолінії вмісту сірки в сірчаному горизонті

Рисунок 4.3 – Ізолінії вмісту сірки в Основному вугільному покладі і сірчаному горизонті

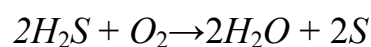
Самородна сірка локалізована, головним чином, у верхній частині хомогенної товщі – доломітах та карбонатно-гіпсових породах. Форма

виділення сірки – гніздово-вкраплена розміром до 5 – 7 км, розподілення в породі більш-менш рівномірно, контури розпливчасті. Гнізда сірки розміром 5 – 10 см зустрічається одночасно або групами, форма ізометрична, контакти з породами чіткі. Детальні дослідження дозволяють виділити два різновиди самородної сірки. Перший – сірка світло-жовта, лимонна, мікрозерниста, пелітоморфна, непрозора під мікроскопом, матова, твердість низька. Вона складає гнізда і жолваки ізометричної форми, які інколи складають ланцюжки. Рідко така сірка заповнює тонкі тріщини і утворює прожилки. Сірка другого виду – медово-жовта з помаранчевим відтінком, крупнокристалічна, прозора, дуже крихка, має жирний блиск. Іноді заповнює каверни від вимитих кристалів гіпсу, що дозволяє відносити її за генезисом до постседіментацийних утворень. Сірка обох видів добре займається від сірника і горить блакитним полум'ям.

За утворенням самородна сірка має епігенетичне походження, що обумовлено впливом вуглеводів нафтового ряду на сульфатні породи. Відбувається відновлення сульфатів з виділенням сірководню:



Підземні води з високим вмістом CO_2 і H_2S дуже агресивні до карбонатних порід і легко їх вилучають. Під впливом кисню, що проникає у сульфатний комплекс разом з підземним водотоками, сірководень окислюється до сірки:



Після цього сірка заповнює пори і порожнини карбонатних порід. Кальцій, який утворюється одночасно з утворенням сірководню, заповнює порожнини від вилугуваних кристалів гіпсу або частково замішує гіпсові породи.

Для розрахунку вмісту елементної (органічної) сірки, у 42 свердловинах з 55, що перетнули сірчаний горизонт, проведений відбір проб і зроблено

хімічний аналіз. Інтервал випробування складав від 0,2 до 2,5 м у залежності від наявності видимої сірки в керні.

Сірчані руди залягають у верхній частині хомогенної товщі серед гіпсово-карбонатних порід і перекриваються малопотужним вапняком. Форма покладів лінзовидна, розмір – від перших метрів до перших десятків метрів, іноді до 100 – 120 м, вміст сірки досить мінливий. Серед хомогенної товщі досить чітко виділяється дві збагачені сіркою лінзи – нижня і верхня. Нижня має незначну потужність – до 2 – 3 м, обмежене розповсюдження – до 0,9 км² та інколи розщеплюється на 2 горизонти. Вміст сірки коливається від 5,03 до 20,04 %.

Верхня лінза залягає в 5 – 7 м над нижньою, має потужність від 0,4 до 5,9 м, а максимальний вміст сірки встановлено свердловинами №746 – 35,0 % середньо виважений вміст сірки у верхній лінзі при середній потужності 2,7 м складає 9,44 % (при бортовому 5 %). Якщо мінімальний вміст сірки взяти за 10 %, то верхня лінза розділяється на 4 самостійних горизонти з вмістом сірки 11,45 %, 13,08 %, 11,6 % і 10,1 %.

Відповідно до промислових кондицій сірчані руди за якістю розподіляються на такі сорти [16]:

богаті руди – вміст сірки понад 25 %;

середні руди – вміст сірки від 18 до 25 %;

рядові руди – вміст сірки від 10 до 18 %;

бідні руди – вміст сірки від 5 до 10 %.

У відповідності до вимог “Інструкції ДКЗ...”, [15], поклади самородної сірки Ново-Дмитрівського родовища за морфологічними особливостями відносяться до другої групи осадових родовищ типу II б. Для цього типу відстань між розвідувальними свердловинами повинна бути: для запасів категорії А – 25-50 м, категорії В – 50-75м і категорії С₁ – 100-200 м. виходячи з того, що на оцінювальній площі свердловини розташовані на відстані 200-270 м, запаси сірчаної руди можна рахувати тільки за категорією

C₂. Підрахунок проведено на планах ізопотужності середньоарифметичним методом в контурі вмісту сірки в руді 5% і 8%. Для бортового вміст сірки 5% виділені фігури 1 – 4, для вмісту 8% - фігури 5 – 12. Площа фігури підрахунку запасів визначалась планіметром з ціною однієї поділки 250 м². Результати підрахунку запасів сірчаної руди приведені в таблиці 4.3.

Як витікає з табл. 2.4.3., запаси самородної сірки при бортовому вмісті її в руді 5% складають 447 тис. т, а при вмісті 8% - 269 тис.т, разом – 716 тис.т.

Визначальне значення для збагачення і переробки сірчаних руд мають форма, розмір і характер розподілу включень сірки у вміщуючих породах, а також мінеральний склад останніх. Мінеральний склад досить складний: окрім самородної сірки присутні також доломіти, гіпс, кальцій, кварц, пірит, гідроксиди заліза, окис марганцю. В незначній кількості присутні галіт і фосфорит. Мінерально-літологічний склад вміщуючих порід є найважливішим показником технологічної характеристики сірчаних руд і визначає їх технологічний тип. Хімічний склад головних типів руди наведено в табл. 4.4.

За даними хімічних аналізів вміст основних компонентів сірчаних руд Ново-Дмитрівського родовища складає (%);

Таким чином, сірчані руди Ново-Дмитрівського родовища за своєю якістю однотипні з кальцитно-доломітовими рудами інших родовищ СРСР.

Для отримання елементної сірки існує декілька способів переробки сірчаних руд; геотехнологічний (метод Фрома), термічний, екстракційний, паро-водяний, комбінований та ін. Який з них найбільш ефективний – будуть вирішувати фахівці збагачувальної галузі.

Таблиця 4.3 – Підрахунок запасів самородної сірки

№ п/п	Індекс рудного тіла	№ фігур	Категорія запасів	Площа фігур (S) по планіметру	Площа фігур (S) в м ²	потужність рудного тіла	Об'єм фігури (V) м ³	Об'ємна вага, г/м ³	Запаси сірчаної руди, т	Середньозважений вміст сірки в руді, %	Запаси самородної сірки, т
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	П	Ф – 1	C ₂	1935	483750	2,82	1122300	2	2244500	10,47	235010
2	П ^B	Ф – 2х	C ₂	534	133500	1,47	196245	2	392490	10,23	40152
3	П ^H	Ф – 2хх	C ₂	473	118250	1,21	143083	2	286165	6,89	19717
4	П	Ф – 3	C ₂	1127	281750	3,51	988943	2	1977885	7,09	140232
5	П ^B	Ф – 4х	C ₂	86	21500	1,6	34400	2	68800	8,56	5889
6	П ^H	Ф – 4хх	C ₂	73	18250	1,5	27375	2	54750	11,05	6050
Разом запасів самородної сірки по категорії C ₂ при бортовому вмісті 5%: 447 т.т											
7	П	Ф – 5	C ₂	129	32250	0,89	26768	2	53535	11,45	6180
8	П	Ф – 6	C ₂	1088	272000	2,45	669120	2	1338240	13,08	175042
9	П ^B	Ф – 7	C ₂	168	42000	1,7	71400	2	142800	19,47	28189
10	П ^H	Ф – 8	C ₂	124	31000	1,2	37200	2	74400	8,96	6666
11	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
12	П ^B	Ф – 10	C ₂	82	20500	0,8	16400	2	32800	8,32	2729
13	П ^H	Ф – 10	C ₂	82	20500	1	20500	2	41000	8,69	30563
14	П	Ф – 11	C ₂	135	33750	1	33750	2	67500	11,17	7540
15	П ^B	Ф – 12	C ₂	118	29500	1,6	47200	2	94400	8,56	8081
16	П ^H	Ф – 12	C ₂	118	29500	1,5	44250	2	88500	11,05	9779
Разом запасів самородної сірки по категорії C ₂ при бортовому вмісті 8%: 269,5 т.т											
Загальний об'єм сірки – 716,5 т.т											

Таблиця 4.4 – Хімічний склад головних типів сірчаних руд

Типи руд	S	CO ₂	SO ₃	SiO ₂	CaO ₂	MgO	SiO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Бутуми	H ₂ O об'єдн.	примітки
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Вапнякова	31,7	25,9	0,8	3,4	34	сл.	нет	0,5	1,4	–	0,1	Справочник для геологов, вып. 47. Самородная сера. Гос- геолтехиздат, Москва, 1961г.
– // –	25,2	30,2	3,2	1,4	38,9	сл.	–	–	–	–	–	
Кальцито- доломітова	9,6	–	3,2	3,6	34,1	9,8	–	–	1,7	0,6	–	
– // –	12,5	26	8,8	6,8	29,9	5,4	1,5	1,1	2,2	0,3	3,4	
– // –	9,5	36,5	2,6	3,4	29,8	12,1	3,1	2	0,2	нет	0,5	
Глиниста	17,5	22,9	3	15,7	31,3	0,6	1,1	–	1	–	–	
Мергеляста	13,8	14,8	2,3	29,5	17	3,9	2,2	2,3	8,6	нет	2,9	
– // –	14,4	12,6	9,2	28,7	18,1	3,3	–	–	3	–	2,7	
Пісчаниста	40,8	–	0,8	55,3	–	–	–	–	0,2	–	–	

4.3 Діатоміти

Горизонт діатомітів, розташований у верхній частині берекської свити верхнього палеогену, залягає в 10 – 40 м вище основного вугільного покладу безпосереднього у покрівлі горизонту сірчаних руд. Займає площу більше 10 км², глибина залягання – від 45 – 50 м на периферії депресії, до 290 м у центральній частині родовища. Максимальна потужність горизонту складає 54 м, звичайна 40 – 45 м. Попередньо розрахований обсяг діатомітів перевищує 400 млн. м³.

За речовим складом це глинисто-кремниста товща складена перешаруванням чистих діатомітів – світло-сірих і білих з зеленувато-сірим і світло-коричневим різновидами. Верхня частина горизонту (5 – 10 м) більш глиниста, нижня – кремниста з прошарками сапропеліту.

При петрографічному дослідженні були виділені умовно чисті діатоміти (глинистих домішок менше 50%), глинисті дідом іти (50 – 70%) та глини діатомітові (опоко видні), що містять дол. 30% створом діатомей.

Для визначення промислової цінності діатомітів із 23 свердловин, розповсюджені рівномірно по площі родовища, були відібрані і досліджені 413 проб порід діатомітового горизонту. Випробування проводилось на повну потужність горизонту з кожного літологічного різновиду довжиною не більше 1,7 м. У 312 пробах досліджені сорбційні можливості діатоміту, в 126 пробах визначені питома і об'ємна вага та пористість.

Результати хімічного аналізу показують, що чисті різновиди діатоміту містять: хімічний склад в перерахунку на суху речовину,%, вологу гігроскопічну, середньозважений вміст

За хімічним складом діатоміти Ново-Дмитрівського родовища співпадають з діатомітами широко відомого Піонерського родовища РФ.

Питома вага діатомітів коливається від 1,61 до 2,3 т/м³, вага – від 0,38 до 1,67 т/м³ і залежить від кількості глинистих домішок. Існує методика

розрахунку залежності між об'ємною вагою та кількістю цілих панцерів діатомей в одиниці об'єму [17].

Таблиця 4.5 – Кількість цілих панцерів в 1 см³ діатоміту

Кількість цілих панцерів в 1 см ³ діатоміту, млн. шт.	Об'ємна вага, т/м ³ .
30	0,446
17	0,562
5,5	0,572
3	0,829
1,7	0,960

З табл. 4.5 випливає, що кількість цілих панцерів діатомей у діатомітових породах Ново-Дмитрівського родовища коливається від 3 до 30 млн. од. і у 1 см³. Панцирі являють собою мікроскопічні опалові тільця (0,03 – 0,15 мм), які надають породі легкість і пористість. Пористість діатомітів у кращих сортах світових родовищ досягає 70 – 75%. Пористість досліджених діатомітів досягає в окремих пробах 80 – 81%, в основному 43,6 – 79,2%, у середньому – 60%. Таким чином, за цим показником діатоміти Ново-Дмитрівського родовища слід віднести до високосортної сировини.

Цінною фізичною властивістю діатомітів є їх здатність вбирати вапно. Це має вирішальне значення при використанні їх у якості гідравлічної домішки до цементного клінкеру. Активність досліджених діатомітів коливається від 18,9 до 313,1 мг СаО на 1 г домішок. У відповідності до ДОСТ 6269-68, діатоміти доцільно використовувати у цементній та будівельній галузях, якщо вбираюча спроможність їх складає не менше 150 мг СаО на 1 г домішок.

Окрім того, діатоміти Ново-Дмитрівського родовища можуть використовуватися в якості тонких природних фільтрів (наприклад харчовій і нафтопереробній промисловості), як теплоізоляційний матеріал, а також у цементній та будівельній промисловості. Паперова промисловість використовує діатоміт для виробництва бюварного та салфетного папіру. Основні вимоги при цьому білий колір та тонкий помол. Не виключається, що в окремих випадках, буде потрібний їх селективний видобуток.

4.4 Вуглисті глини, будівельна, вогнетривка та інша сировина

Фактичний матеріал, на основі якого характеризується ця група корисних копалин, отриманий при пошуково-розвідувальних роботах на бурі вугілля [17], і, у меншій мірі, у ході геологорозвідувальних робіт на будівельні матеріали Харківської ГРЕ тресту Дніпрогеологія у 1960 – 64 рр. [18].

4.4.1 Вуглисті глини

До них віднесені глинисті породи на 35 – 45% насичені сапропелевими і гумусовим матеріалом. Детальний аналіз складу і властивостей вуглистих глин дозволяє обґрунтувати три напрямки їх використання:

- високосортне добриво для сільського господарства;
- низькосортне паливо разом з бурим вугіллям;
- виробництво бурових розчинів.

Глини, як добриво для сільськогосподарських культур. На усіх етапах геологорозвідувальних робіт вуглисті глини виділялись в окремі літостратиграфічні утворення і досліджувались в якості природного добрива для сільського господарства. Для цього були відібрані 26 проб з 10 свердловин № 685, 746, 802, 812, 814, 816, 821, 832, 840, 154. Дослідження проводились у Донецькій досвідній станції садівництва (м. Артемівськ).

Проби відбирались на всю потужність глинистого шару шляхом розподілу керну на дві рівні половини. Потужність випробуємого шару складала від 7,8 до 52,3 м, а вага кожної проби перевищувала 20 м. Окрім вуглистих глин в проби включали прошарки високозольного вугілля та збагачених органічною речовиною діатомітів. Проби відбирались у розкривній частині родовища з відкладів олігоцену (берекська свита), міоцену (полтавська свита) та пліоцену. У Донецькій досвідній станції садівництва по відібраним пробам проводились мікровегетаційні і вегетаційні дослідження. Встановлено, що усі досліджені проби містять значну кількість хімічних компонентів, які стимулюють розвиток рослин [19]. Хімічний склад вуглистих глин характеризується такими даними.

Таблиця 4.6 – Хімічний склад вуглистих глин

Горизонт глин	Вміст				
	Ca, %	Mg, %	P ₂ O ₅ , мг/мг	K ₂ O, мг/100	pH
1	2	3	4	5	6
N _{1pt}	від 0,38	0,04	3,9	6,0	1,94
	до 2,25	0,58	124,5	99,6	7,71
Pg $\frac{2}{3}$ br	від 0,48	0,03	8,8	8,88	2,32
	до 1,69	1,24	143,9	82,08	7,54
Pg $\frac{1}{3}$ hr	від 1,69	0,10	43,0	3,6	3,1
	до 2,18	1,75	54,1	20,16	6,12
Почва із сосуду (контроль)	0,57	0,11	24,35	9,66	7,51

Як показали дослідження, глини різних горизонтів відрізняються між собою як за вмістом елементів живлення, так і за реакцією водяного витягу. Всі проведені експерименти показують: інтенсивність зростання рослин визначається концентрацією поживних речовин. Більш активне зростання мали рослини, що розташовані на більш концентрованих розчинах. При цьому відмічались як зростання сирі ваги рослин, так і зростання довжини корінців. При доданні до розчину водяного витягу з цих глин у співвідношенні 1:1, сира вага рослин зростала на 20,8% порівняно з контрольною.

Експерименти проведені з ґрунтовними культурами (овес) свідчать про те, що глини, внесені у вигляді гранул у дозах 25, 50, 100, 150 і 200 г на сосуд, впливають позитивно як на зріст наземної маси, так і на зріст та вражай вівса, що наведено у табл. 4.7.

Таблиця 4.7

Контрольна проба	Наземна частина		зерно	
	г., від – до	%, від – до	г., від – до	%, від – до
	16,1	100	5,0	100
25	16,6 – 25,1	103,1 – 155,9	5,1 – 8,4	102,0 – 168,0
50	17,5 – 29,6	108,7 – 188,9	5,3 – 10,8	103,0 – 216,0
100	219 – 35,8	136,0 – 219,3	7,4 – 11,5	148,0 – 230,0
150	26,0 – 161,5	40,2 – 249,7	8,2 – 13,9	164,0 – 278,0
200	26,5 – 164,6	45,8 – 284,5	8,4 – 13,3	168,0 – 266,0

Наведені дані вказують на те, що внесення глин у вигляді гранул в дозах 25, 50, 100, 150 та 200 г на посуд значно прискорило зріст рослин по відношенню до контрольного зразка. Під впливом вуглистих глин змінюються біохімічні властивості рослин, а в листі вівса збільшується вміст хлорофілу.

4.4.2 Вуглисті глини як низькосортне паливо разом з бурим вугіллям

Темно-сірі та чорні різновиди глин на 35 – 45% збагачені гумусовою та сапропелевою органічною речовиною розташовані у верхній частині вугленосної товщі і стратегіфічно пов'язані з покладами берекської і полтавської свит. Їх загальна потужність від 75 до 100м розподілена таким чином: 20 – 25м у ґрунті IV вугільного горизонту, решта – в його покрівлі. При спільному видобутку з вуглистими прошарками та вугіллям V горизонту їх мінеральна частина, за нашими розрахунками, не перевищує 55 – 65%. За досвідом західних, перш за все германських технологій, таке паливо можна використовувати на теплових електростанціях та центральних.

Глини Ново-Дмитрівського родовища, віднесені до нижнього пліоцену (над V вугільним покладом) і до полтавської свити міоцену (між IV та V вугільними покладами), розповсюджені на площі більше 6 км². При середній загальній потужності глин, що складає 75 м, попередні запаси їх перевищують 450 млн м³, що при питомій вазі 1,35 т/м³ перевищує 600 млн т.

4.4.3 Глини для глинистих (бурових) розчинів

В процесі пошуково-розвідувальних робіт на буре вугілля виявлені і попередньо досліджені глинисті утворення за якістю придатні для виготовлення глинистих бурових розчинів. За віком вони віднесені до полтавської свити пліоцену, де складають товщу потужністю 31.3 м перекриті 29 метрами розкритих порід.

Досліджено 28 проб із свердловин № 1418 та 1419 в Лабораторії промислових розчинів Артемівської КГРЕ. У цілому, глини для виготовлення бурових розчинів, повинні відповідати таким основним вимогам:

- кількість піску (відстій 3 хвилини) не більше 4%;
- швидко розпускатися у воді;
- складати з водою в'язкі та стійкі суспензії;
- розчин повинний бути тонкодисперсним з мінеральною домішкою піску.

Речовиною, що погіршують якість глинистих розчинів, являються гіпс, вапняк і особливо кам'яна сіль. Кварцевий пісок збільшує захламованість розчину та у наслідок абразивних властивостей прискорює зношення насосів і бурового інструменту. Бурові розчини задовільної якості, згідно з інструкцією [20] повинні мати такі основні показники:

- кількість піску (відстій 3 хвилини) не більше 4%;
- добовий відстій (коллоїдальність) не більше 1%;
- в'язкість на стандартному приладі СПВ-5 20-26 с;
- питома вага 1,16 – 1,20;
- водовіддача не більше 30 см³.

У процесі дослідження з кожної з відібраних проб виготовляється глинистий розчин з в'язкістю 25 с і визначаються його основні параметри.

Фізико-механічні властивості 15 глинистих розчинів відображені в табл. 4.8 в порівнянні з глинистим розчином з часов'ярської глини – основною сировиною для проходки свердловин.

Таблиця 4.8 – Фізико-механічні властивості глинистих розчинів

	Фізико-механічні властивості глинистого розчину.				
	Питома вага, г/см ³	В'язкість, с	Вміст піску, %	Водовіддача, см ³	Товщина кірки, мм
Вихідний глинистий розчин з глин Ново-Дмитрівського родовища	от 1,23 до 2,33	25	от 1 до 8	от 5 до 13	от 1,5 до 4
Вихідний глинистий розчин з Часов'ярського родовища.	1,18	25	1	37,5	7,5

З табл. 4.8 видно, що глинистий розчин з глини Ново-Дмитрівського родовища у цілому задовільний. Для покращення окремих параметрів у розчин вводили стабілізуючі домішки, а саме – 10% вуглелужний реагент (ВЛР) та 2% кальцинірована сода (Na_2CO_3).

Вихідні бурові розчини після обробки їх ВЛР і кальцинірованою содою показали цілком позитивний результат. При доведені до потрібної в'язкості 25 с:

- питома вага 1,16 – 1,20;
- вміст піску 0,5 – 3,0 %;
- водовіддача 7 – 10 cm^3 .

Лабораторія бурових розчинів Артемівської комплексної геологорозвідувальної експедиції відмічає – розхід реагентів для обробки розчинів з глини Ново-Дмитрівського родовища значно менший, чим при обробці глинистих розчинів із часов'ярської глини. Глини Ново-Дмитрівського родовища придатні також для виготовлення високо кальцієвих розчинів (ВКР), які містять 10% сульфід-спиртові барди (ССБ) і 1% хлористого кальцію [21]. Таким чином, глинисті породи, що розташовані у розкривній частині Ново-Дмитрівського родовища, можна використовувати для виготовлення бурових розчинів при умові попередньої обробки їх вуглелужним реагентом (10%) та кальцинірованою содою (2%).

ВИСНОВКИ

1. Обґрунтовані границі кар'єрного поля Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. З урахуванням куту укусу неробочих бортів, які збігаються з кутом падіння буровугільних покладів в межах $25 - 15^\circ$ 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.

2. 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 вугленосності по родовищу коливається в межах $34 \pm 4,5\%$. 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.

3. 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.

4. 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 інфільтраційного 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 мульдopodobної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладень піщаними породами.

5. Розроблена математична модель геофільтраційних процесів у кар'єрному полі. Процеси водообміну в двохшаровій товщі порід моделюються системою еліптичних диференціальних рівнянь.

Аналіз результатів геофільтраційного моделювання показав, що в умовах природного залягання основним джерелом живлення водоносних горизонтів у межах моделюємої області є інфільтрація атмосферних опадів і перетікання води через розподіляючі слабкопроникні шари й ділянки їх виклинцювання на крилах мульди, до нижньої її частини, а також за рахунок підтоку підземних вод з боку суміжних територій. Наявність високих народів у межах родовища сприяє формуванню гідравлічних депресій з високими градієнтами, що обумовлене, з одного боку, наявністю слабкопроникних розподільчих порід, з другого – значними ємнісними запасами підземних вод, приурочених до потужної товщі підвугільних пісків.

6. Теоретичними розрахунками встановлено, що ведення гірничих робіт у процесі розкриття родовища супроводжується збільшенням кар'єрних водопритоків від 2420 до 19407 м³/добу протягом перших 6 років експлуатації, що відповідає часу розкриття складного вугільного покладу. На розрахунковий період, відповідний до розкриття складного вугільного покладу (8 років з початку гірничих робіт) на позначці – 110 м величина кар'єрного водопритока досягає 52386 м³/добу і зростає при досягненні кар'єром позначки – 200 м (11-ти літній розрахунковий період) до 72534 м³/добу. Надалі, в міру посування розрізної траншеї у товщі гірських порід, кар'єрний водопріток перебуває у межах 60 – 65 тис м³/добу. До особливостей гідродинамічного режиму підземних вод в умовах ведення гірничих робіт відноситься розвиток потужних зон зневоднення вуглевмістких покладів і вугільних товщ, головним чином у

межах крил мульдоподібної структури, при перевантажній участі підвугільних пісків у формуванні кар'єрних водопритоків на протязі усього періоду освоєння родовища.

7. За результатами виконаних оцінок встановлено, що в умовах Ново-Дмитрівського кар'єра найбільш раціональним з погляду керування гідродинамічним режимом є ведення гірничих робіт з послідовним переміщенням розрізної траншеї до низу й складуванням відвальних порід у межах відпрацьованих ділянок родовища, що буде забезпечувати сталість дренажного контуру й, відповідно, зниження об'ємів кар'єрних водопритоків у міру відробки статичних запасів підземних вод. Для підвищення ефективності дренажного водозниження у наведених умовах доцільним представляється реалізація динамічного контурного дренажу, що забезпечує зниження напорів у межах ділянок, що безпосередньо прилягають до границь розрізної траншеї.

8. Рішенням завдань про напружено-деформований стан породного масиву встановлено, що стійкість вугільного цілика у підшві проектного кар'єру (при збереженні залишкових напорів у межах товщі підвугільних пісків і довжини розрізної траншеї 500 м) забезпечується за умови, коли його потужність становить не менше половини величини залишкового напору. Отримані результати підтверджують доцільність реалізації технологічної схеми, що передбачає ведення гірничих робіт з послідовним переміщенням розрізної траншеї до низу й складуванням відвальних порід у межах відпрацьованих ділянок кар'єру.

9. Встановлені основні показники кар'єру. Так, об'єм гірничої маси у межах кар'єрного поля становить близько 2 млрд м³. Кореляційним аналізом відомих показників вугільних кар'єрів встановлена річна продуктивність по гірничій масі 45,6 млн т, у т.ч. по вугіллю 9 – 10 млн т і по вуглистій масі – 23,9 млн т. Мульдоподібне залягання вугільних пластів визначили різке зниження шарового коефіцієнта розкриття від 6,73 до 1,09 м³/т при переході добувних робіт від 2 до 7 уступу відповідно. Середньорічна інтенсивність поглиблення і

посування фронту гірничих робіт встановлена на рівні 30 і 60 м. Стійка висота уступів по глинистим породам не перевищує 20-30 м, по вугіллю – 30 м. Кут укосу уступів 30°, робочого борту 20°, неробочого – 15 – 20°.

10. При підтопленій нижній площадці робочого уступу рекомендовано використовувати драглайни типу ЕШ-20/90, які працюють з нижнім черпанням при розкритті і послідуєчій розробці горизонту. Розроблена нова схема роботи драглайнами на уступі висотою 70 м з нижнім (30 м) і верхніми (2 по 15 м) підступами у комплексі з вибійними стрічковим конвеєром при ширині стрічки 2000 мм. Обґрунтована організація переміщення драглайна при відпрацюванні усіх трьох підступів з нормативною продуктивністю 3,4 млн м³/р.

11. З метою удосконалення технології розкриття порід, що обводнені і мають незначну стійкість, запропоновано нижню частину розкривної траншеї проходити земснарядом 500-60МН з видаленням породи сумісно із відкачуваною водою. Глибина копання земснаряда до 15 м. Річна продуктивність по твердому 1,2 млн м³. Верхня частина розрізної траншеї довжиною 100 м проходиться драглайном ЕШ-20/90 за один рік.

Застосування запропонованої технології дозволить відмовитись від консервації на дні кар'єра охоронного цілика з вугіллям об'ємом 90 млн м³ та зменшити витрати електроенергії на видалення дренажної води обсягом 60 МВт/р.

12. На верхніх осушених горизонтах розробку гірничої маси запропоновано вести роторними екскаваторами СРС-2400 у комплексі із стрічковими конвеєрами з шириною стрічки 2000 мм.

На підставі нормативної потужності виймального обладнання складено графік будівництва кар'єру, з якого слідує, що розкриття основного вугільного пласта і вихід на проектну потужність підприємства досягається на 13 році з початку гірничих робіт. За цей час на 1-му горизонті вводиться до експлуатації роторний екскаватор СРС-2400, а на нижчих – працюють 8 драглайнів ЕШ-20/90. За період будівництва з надр буде видобуто біля 130 млн м³ гірничої маси, з

яких 13,4 млн м³ вугілля. Різноміснi породи розкриття складаються у зовнішні відвали. Для цього можливо використати прилеглі балки та їх схили. Одночасно там же будуються і водоймища для приймання прісної та соленої води, що відкачується із кар'єру.

13. Встановлено, що основним робочим гірничо-транспортним обладнання на термін будівництва кар'єру є драглайн ЕШ-20/90 – 11 од.; роторні екскаватори СРС-2400 – 3 од.; довжина стрічкових конвеєрів з шириною стрічки 200 мм – 28 км; від валоутворювачі АРС-5000/60-30 – 3 од.; земснаряд 180-160 ГРУТ 2000/63 – довжиною 5 км.

Попередні розрахунки показують, що капітальні вкладення можуть бути на рівні 1054 млн грн.; річні експлуатаційні витрати по кар'єру – 654,8 млн грн.. прискорене освоєння проектної потужності Ново-Дмитрівського кар'єру можливо шляхом уведення в експлуатацію розташованих поблизу 2 – 3 дрібних родовищ (Бантiшiвське, Степкiвське й ін..) із простими гірничо-геологічними умовами залягання. Це істотно компенсує витрати на підготовку й будівництво основного гірничого підприємства.

14. З урахуванням складних гірничо-геологічних умов розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища, досліджені в його розкритій частині корисні копалини повинні суттєво покращити економічну ситуацію регіону. Серед корисних копалин, які планується видобувати одночасно з будівництвом кар'єру є поліметалічні руди з промисловим вмістом свинцю і цинку (до 2 – 5% і, навіть, до 17% при мінімальній концентрації у промислових рудах 2% і більше); кіновар з промисловими концентраціями ртуті; сірчана руда з вмістом сірки самородної понад 8% у кількості 716 тис т.; діатоміти – цінна високосортна речовина у якості тонких природних фільтрів для харчової та нафтопереробної промисловості, а також цінний як теплоізоляційний матеріал, наповнювач у легких сортах бетону, гідравлічні домішки до цеменого клінкеру; попередній обсяг діатомітів перевищує 400 млн м³.

Вуглисті глини після детальних цільових досліджень можна використовувати як високосортне добриво у сільському господарстві, паливо у суміші з бурим вугіллям, виробництво бурових розчинів, керамічних глин, як сировину для грубої і тонкої кераміки, та для виробництва керамзиту. Окрім згаданих вище корисних копалин, у розкривній частині родовища присутні скляні та будівельні піски, вогнетривкі глини та інші корисні утворення. Однак їх геолого-економічна оцінка потребує окремих досліджень.

15. Основні положення технологічних схем розробки обводненої гірничої маси із застосуванням крокуючих драглайнів та земснарядів захищені двома патентами на винахід. На нові розробки подано дві заявки для отримання патентів.

16. Розробка докладалася на технічній раді інституту «Південгіпроруда» і отримала позитивне рішення. Окремі розділи по роботі включені до складу проектної документації.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Фадеев А.Б. Метод кінцевих елементів у геомеханіки. – М.: Надра, 1987.
2. Ломакін Є.А., Мироненко В.А., Шестаков В.М. Чисельне моделювання фільтрації підземних вод. - М.: Надра, 1988.
3. Дриженко А.Ю., Козенко Г.В., Рикус А.О. Відкрита розробка залізних руд України: стан і шляхи удосконалення: Монографія/ за ред. А.Ю. Дриженка.– Д.: Національний гірничий університет, 2009.– 452 с.
4. Федоровский В.Г., Курилло С.В. Метод переменной степени мобилизации сопротивления грунта для расчета прочности грунтовых массивов // Основания, фундаменты и механика грунтов. – Москва, 1998. – № 4-5.– С. 18-22.
5. Пат. № 45457, Україна, МПК E21C 41/00 / Дриженко А.Ю., Симоненко В.І., Шустов О.О., Ігнатів О.О. – Спосіб відкритої розробки родовищ м'яких порід. - № U2009 05846; Заявл. 13.07.09; Опубл. 10.11.09, Бюл. №21. – 4 с.
6. Дриженко А.Ю. Кар'єрні технологічні гірничотранспортні системи: моногр./А.Ю. Дриженко. – Д.: Національний гірничий університет, 2011. – 542 с.
7. Области эффективного взаимодействия специальных и универсальных видов транспорта. Под ред. В.С. Коновалова. М., «Транспорт», 1977, 384 с.
8. Тартаковский Б.Н., Коновалов В.Н., Семенов А.П. Передвижка ленточных конвейеров на открытых горных работах за рубежом. – М.: Недра, 1966. – 102 с.
9. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А., Шустов А.А. Обоснование параметров открытой разработки Ново-Дмитровского месторождения бурых углей / Зб. наук. праць НГУ №32. – Дн-ськ, РВК НГУ. – 2009. – с. 69 – 75.
10. Леляков И.И., Повышение эффективности применения драглайнов в комплексе с транспортными средствами на открытых горных работах: Дисс. док. тех. наук. М: 1989.
11. Трубецкой К.Н., Домбровский А.Н., Сидоренко И.А. и др. Задача создания и перспективы применения кранлайнов – нового эффективного выемочно-погрузочного оборудования для открытых разработок // Горная промышленность №3, М.: 1999, с. 9 – 15.

12. Спиваковский А.О., Потапов М.Г. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. Учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1983, 383 с.

13. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А., Сафронов И.Л. Обоснование параметров уступов при открытой разработке Ново-Дмитровского бурого угольного месторождения., Мат. міжн. конф. “Форум гірників – 2009”.

14. Драновский И.М. Отчет о результатах поисково-ревизионных работ на ртуть, проведенных в 1962 – 63 г.г. в СЗ части Донбасса. ф. тр. Артемгеология.

15. Сборник руководящих материалов по геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых. ГКЗ СССР, М. 1985.

16. Отчет о детальной разведке Ново-Дмитровского месторождения бурого угля, т. II, 1972, ф. тр. Артемгеология.

17. Требования промышленности к качеству минерального сырья (диатомиты, трепел), вып. 21., М., Госгеолтехиздат, 1962.

18. Бойко И.Ф. Отчет о результатах геологоразведочных работ на гипс, известняки и песчаники в ЮВ части Харьковского района. 1962, ф. тр. Днепрогеология.

19. Галушка И.Ф., Лядицкая М.А. Изучение «битуминозных» глин как удобрение для сельскохозяйственных культур 1969, ф. тр. Артемгеология.

20. Инструктивные указания по применению глинистых растворов в разведочном бурении, ВИМС, Госгеологтехиздат, 1965.

21. Бабенко О.М. Минералогическое описание рудных минералов из скв. 1418 и 1419 (Ново-Дмитревское месторождение), 1972, ф. тр. Артемгеология.

ДОДАТОК А

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛА №12
Засідання кафедри відкритих гірничих робіт
Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет»

м. Дніпропетровськ

"14" листопада 2010р.

БУЛИ ПРИСУТНІ: зам. зав. кафедри, проф. Пчолкін Г.Д., секретар кафедри Огеєнко Н.М., д.т.н., проф. Дриженко А.Ю., д.т.н., проф. Симоненко В.І., к.т.н., проф. Корсунський Г.Я., к.т.н., проф. Панченко В.В., к.т.н., доц. Несвітайло М.В., к.т.н., доц. Маєвський А.М., к.т.н., доц. Лягутко А.С., к.т.н., доц. Панасенко А.І., ас. Стрілець О.П. та інші.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника д.т.н., проф. Дриженка А.Ю. про результати досліджень по темі ГП-432 "Розробка нових технологій комплексного промислового освоєння унікального Ново-Дмитрівського буровугільного родовища для створення потужного паливно-енергетичного комплексу"

ВИСТУПИЛИ: д.т.н., проф. Симоненко В.І., к.т.н., проф. Пчолкін Г.Д., які відзначили наукове й практичне значення НДР, її актуальність і новизну, суттєві результати, що полягають у розробці нових технологій освоєння Ново-Дмитрівського родовища.

Виступаючі запропонували звіт схвалити й рекомендувати до затвердження.
УХВАЛИЛИ:

1. Вважати, що робота виконана в повному обсязі, відповідно до ТЗ і календарного плану.

2. Основні наукові результати включають: обґрунтуванні параметри систем розкриття глибоких горизонтів кар'єру, визначені кореляційні зв'язки між основними параметрами роботи роторних екскаваторів та драглайнів при відпрацюванні м'яких порід, обґрунтовані технологічні рішення по розробці родовища й комплексному видобуванню супутніх корисних копалин.

3. Робота відповідає технічному рівню вітчизняних і закордонних розробок, виконана на високому науковому рівні, має теоретичне й практичне значення.

4. Матеріали звіту не містять відомості які можуть бути предметом винаходу й не є Державною таємницею.

5. Звіт по темі схвалити, рекомендувати до затвердження.

Заст. завідуючого кафедрою ВГР,
к.т.н., проф.

Секретар каф. ВГР



Г.Д. Пчолкін



Н.М. Огеєнко

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ №4

засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямком
"Прогресивні технології видобутку і переробки корисних копалин"
Національного гірничого університету

м. Дніпропетровськ

9 грудня 2010 р.

ПОРЯДОК ДЕННИЙ: розгляд звітів за результатами виконаних у 2010 році науково-дослідних робіт за рахунок бюджетного фінансування.

ПРИСУТНІ: голова секції перший проректор НГУ; зав. кафедри збагачення корисних копалин, д-р техн. наук, проф. Пілов П.І.; заступник голови секції зав. кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. Бондаренко В.І.; вчений секретар секції доцент каф. збагачення корисних копалин, канд. техн. наук Тюрю Ю.І.; зав. кафедри аерології та охорони праці, д-р техн. наук, проф. Голінько В.І.; проф. кафедри відкритих гірничих робіт, д-р техн. наук, проф. Симоненко В.І.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника, докт. техн. наук, проф. Дриженка А.Ю. про результати виконання роботи ГП-432 "Розробка нових технологій комплексного промислового освоєння унікального Ново-Дмитрівського буровугільного родовища для створення потужного паливно-енергетичного комплексу".

В ході обговорення звіту виконавцям теми були поставлені запитання, на які вони дали вичерпні відповіді.

УХВАЛИЛИ:

1. Робота виконана відповідно до календарного плану і технічного завдання у повному обсязі.

2. Виконана робота є прикладною.

3. Основні наукові результати:

– обґрунтовані границі кар'єрного поля Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. З урахуванням куту укусу неробочих бортів, які збігаються з кутом падіння буровугільних покладів у межах $25 - 15^\circ$ та глибиною майбутнього кар'єру 380 м довжина кар'єрного поля становить по поверхні 5250 м, ширина у центральній частині – 2700 м овальна.;

– аналіз результатів геофільтраційного моделювання показав, що ведення гірничих робіт у процесі розкриття родовища буде супроводжуватися збільшенням кар'єрних водопритоків від 2420 до 19407 м³/добу протягом перших 6 років експлуатації, що відповідає часу розкриття складного вугільного покладу.

– за результатами досліджень встановлено, що в умовах кар'єра найбільш раціональним з погляду керування гідродинамічним режимом є ведення гірничих робіт з послідовним переміщенням розрізної траншеї до низу й складуванням відвальних порід у межах відпрацьованих ділянок родовища, що буде забезпечувати сталість дренажного контуру й, відповідно, зниження об'ємів кар'єрних водопритоків у міру відробки статичних запасів підземних вод.

– обґрунтовані засоби механізації і елементів гірничотранспортної системи. Розкриття робочих горизонтів запропоновано вести підшвоуступним посуванням нижньої площадки кожної розрізної траншеї уздовж неробочого борту кар'єра за допомогою земснаряда 500-60 МН до кінцевої глибини кар'єрного поля. Переміщення розпушеної породи ведеться одночасно із відкачуваною дренажною водою на поверхню. Подальше розширення бортів траншеї виконується драглайном ЭШ-20/90 з вийманням гірничої маси нижнім та верхнім копанням трьома підступами.

– оптимізовано розташування ділянок гірничотранспортної системи кар'єру, техногенних родовищ попутних корисних копалин та відвалів порід розкриття на поверхні з одночасним їх використанням для побудови водосховищ з прісною та солоною водами. Розроблені засоби охорони навколишнього середовища при експлуатації родовища. Досліджені в його розкривній частині попутні корисні копалини.

– опубліковані 2 монографії, 1 учбовий посібник з грифом МОН України, 10 статей в т.ч. 4 в зарубіжних видавництвах, з них 3 з аспірантом Шустовим О.О., 1 із студентом, 1 із пошукувачем;

– оформлено 3 заявки на патенти з аспірантом та пошукувачем, 2 з котрих отримали позитивне рішення;

4. Результати наукових досліджень відповідають світовому рівню в напрямку розробки нових технологічних рішень по освоєнню унікального комплексного родовища та створення на його базі потужного паливно-енергетичного комплексу.

5. Матеріали звіту не містять відомостей, що складають державну таємницю.

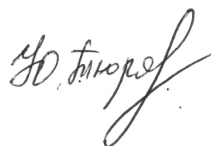
6. Затвердити заключний науковий звіт по темі ГП-432 "Розробка нових технологій комплексного промислового освоєння унікального Ново-Дмитрівського буровугільного родовища для створення потужного паливно-енергетичного комплексу".

Голова секції,
д-р техн. наук, проф.



П.І. Пілов

Вчений секретар секції,
канд. техн. наук, доц.



Ю.І. Тюра

ДОДАТОК В

ЗАТВЕРДЖУЮ

Директор
ТОВ „Южгіроруда”

В.І.Квітка

2010 р.

АКТ ВПРОВАДЖЕННЯ
результатів науково-дослідної роботи

ТОВ „Южгіроруда” підтверджує, що технічні рішення і рекомендації по закінченій науково-дослідній роботі ГП-432 „Розробка нових технологій комплексного освоєння унікального Ново-Дмитрівського буровугільного родовища для створення потужного паливно-енергетичного комплексу”, яка виконана Державним ВНЗ „Національний гірничий університет” у 2009-2010 рр. можуть бути використані при обґрунтуванні розробки і експлуатації перспективних родовищ корисних копалин, що розташовані на території Харківської області.

Математичні моделі геологічної будови родовища, умови його залягання, об'ємне розташування запасів бурого вугілля та гідродинамічного режиму підземних вод у комплексі з рекомендаціями по способу розкриття і параметрами системи розробки можуть бути застосовані інститутом у процесі розробки математичного та алгоритмічного забезпечення при проектуванні.

Від ДВНЗ „НГУ”

Керівник НДР,
д-р техн. наук, професор

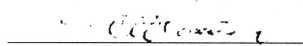
А.Ю.Дриженко

Від ТОВ „Южгіроруда”

Головний інженер


О.О.Ігнатов

Начальник техвідділу


С.І.Бальчев