

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»**

ТЕЗИ

**VIII ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ
«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



**21-22 жовтня 2021 року
м. Житомир**

ТЕЗИ

VIII ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ «ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»

Оргкомітет конференції:

Голова – О.В. Олійник, д.е.н., проф., перший проректор Державного університету «Житомирська політехніка»

Заступник голови – В.В. Котенко, к.т.н., доц., декан гірничо-екологічного факультету, Житомирська політехніка

Члени оргкомітету:

С.І. Башинський, к.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка.

В.В. Коробійчук, д.т.н., проф., професор кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка;

В.Т. Підвисоцький, д.геол.н., доц., професор кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка;

С.О. Жуков, д.т.н., проф., завідувач кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ «Криворізький національний університет»;

В.Г. Кравець, д.т.н., проф., професор кафедри геобудівництва та гірничих технологій, ІЕЕ НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського»;

О.О. Фролов, д.т.н., проф., професор кафедри геобудівництва та гірничих технологій, ІЕЕ НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського»;

С.С. Іськов, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, Житомирська політехніка;

О.В. Камських, к.т.н., доц., доцент кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка;

А.О. Криворучко, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, Житомирська політехніка;

В.О. Шлапак, к.т.н., доц., доцент кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка;

В.І. Шамрай, к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирська політехніка;

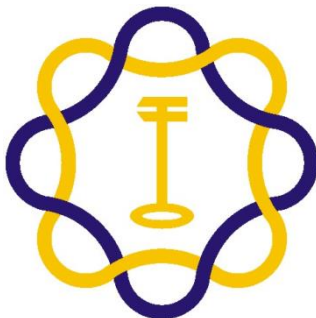
В.Г. Левицький, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, Житомирська політехніка.

**ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»
ІНСТИТУТ МОДЕРНІЗАЦІЇ ЗМІСТУ ОСВІТИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ ІМЕНІ ІГОРЯ
СІКОРСЬКОГО»
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «ДНІПРОВСЬКА
ПОЛІТЕХНІКА»
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ВОДНОГО ГОСПОДАРСТВА ТА
ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ**

ТЕЗИ

**VIII ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ**

**«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



м. Житомир, 21-22 жовтня 2021 року

ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА – 2021

УДК 504
ББК 20.1
Т11

*Друкується за рішенням Вченої ради Державного університету
«Житомирська політехніка»
(протокол № 6 від 25.10.2021 р.)*

Тези VIII Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів», 21-22 жовтня 2021 року. – Житомир : Житомирська політехніка, 2021. – 118 с.
ISBN 978-966-683-580-5

Представлено доповіді учасників VIII Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених “Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів”. Наведено аналіз та результати досліджень сучасних проблем геотехнологій, маркшейдерської справи та раціонального надкористування.

Конференція проводилася у Державному університеті «Житомирська політехніка» 21-22 жовтня 2021 року.

**УДК 504
ББК 20.1**

ISBN 978-966-683-580-5

© *Житомирська політехніка*, 2021
Наукове видання

Тези VIII Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів»

Редактор
Верстка та макетування

*С.І. Башинський
В.І. Шамрай*

Свідectво про внесення до Державного реєстру суб'єктів видавничої справи
ЖТ № 08 від 26.03.2004 р.

Формат 60x84/16. Ум. друк. арк. 7,25.

Видавець і виготівник
Державний університет «Житомирська політехніка»,
вул. Чуднівська, 103, м. Житомир, 10005

І.К. Бабічев, аспірант
О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф.,
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

ТЕХНОЛОГІЯ ФОРМУВАННЯ ПОРОЖНИН ДЛЯ РОЗМІЩЕННЯ ВІДХОДІВ ЗБАГАЧЕННЯ НА ВІДВАЛІ СКЕЛЬНИХ ПОРІД

Одним із способів вирішення проблеми складування відходів від збагачення залізної руди є їхнє сумісне розміщення з розкривними породами на відвалах. Проте при формуванні таких відвалів виникають труднощі, що пов'язані з різними умовами відсипання і зберігання розкривних порід кар'єру і відходів збагачення. Це пояснюється різними фізико-механічними властивостями гірських порід розкриття та хвостів збагачення, їх неоднорідністю та змінністю з часом. Також ускладнене точне прогнозування поведінки сумісного відвалу при його формуванні та подальшій експлуатації. У зв'язку з цим, розробка ефективних технологій і параметрів відвалоутворення при сумісному розміщенні на відвалі розкривних порід та хвостів збагачення є актуальною задачею як для науковців, так і для виробників.

Відомі наступні способи складування відходів на відвалах розкривних порід:

- почергова відсипка порід розкриття і хвостів збагачення під укис;
- у порожнини, які мають форму трикутної призми, між насипами розкривних порід.

При сумісному складуванні хвостів та порід розкриття бульдозерним відвалоутворенням з насипу під укис буде відбуватися сегрегація, тобто скельні породи розкриття будуть скочуватимуться донизу ярусу, а більш дрібні фракції відходів збагачення будуть розміщуватися ближче до верху ярусу відвалу. Це може призвести до формування більш нестійких характеристик відвалу.

При розміщенні продуктів збагачення у порожнини у формі трикутної призми, вони будуть обмежені з усіх сторін розкривними породами відвалу. В цьому разі поведінка такого відвалу буде більш прогнозованою, а моделювання більш достовірне.

На ПрАТ «Полтавський ГЗК» запропоновано розміщувати відходи збагачення на відвалі розкривних порід саме у порожнини, які мають формі трикутної призми. Представлена технологія формування і наповнення таких порожнин, а також проведено моделювання

поведінки відвалу в процесі його формування і подальшій експлуатації. Основні параметри проектного відвалу наведені в табл. 1. Основні геомеханічні параметри порід відвалу наведено в табл. 2.

Таблиця 1

Основні параметри проектного відвалу

№	Параметр	Показник
1	Кількість існуючих ярусів відвалу, од.	3
2	Горизонти ярусів існуючого відвалу, м	+70.0; +88.0; +108.0
3	Кількість проектних ярусів відвалу, од.	11
4	Проектні відмітки відвалу, м	+70.0 – +268.0
5	Середня висота ярусів, м	20,0
6	Кут неробочого відкосу, град	30-35
7	Ширина між'ярусних терас, м	50-80,0

Таблиця 2

**Основні середньозважені розрахункові геомеханічні показники
для моделювання порід у відвалі**

№	Параметр	Розкрив	Зневоднений шлам	Розкрив та шлам
1	Щільність в умовах природнього залягання, кН/м ³	25,8	15,8	28,8
2	Щільність в обводненому стані, кН/м ³	28,8	17,4	28,8
3	Коефіцієнт Пуасона, кН/м ²	0,3	0,3	0,3
4	Питоме зчеплення, кН/м ²	20,0	1,0	20,0
5	Кут внутрішнього тертя, град.	30,64	26,0	30,64

Моделювання виконано в Plaxis 3D з метою встановлення максимально допустимих деформацій та напружень, що можуть виникнути при відвалоутворенні, кінцевою ж метою є встановлення коефіцієнту запасу стійкості відвалу, що не може становити менше 1,3. В основу математичної моделі розрахунку поведінки відвалу закладена теорія міцності Кулона-Мора.

Відсіпання відвалів з порожнинами для розміщення сухих відходів від збагачення починається з відсіпання південній частині

Східного відвалу, оскільки ця частина відвалу перебуває максимально близько до збагачувальної фабрики, і магістральний конвеєр швидше за все буде підходити до відвалу з півдня (рис. 1).



Рис. 1. Супутниковий знімок відвалу

Етапність формування порожнин для відсипки відходів збагачення наступна. Спочатку по кінцевому периметрі відвалу відсипається смуга шириною 100 м (по верху) зі скельної гірничої маси, яка одночасно буде слугувати транспортною бермою та контрфорсом, а також дренуватиме воду по всьому схилу відвалу (рис. 2).

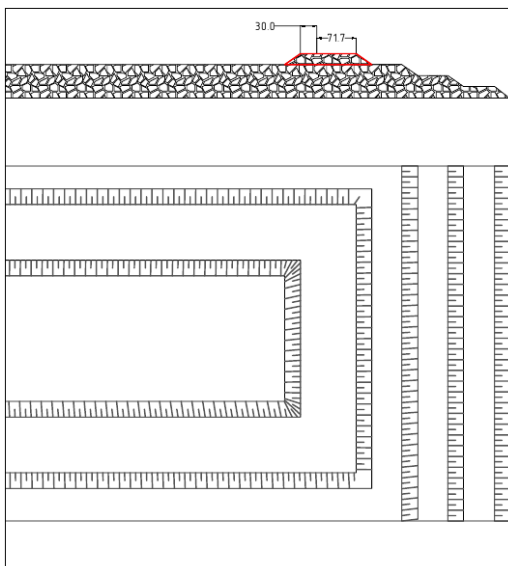


Рис. 2. Перший етап відсипки воронки

Потім всередині насипу відсипаються смуги з гірничої маси для пересування конвеєрного обладнання (рис. 3). Ширина смуги відсипки становить 40 м по верху для забезпечення розвороту самоскиду САТ793D, діаметр розвороту якого складає 32,7 м. Ці ж смуги також виконують функцію сітки «армування» для відвалу, як єдиної геомеханічної конструкції.

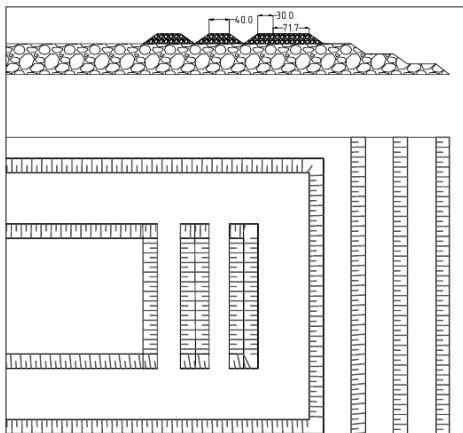


Рис. 3. Другий етап відсипки воронки

Траншеї, що утворилися засипаються мобільними конвеєрами. При довжині консолі конвеєра 30 метрів, ширина траншеї по верху становить 60 м (рис. 4).

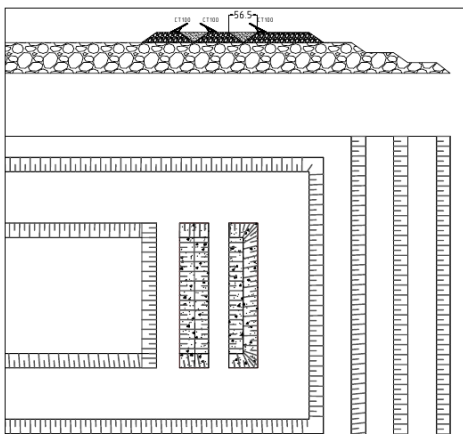


Рис. 4. Третій етап відсипки воронок

Для зменшення пиловиділення конвеєр повинен мати технічну можливість опускати консольну ділянку донизу. Для збільшення ширини відсипання необхідно передбачити конвеєр з довгою консольною частиною.

Ширина смуги гірничої маси по периметру уступу на верхніх ярусах відвалу є більшою, оскільки транспортна берма буде ширшою (рис. 5). Для запобігання пиловиділення останній ярус відвалу відсипається виключно скельною гірничою масою.

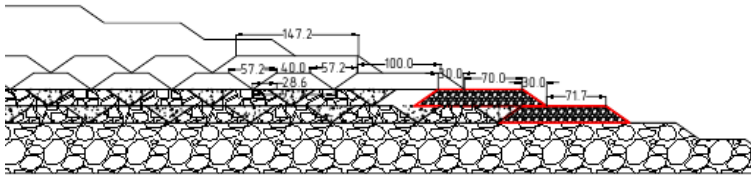


Рис. 5. Конструктивна схема відсипання відвалу у порожнини, які мають форму трикутної призми

Основні параметри складування зневодненого шламу у порожнини трикутної призматичної форми наведено в табл. 3.

Таблиця 3

Основні параметри відсипки шламу у виїмки

№	Показники	Параметри
1	Кількість ярусів з воронками, од.	7
2	Середня ширина першого контрфорсу, м	70,0
3	Середня ширина контрфорсів, м	40,0
4	Параметри виїмок: – висота, м; – ширина по верху, м	20,0 57,2

Геомеханічне моделювання поведінки відвалу в процесі його формування проводилось поярусно, починаючи з будівництва 4-го ярусу відвалу, оскільки 3 яруси вже існують, і до останнього ярусу. Останній ярус, як вже було зазначено, змодельовано тільки розкривними породами кар'єру без відсипки зневодненого шламу. На рис. 6 показана повна геомеханічна модель відвалу розкривних порід відходів збагачення в розрізі, а на рис. 7 показані етапи моделювання при формуванні 4-го ярусу відвалу.

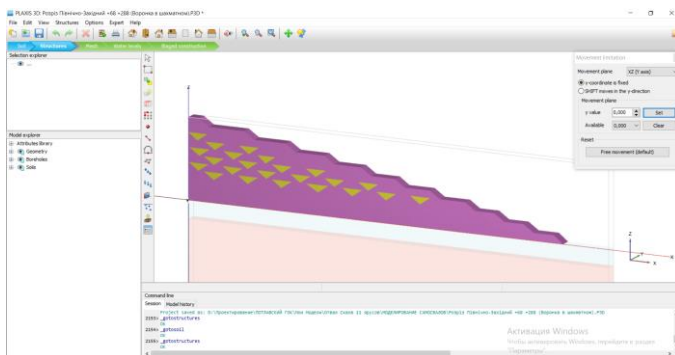


Рис. 6. Модель відвалу з порожнинами, заповненими зневодненим шламом

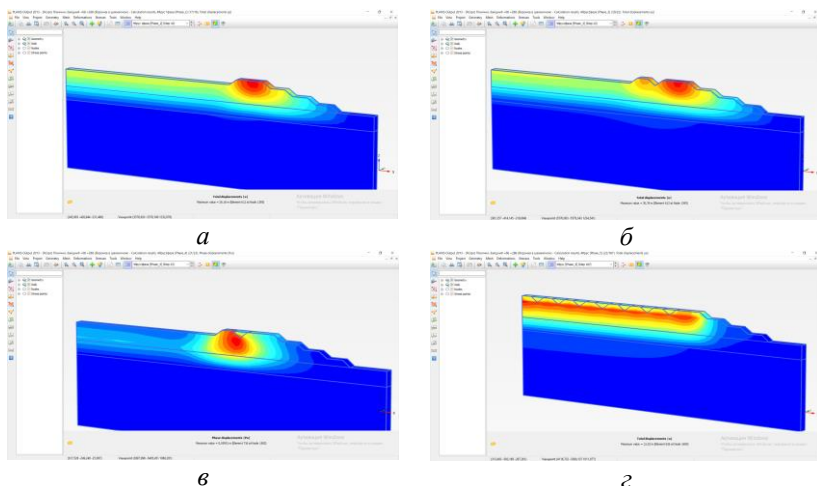


Рис. 7. Етапи моделювання при формуванні 4-го ярусу відвалу: а – відсіпка першого контрфорсу 4-го ярусу; б – відсіпка другого контрфорсу 4-го ярусу; в – деформації після відсіпання відходів збагачення у порожнину; г – деформації після відсіпання 4-го ярусу

За результатами проведеного геомеханічного моделювання встановлена прогнозна поведінка сумісного відвалу протягом всього терміну його експлуатації та отримане значення коефіцієнту запасу стійкості відвалу після його формування. Встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості є більшим за мінімально припустиме значення ($n=1,329 > 1,3$), тобто подальша експлуатація відвалу з розміщенням в ньому порід розкритву та відходів збагачення є припустимим.

М.І. Бельтек, аспірант
О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

АНАЛІЗ МЕТОДИК ВИЗНАЧЕННЯ КОЕФІЦІЄНТУ СТРУКТУРНОГО ОСЛАБЛЕННЯ ГІРСЬКОГО МАСИВУ

У зв'язку з наявністю тріщинуватості масиву гірських порід його загальна міцність зазвичай менше, ніж окремих складових цього масиву (шматків або структурного блоку). Зі збільшенням ступеня тріщинуватості міцнісні характеристики скельного масиву зменшуються, а деформаційні збільшуються. Для отримання фактичної міцності масиву через межу міцності порід в зразку в розрахунки вводять коефіцієнт структурного ослаблення масиву K_c , що показує відношення межі міцності порід масиву до межі міцності порід в зразку:

$$K_c = \frac{\sigma_m}{\sigma_{зр}}, \quad (1)$$

де σ_m – межа міцності порід масиву на одноосьове стиснення, Па; $\sigma_{зр}$ – межа міцності породи на одноосьове стиснення в зразку, Па.

При проектуванні гірничих робіт K_c , згідно нормативної та довідкової літератури, рекомендується визначати за даними кількісного аналізу порушеності гірського масиву тріщинами на підставі даних інженерно-геологічних вишукувань по середній відстані між поверхнями ослаблення порід, тобто середній відстані між тріщинами (табл.1).

Таблиця 1
Значення коефіцієнту структурного ослаблення масиву K_c

Середня відстань між поверхнями послаблення гірських порід, м	K_c
Більше 1,5	0,9
1,5...1,0	0,8
1,0...0,5	0,6
0,5...0,1	0,4
менше 0,1	0,2

Також, коли відома інтенсивність тріщинуватості скельного гірського масиву (кількість тріщин на один погонний метр), то

коефіцієнт K_c може бути визначений за графіком, представленим на рис. 1.

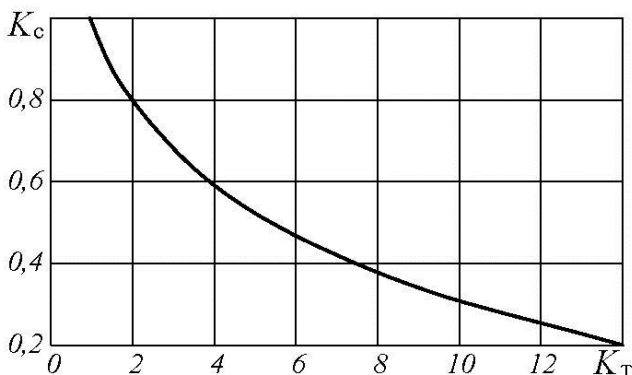


Рис. 1. Графік залежності коефіцієнту структурного ослаблення масиву K_c від інтенсивності тріщинуватості масиву гірських порід K_m

Однак за загальним визнанням науковців оцінювати та встановлювати чисельне значення коефіцієнту структурного ослаблення K_c тільки на основі врахування тріщинуватості гірського масиву явно недостатньо, оскільки, як показують чисельні дослідження, різниця в міцності порід в зразку і породному масиві визначається не лише модулем тріщинуватості масиву, але й геометрією тріщин, ступенем і якістю їх заповнення, масштабним ефектом, вологістю порід та ін.

Величина K_c зазвичай встановлюється за допомогою досліджень в лабораторних і натурних умовах, а також на різних моделях. Аналіз різних підходів і методик оцінки коефіцієнта структурного ослаблення дозволяє згрупувати їх наступним чином.

У найпростішому випадку надається якісний або кількісний опис систем тріщин в породному масиві, виділяються відповідні класи тріщинуватості, яким відповідає рекомендована величина K_c (див. табл. 1 та рис. 1.) Більш точні результати дають емпіричні залежності коефіцієнту структурного ослаблення масиву K_c від модуля тріщинуватості K_T .

Найбільш відома з них формула Сакураї:

$$K_c = 0,15 + \frac{0,85}{0,15K_T + 1}, \quad (2)$$

Інші науковці вводять в подібне рівняння додаткові фактори, які корегують значення K_c . Зокрема, А. Н. Шашенко вводить значення коефіцієнту варіації міцності:

$$K_c = \frac{a + b(1 - V_\sigma)}{c(0,2J_m + 1)}, \quad (3)$$

де a, b, c – емпіричні коефіцієнти; V_σ – коефіцієнт варіації одиничних значень міцності порід в лабораторних випробуваннях, який змінюється в межах від 0 до 0,5; J_m – модуль тріщинуватості гірського масиву.

Аналіз міцнісних властивостей гірських порід дозволив отримати значення даних коефіцієнтів: $a = 0,7$; $b = 0,8$; $c = 1,25$.

Формула для визначення коефіцієнту структурного ослаблення K_c , що враховує кут нахилу тріщин, має вигляд:

$$K_c = \frac{1}{1 + q^{m_1} m_2 \left[\sin(2\alpha - \varphi) - \frac{C}{\sigma_{ct}} \right] \sigma_{ct}^n \ln(q)^{-1}}, \quad (4)$$

де α – кут падіння системи тріщин; φ – кут внутрішнього тертя гірських порід; C – зчеплення на контактних поверхнях окремостей, МПа; m_1, m_2, n – емпіричні коефіцієнти: $m_1 = -0,447$; $m_2 = 2,34 \cdot 10^{-5}$; $\xi = \ln(15\gamma H)$; q – ступінь порушеності гірського масиву.

Також відома формула для визначення K_c , що враховує розміри структурного блоку

$$K_c = 1 - \sqrt{\frac{L_{\min}}{L_\chi}} \left[1 - \frac{\sigma_p}{\sigma_{ct}} \frac{\sqrt{L_{\min}}}{2,5} \right], \quad (5)$$

де $L_{\min}$ – мінімальний розмір структурного блоку в масиві гірських порід, см; L_χ – середня відстань між тріщинами окремостей, см; σ_p – межа міцності порід масиву на розтягнення, Па; σ_{ct} – межа міцності породи на стиснення, Па.

Ганзагі пропонує пов'язати розрахунок коефіцієнту структурного ослаблення тріщинуватого масиву з виходом керна:

$$K_c = \frac{\left(L + \frac{K^2}{N} \right)}{2L_K}, \quad (6)$$

де L – сумарна довжина частин керна, які рівні або більші його діаметру, м; K – вихід керна, м; N – кількість частин керна; L_K – довжина керна, який підлягає дослідженню, м

Андрієвський А.П. рекомендує визначати коефіцієнт структурного ослаблення тріщинуватого масиву з урахуванням радіусу зони утворення тріщин при вибуховому навантаженні

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_{mp}}{l_t}}, \quad (7)$$

де l_t – середня відстань між тріщинами; R_{mp} – радіус зони тріщиноутворення у монолітному масиві при дії на нього вибухового навантаження, м.

Аналіз вищенаведених залежностей з розрахунку коефіцієнту структурного ослаблення для скельних масивів гірських порід та інших формул, які наведені в науковій літературі, дозволяє встановити основні тенденції у визначенні K_c :

надання граничного значення K_c при значних оголеннях гірських масивів в залежності від коефіцієнту лінійної тріщинуватості (або об'ємної);

врахування співвідношення розмірів структурного блоку і розглянутого оголення гірського масиву;

врахування направленості систем тріщин відносно діючих головних напружень.

Слід відзначити, що у переважній більшості формул для визначення коефіцієнтів структурного ослаблення не розглядається роль заповнювача тріщин, хоча його характеристики можуть бути визначальними у міцності масиву порід.

Розглянуті вище методики визначення коефіцієнту структурного ослаблення зазвичай не охоплюють в повній мірі фізико-механічні та технологічні властивості тріщинуватого гірського масиву. Крім того спостерігається суттєва неоднозначність методик визначення коефіцієнта структурного ослаблення породного масиву. Тому питання його оцінки залишається актуальним.

Вигівський Д.С., студент,
Остафійчук Н.М., старший викладач
Державний університет «Житомирська політехніка»

АНАЛІЗ ФАКТОРІВ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ НА КАМЕНЕВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ ЖИТОМИРЩИНИ

Аналізуючи статистичні дані про нещасні випадки на виробництві та професійні захворювання, слід пам'ятати про проблеми із збором цих даних тому, що значна кількість нещасних випадків не повідомляється.

Порівняльний аналіз статистичних даних по загальному і смертельному травматизмі в каменедобувній галузі Житомирський області за останні роки доводить, що гострота небезпеки виникнення травм існує. Крім цього збільшується питома вага важкого травматизму та зростають витрати на реабілітацію потерпілих. Такий стан речей вимагає детального вивчення проблеми безпеки праці, перегляду традиційних форм та методів профілактики травматизму.

Більш того, крім смертельних випадків виробничого травматизму, також глибоко аналізує ступінь виробничої небезпеки кількість групових випадків травматизму. Групові випадки є більш складним явищем, ніж індивідуальні, оскільки вказують на масштаб виниклих травмонебезпечних ситуацій, що веде за собою більш серйозної шкоди як жителям регіону та країни в цілому.

Також при аналізі безпеки праці каменевидобувних підприємств не слід забувати про професійні захворювання, адже за професійними ризиками, 53,5% гірників працюють в умовах надмірного рівня концентрації пилу; 42,3% працюють в умовах надмірного рівня шуму; 14,2% працюють в умовах надмірного рівня вібрації та 9,8% працюють в умовах надмірного рівня впливу шкідливих речовин.

Щороку в Житомирській області близько 30 % всього виробничого травматизму припадає на каменедобувну та каменеобробну галузі.

Видобування природного каменю здійснюється в певній послідовності шляхом черговості загальних технологічних процесів. Найбільшу небезпеку являють процеси підготовки гірничої маси до виймання – 63 % нещасних випадків та процес транспортування продукції – 16 %.

При проведенні досліджень акцентувалась увага на розподіл причин нещасних випадків відповідно до джерел їх виникнення: технічних, організаційних, психофізіологічних. Було встановлено, що

найбільше нещасних випадків в каменевидобувній галузі Житомирської області виникає внаслідок технічних причин.

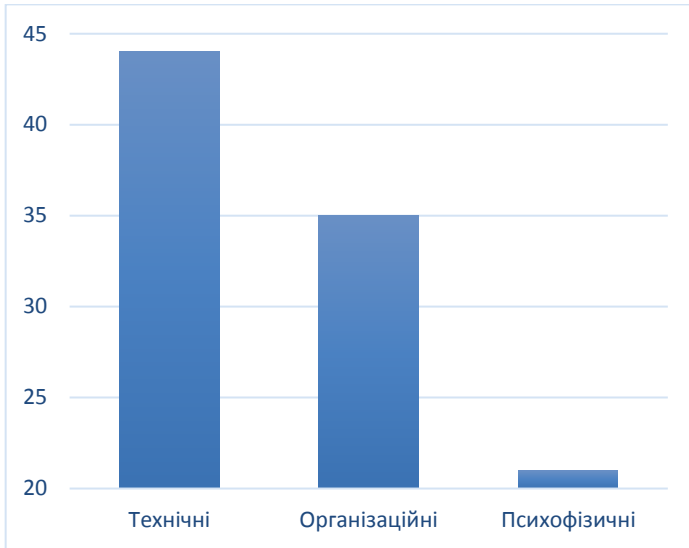


Рис. 1. Причини нещасних випадків в каменевидобувній галузі Житомирщини

Серед технічних причин перші місця займають: конструктивні недоліки обладнання, недосконалість засобів виробництва – 33%; експлуатація несправних машин, механізмів, обладнання – 10%.

Організаційні причини розподіляються наступним чином: незадовільна організація виконання робіт – 17 %; порушення технологічного процесу – 10%; порушення правил гірничих та вибухових робіт – 9 %; відсутність або низька якість навчання, інструктажу – 5%;

Психофізіологічні причини йдуть у наступному порядку: необережність або невірна оцінка небезпечності постраждалими – 10 %; порушення правил безпеки руху та правил керування транспортних засобів постраждалими – 8 %; неузгодженість дій – 4 %.

Безумовно, на рівні травматизму позначається і те, що понад 70 % основних фондів підприємств каменевидобувної галузі є фізично зношеними і морально застарілими. Майже 90 % машин, механізмів, обладнання та інструментів мають певні конструктивні недоліки, технологічні дефекти або не відповідають вимогам безпеки.

С.Ф. Власов, д.т.н., професор кафедри
гірничої інженерії та освіти
НТУ «Дніпровська політехніка»

Є.В. Молдаванов, аспірант кафедри
гірничої інженерії та освіти,
НТУ «Дніпровська політехніка»

ВПЛИВ ПІСКОВИКІВ НА ФОРМУВАННЯ КОНЦЕНТРАЦІЙ НАПРУЖЕНЬ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ НАВКОЛО ОЧИСНОГО ВИБОЮ

Подальший розвиток досліджень закономірностей характеру розподілу напружень гірського масиву в геомеханічній зоні первинної посадки основної покрівлі навколо очисного вибою дає можливість обґрунтувати раціональні технологічні параметри відпрацювання виїмкових стовпів, а також підвищити ефективність ведення очисних робіт.

Аналізуючи попередні роботи з цього приводу, можна констатувати що не враховувався комплексний вплив параметрів залягання пісковиків як окремої літологічної підсистеми, зміни довжини лави, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажної камери під час проходку останньої в зоні первинної посадки основної покрівлі.

Вивчення цього питання є предметом цього дослідження.

В роботі було запропоновано додаткове сполучення нових ознак, які було описано вище, та які було обґрунтовано.

На підставі вищезазначеного обґрунтування параметрів було складено план проведення експерименту за допомогою класичного багатофакторного підходу при якому по черзі змінювався кожен фактор при постійних значеннях інших факторів.

В експериментах порівнювались результати з урахуванням відсутності пісковиків у покрівлі, залягання пісковиків потужністю 5 м у безпосередній покрівлі, а також на відстані 30 м вище покрівлі пласта, залягання пісковиків потужністю 30 м як у безпосередній покрівлі, так і на відстані 30 м вище покрівлі пласта.

За допомогою програмного продукту SolidWorks 2019 було виконано 225 комп'ютерних експериментів з різними геолого-технологічними параметрами для умов шахт Західного Донбасу, які проводились відповідно до плану проведення експериментів.

Вплив потужного пісковика можна спостерігати навколо очисного вибою, де він впливає на формування більш високих концентрацій напруження у порівнянні з відсутністю вищезгаданого пісковика (рис. 1 - 3).

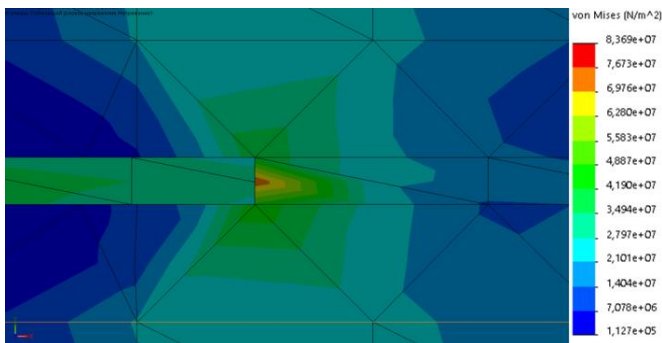


Рис. 1. Розподіл величини напружень гірського масиву навколо очисного вибою в умовах відходу від монтажної камери 50 м, довжини лави 305 м, глибини розробки 450 м, без урахування пісковиків у покрівлі

Так, в умовах відсутності пісковиків у покрівлі пласта величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах 112,0 – 83690,0 МН/м², величина зони (поля збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень у межах 27970,0 – 62800,0 МН/м² становить попереду очисного вибою вглиб масиву 2,35 м, вище покрівлі пласта – 1,75 м, нижче підосви пласта – 1,80 м (рис. 1).

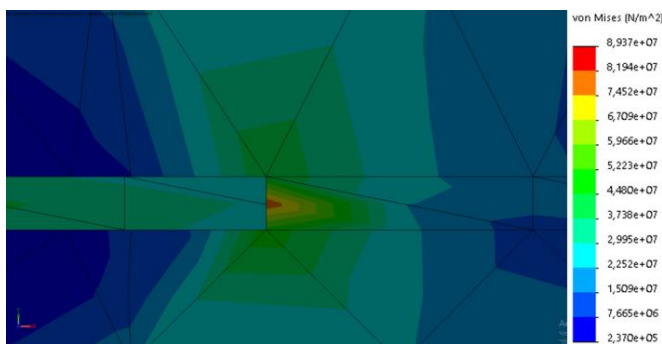


Рис. 2. Розподіл величини напружень гірського масиву навколо очисного вибою в умовах відходу від монтажної камери 50 м, довжини лави 305 м, глибини розробки 450 м, наявності пісковиків потужністю 30 м у безпосередній покрівлі

Для умов наявності пісковиків потужністю 30 м, який залягав у безпосередній покрівлі, величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах 237,0 – 89370,0 МН/м², величина зони (поля

збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень величиною 29950,0 – 67090,0 МН/м² становить попереду очисного вибою вглиб масиву 2,25 м, вище покрівлі пласта – 2,40 м, нижче підшви пласта – 1,95 м (рис. 2).

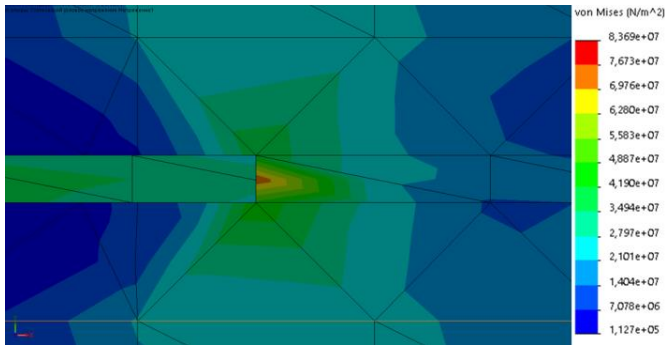


Рис. 3. Розподіл величини напружень гірського масиву навколо очисного вибою в умовах відходу від монтажної камери 50 м, довжини лави 305 м, глибини розробки 450 м, наявності пісковиків потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

В умовах наявності пісковиків потужністю 30 м, який залягав у 30 м вище покрівлі пласта, величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах 68,0 – 83880,0 МН/м², величина зони (поля збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень величиною 28000,0 – 62920,0 МН/м² становить попереду очисного вибою вглиб масиву 2,30 м, вище покрівлі пласта – 1,90 м, нижче підшви пласта – 1,70 м (рис. 3).

Всі вищезазначені процеси з урахуванням зміни параметрів пісковиків спостерігаються упродовж виконання всіх експериментів для умов глибини розробки 150 м, 300 м, 450 м, а також при довжині очисного вибою 215 м, 260 м, 305 м.

Вказані закономірності характеру розподілу величини напружень дозволили спрогнозувати ймовірні зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» за довжиною лави в будь-який момент положення очисного вибою уздовж виїмкового стовпа на будь-якій глибині розробки.

**Гаврисюк О.С., магістрант 2 курс, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Ковалевич Л.А., ст. викладач кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»**

ОПТИМІЗАЦІЯ СЕЛЕКТИВНОГО ВИДОБУВАННЯ МЕРГЕЛЮ ПРИ РІЗНОМУ ГЕОПРОСТОРОВОМУ РОЗМІЩЕННІ ЯКІСНИХ ТА ШКІДЛИВИХ КОМПОНЕНТІВ

У зв'язку з різним хімічним складом мергелистої сировини в межах гірничого відводу Гуменецького родовища цементної сировини, а саме на ділянці Колубаївська виникає одне з основних завдань маркшейдерсько-геодезичної служби підприємства. А саме гомогенізація сировини з високим та низьким вмістом сульфатів та приведення мергелистої сировини до оптимальних значень по вмісту SO_3 , що встановлені лабораторією контролю якості.

Завдяки виконаній у попередні роки геологічній розвідці та дослідженню корисної копалини за допомогою шнекового буріння, були відібрані проби та керни по різній висоті залягання корисної копалини відносно розкривних порід.

А також виконано хімічні аналізи двома незалежними лабораторіями з метою порівняння отриманих даних, з подальшим виведенням більш точних коефіцієнтів вмісту домішок у мергелі.

З результатів хімічних аналізів можна зробити висновок, що по вмісту сульфатів ділянку Колубаївська можна розділити на дві частини. Це західна частина з низьким вмістом SO_3 , що приблизно дорівнює 1,6 %, та східна частина з високим вмістом SO_3 , що має приблизне значення 4,75 %.

Враховуючи, що лабораторією встановлений середній показник вмісту SO_3 в мергелі 2,4-3,1%, можна визначити, що для оптимізації вмісту сульфатів в мергелі потрібно ввести ряд наступних вимог:

- селективне видобування двома забоями з одночасним просуванням фронту робіт в напрямку північної частини одним уступом висотою 6м;
- гомогенізація мергелистої сировини на проміжних складах сировини, шляхом використання бульдозерної техніки та правильного пошарового планування складу. Рекомендується варіативне заповнення кожного шару по чергово в пропорції 2:1, відповідно низька-висока та висока-низька межа сульфатів в корисній копалині.
- проведення супутніх розкривних робіт попередньо перед видобуванням самого мергелю, виключити можливість

видобування суглинків та глин та одночасне складування на одному складі;

- виконання щотижневого контролю якості сировини як з забоїв так і з складів готової сировини.

На основі геопросторової моделі покладу (виконано у ПЗ Surfer 16.0) визначати почерговість блоків до виймання, оскільки дане програмне забезпечення в комплексі з Surpac дозволяє побудувати блок-модель родовища та виконати максимальне селективне відроблення уступу враховуючи всі показники якості та хімічні аналізи мергелю.

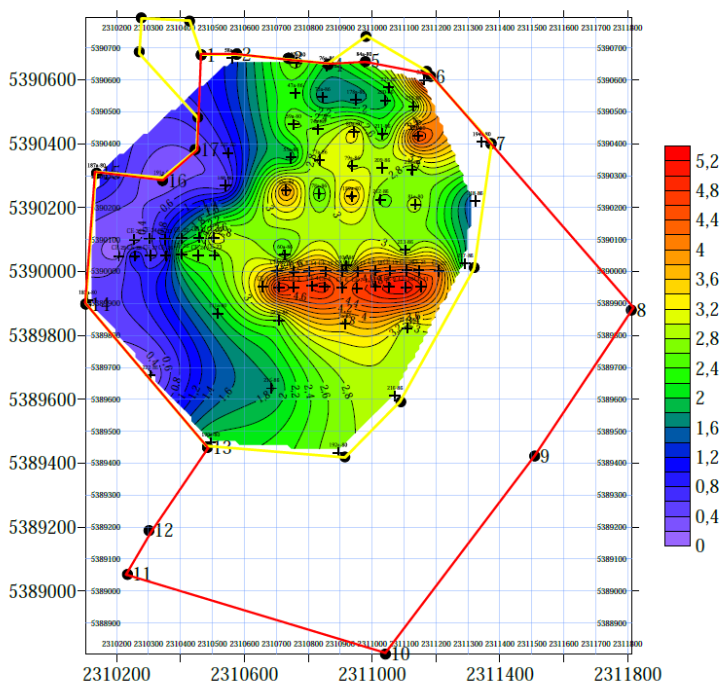


Рис. 1. Геопросторова модель вмісту SO₃ у мергелі в межах Колубайвської ділянки Гуменецького родовища цементної сировини.

Міжнародний досвід селективного видобування та гомогенізації сировини спрямований на проміжне зберігання сировини в складах готовою продукції, по типу зберігання матеріалу до подачі.

В основі цього лежить спосіб конвеєрної подачі матеріалу в склад з рухомих стечером та стечерною стрічкою, що забезпечую можливість

варіативного розміщення подачі та різне висотне положення стекера відносно горизонтального положення складу. Також при приведенні в дію реклеймера, що забезпечую подачу сировини рівномірно відносно вертикальності розміщення сировинного складу.

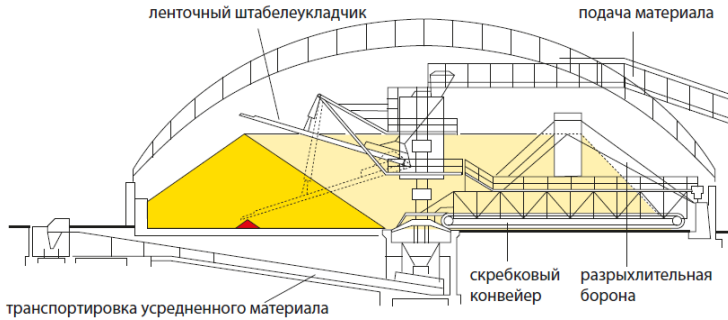


Рис. 2. Схема роботи складу гомогенізації сировини.

Досягнення гомогенізації сировини по відношенню вмісту якісних та шкідливих компонентів складає близько 1,5 % у порівнянні з вище описаним методом, де гомогенізація складає $\pm 10\%$. У відсотках тут виражено відсоткове значення матеріалу який в міру своїх фізичних властивостей не може бути усередненим.

На даному етапі метод є досить поширеним, оскільки підтверджує рівень своєї ефективності.

УДК622

Горшкальов П. В., студент 4-го курсу
Куницька М.С., аспірант кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

СУЧАСНІ ТЕНДЕНЦІЇ РОЗВИТКУ ТА КЛАСИФІКАЦІЇ ЕЛЕКТРОННИХ ТАХЕОМЕТРІВ

Появі електронних тахеометрів передувало створення та удосконалення електронних теодолітів і топографічних світловіддалемірів. Електронний тахеометр (ЕТ) – це вимірювальний прилад, у якому конструктивно об'єднані електронний теодоліт, світловіддалемір і мікропроцесор із прикладним геодезичним, програмним забезпеченням. Мікропроцесор дає змогу зберігати дані вимірів у внутрішній пам'яті і здійснювати обробку й аналіз результатів вимірів безпосередньо в полі.

Останнім часом чітко простежується тенденція розвитку електронних тахеометрів – від “звичайних” приладів до роботизованих станцій. Прилад забезпечується сервоприводами, модулем наведення на візирну ціль і радіокомунікаційним пристроєм. З їхньою допомогою він автоматично наводиться на спостережувану точку, а всі команди оператор подає з пульта дистанційного керування. Оператор забуває про необхідність змінювати фокусування зорової труби при ручному наведенні на точку. Він повністю зосереджений на показах дисплея. Істотно збільшується якість кодування об’єктів під час знімання, що приводить до зниження часу камерального опрацювання.

Сьогодні виробляється і ціла сім’я тахеометрів-автоматів. Це не просто автоматизовані прилади із сервоприводами і пристроями автоматичного наведення на візирну ціль, а свого роду давачі положення об’єкта, які можна використовувати як складений елемент комп’ютеризованої технології. Електронні тахеометри стали запорукою науково-технічного прогресу і все ширше застосовуються в топографогеодезичних роботах, в інженерній геодезії, в геодезичній метрології тощо. Враховуючи велику кількість моделей ЕТ виникла необхідність виконати детальний аналіз їхніх технічних характеристик і функціональних можливостей та розробити класифікацію сучасних електронних тахеометрів.

Ринок геодезичних приладів пропонує велику кількість електронних тахеометрів, які випускають найвідоміші приладобудівні фірми світу, такі, як: Leica Geosystem, Trimble, Sokkia, Topcon, Nikon, Foif, Pentax, Spectra Precision, South та інші (див. рис. 1). Крім того, кожна з фірм намагається урізноманітнити асортиментний ряд новими моделями приладів, додатково доповнюючи їх новими можливостями.

У табл.1 відображено тенденції виробництва моделей вищевказаними фірмами в період 2004–2008 рр.Ці електронні тахеометри забезпечують різноманітні вимоги користувачів щодо точності, швидкодії, можливостей програмного забезпечення тощо. Для вибору потрібного ЕТ необхідно детально розібратися у можливостях приладу. Перевагу надають точності кутових та лінійних вимірів.

- Прецизійні – це такі ЕТ, точність вимірювання кутів яких становить $\leq 1''$, ліній ≤ 1 мм. Їх використовують для високоточних інженерно-геодезичних робіт. Крім цього, їх можна застосовувати в метрології, наприклад, для перевірки ліній взірцевих геодезичних базисів з метою контролю їхньої стабільності. Еталоном у цьому класі є прилад фірми Trimble 5601 DR Standart, що має точність кутових вимірів $0,5''$, а лінійних 0,3 мм до 1 км. Таким приладом користується Укрметрестстандарт.

- Точні – це ЕТ, точність кутових вимірювання яких коливається в межах від 1" – 5", а лінійних 4 мм на 1 км. Такі прилади доцільно використовувати для різноманітних топографогеодезичних робіт, для створення мережі полігонометрії, землевлпорядних та кадастрових робіт. Такими ЕТ є, наприклад, прилад NPL 632 фірми Nikon, SET X1 фірми Sokkia тощо.

- Рутинні – це прилади, точність кутових вимірювань яких може досягати 10", а лінійних 5 мм і більше на кілометр. Ці ЕТ використовують для створення знімальної основи, а також застосовують для виконання електронних тахеометричних зйомок різних масштабів. Серед них можна назвати модель Focus 4 фірми Spectra Precision, 326X фірми Pentax тощо.

- Безрефлекторні – це прилади, що працюють без відбивача. Сьогодні ця функція постійно розвивається, а прилади цього класу здатні працювати без застосування відбивача на великих відстанях; такі, як Leica FlexLine, – до 1000 м, а Topcon IS – 1 до 2000 м.

- Універсальні – спеціальний клас ЕТ, наприклад, з інтегрованим GPS-приймачем. Точність кутових і лінійних вимірювань висока. Перша такі прилади почала випускати компанія Leica Geosystem моделі SmartStation 1201+, забезпечує високу точність вимірювання кутів 1", ліній 1+1.5 ppm.

Однією з основних переваг SmartStation є можливість виконувати геодезичні роботи за відсутності розвиненої опорної мережі. Ці прилади доцільно використовувати для визначення меж ділянок, які розташовані на значній віддалі від пунктів опорної мережі, а також для розмічувальних робіт на будівельних майданчиках, де видимість перекривається будівлями, обладнанням та технікою. Реально ЕТ TPS1200 та TPS 1200+ зі встановленим на ньому інтегрованим GPS-приймачем може працювати на відстані до 50 км від базової станції. Крім того, прилад можна розмістити в будь-якому зручному місці, не потрібно прокладати опорних ходів, координати точки стояння визначаються за допомогою RTK (кінематика в реальному часі) з точністю 10 мм + 1 рмм, а унікальна вбудована система моніторингу цілісності даних одразу дає змогу перевіряти всі отримані результати вимірювання. У цьому ЕТ передбачена програма автоматичного пошуку та наведення на візирну ціль (призму), що разом із дистанційним управлінням, яке здійснюється через радіомодем, дає змогу прискорити виконання роботи і зменшити кількість виконавців (оператор з відбивачем може виконувати знімання сам, без сторонньої допомоги). Залежно від поставлених задач систему Leica SmartStation можна використовувати окремо, як електронний тахеометр, так і GPS-станцію (див. табл. 2).

Таблиця 1

Моделі сучасних електронних тахеометрів

Фірма	Моделі ЕТ
Leica Geosystem	TPS 1201+,1202+,1203+,1205+; TC403,405,407,TCR403,405,407; TC802,803, 805,TCR802,803,805;
Sokkia	SET230(R3T)/330RT(R3T)/530RT(R3T); SETX1/X2/X3/X5; SRX1/X2/X3/X5;
Pentax	R-332NX/323NX/325NX/326NX; W – 822NX/823NX/825NX; V – 227N/228N;
Topcon	GTS-751/753/755/102N/105N/901A/903A; GPT – 3002LN/3003LN/3005LN/7501/7503/ 7505/9001A/9003A/9003M;
Trimble	5601/5602/5603/5605/5503(DR200+); M3/S6(DR300)/S8 High Precision/VX;
Nikon	DTM 362/352/332/522/652; NPL 362/352/332/632;
South	NTS322/325/352R+/355R+/ 352/355/662/665;
Spectra Precision	Focus4/5/10;
FOIF	RTS 705, OTS 600;
Stonex	STS2R, STS5R, STS – 02R;

Таблиця 2

Класифікація сучасних ЕТ за точністю та дальністю
вимірювання з відбивачем та без відбивача

Марка	Leica FlexLine TS09	Nikon NPL 632	Sokkia SRX1	Pentax W822NX	South NTS-662	Topcon IS -1	Trimble S8
Вимірювання ліній (mm+ppm) з призмою без призми	1+1.5 1+1.5	3+2 3+2	1,5+2 3+2	2+2 5+2,5	2+2 5+3	2+2 2+2	1+1 3+2
Вимірювання віддалі, м: на 1 призму; на 3 призми	3500 5400	5000 5000	5000 6000	4500 5600	1800 2600	4000 5300	3000 5000
Дальність роботи приладу без відбивача, м	1000	210	500	270	180	2000	800

Ще один параметр, який характеризує сучасні ЕТ, – це реєстрація даних вимірювань. Переважно прилади можуть реєструвати від 10 до 32 тис. символів, крім того, майже всі вони забезпечені картками пам'яті від 32–256 МВ (див. табл. 3). Передавання інформації від джерела до приладу і навпаки здійснюється за допомогою різних портів вводу/виводу: починаючи від стандартного USB та порту RS-

232, закінчуючи сучасними технологіями Bluetooth та Wi-Fi (безпроводні технології).

Таблиця 3

Реєстрація даних сучасними ЕТ та можливості передавання інформації

Марка	Leica TDM 5005	Nikon NPL-632	Sokkia SRX1	Pentax 822NX	South NTS-662	Topcon GTS-751	Trimble S8
Реєстрація даних в симв. МВ	36000	10000	64MB	128MB	16MB (40000)	64MB	64MB, 256MB
Порти вводу/виводу	RS-232	RS-232, USB	RS-232, USB, Bluetooth	RS-232, USB	RS-232	RS-232, USB	RS-232, USB, Bluetooth

Електронні тахеометри переважно комплектують акумуляторами, які, як правило, забезпечують безперервне вимірювання кутів та ліній впродовж 10 годин. Фірми-виробники приділяють велику увагу температурним показникам роботи приладів, їхній пило- та водостійкості та їхній масі. Маса сучасних ЕТ – у межах 6–9 кг (див. Табл. 4).

Таблиця 4

Технічні параметри сучасних ЕТ (час роботи, маса, робоча температура)

Марка	Leica TDM 5005	Nikon NPL-632	Sokkia SRX1	Pentax 822NX	South NTS-662	Topcon GTS-75	Trimble S8
Час роботи, год	5,5	6	9,5	8	8	12	11
Робоча Температура, градуси С	від -20 до +50	від -20 до +50	від -20 до +50	від -20 до +50	від -20 до +50	від -20 до +50	від -20 до +50
Маса, кг	8,7	5,1	6,5	6,3	6	6,1	5,2

Гарантія на прилади надається всіма фірмами – виробниками або їхніми дистриб'юторами і становить 1–4 роки. Окремо надається гарантія на оптику – до шести років (див. табл. 5). Найбільші гарантії на продукцію дають фірми Nikon та Sokkia – 48 та 36 міс. відповідно. Проте, які б гарантії не надавали ці фірми, лідером на ринку за якістю та надійністю продукції була і залишається швейцарська фірма Leica GeoSystem. ЕТ її виробництва застосовуються у всіх сферах геодезії, в будівництві, інженерній справі тощо. Щодо вартості ЕТ, то вона переважно формується за рахунок класу точності кутових вимірів та за функціональними можливостями приладу та самого програмного забезпечення. Вартість різних моделей ЕТ становить від 7 до 50 тис. \$.

Таблиця 5

Гарантійний срок та ціни на деякі моделі ЕТ

Марка	Leica TDM 5005	Nikon NPL-632	Sokkia SRX1	Pentax 822NX	South NTS-662	Topcon GTS-75	Trimble S8
Гарантія, місяці	24	48	36	24	24	24	24
Ціна, долари США	від 42 тис.	від 16 тис.	від 30 тис.	від 14 тис.	від 7 тис.	від 15 тис.	від 25 тис.

Особливим попитом електронні тахеометри користуються в інженерній геодезії. Наприклад, ЕТ фірми Leica (моделі Leica TCR 405power та Leica TCR802power). Вбудоване програмне забезпечення і набір прикладних програм дають змогу прискорити та полегшити роботу. Програма “Виносу відносно ліній та дуг” уможливило винесення або перевірку положення точок щодо заданих ліній та дуг. Елементи точки, що виноситься, обчислюються за допомогою перпендикуляра відносно вибраної базової лінії або дуги. Базова лінія може бути зміщена паралельно або повернута залежно від вимог розмічування. Програма “Обернена засічка” дає змогу встановити інструмент в будь-якому місці та визначити координати точки стояння, висотну відмітку та орієнтування горизонтального круга. Програма “Положення недоступної точки” (наприклад, така, що розміщена під мостом) дає змогу визначати цю точку за допомогою результатів вимірювань допоміжної точки, що розміщена під тією, яка визначається, з подальшим візуванням на визначувану точку. Функція “Визначення прихованої точки” дає змогу визначити координати точки, яка перекрита будівлями або технікою, за допомогою спеціальної віхи, на кінцях якої розміщені відбивачі. Під час вимірювань віха розташовується під будь-яким кутом, а програма здійснює виміри прихованої точки так, ніби вимірювання здійснюється прямим візуванням на неї. Крім того, у цих електронних тахеометрах є програми: “Шляховик”, що дає змогу виконувати розмічування і контроль положення траси при будівництві доріг та інших криволінійних об’єктів, а також опція. “Координатна геометрія”, що охоплює низку функцій: пряму та обернену геодезичну задачу, трасування, різноманітні комбінації перетинів (азимут – азимут, відстань – відстань, по 4 точках) визначення ортогональних та подовжніх відступів. Координати обчислених точок можуть бути відразу винесені в натуру

А.М. Єрофєєв¹, аспірант

В.В. Ішков², канд.геол.-мін.наук, доцент

Є.С. Козій², канд.геол.наук, заступник директора

*¹Харківський національний університет імені В.Н. Каразіна, Харків,
Україна*

*²Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»,
Дніпро, Україна*

ОСОБЛИВОСТІ ВПЛИВУ ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ДЕЯКИХ РОДОВИЩ НА ВМІСТ ВАНАДІЮ У НАФТІ

Увага до проблем накопичення та міграції металів у нафтах пов'язана з актуальними науково-технічними питаннями генезису вуглеводнів, з можливістю їх промислового вилучення в процесі переробки нафт із метою подальшої реалізації, як супутньої сировини, а також визначити екологічні ризики використання цих нафт як сировини для виробництва нафтопродуктів і, в першу чергу, бензину та дизельного палива. Як відомо, метали в мікрокількостях входять до складу нафт з різних регіонів світу. Високий вміст металів, зокрема ванадію і нікелю, є також серйозною проблемою під час переробки нафтової сировини, так як призводить до незворотної дезактивації каталізаторів в результаті відкладення металів на активній поверхні, блокування порового простору і руйнування структури каталізатора. Крім цього, неорганічні сполуки ванадію, що утворюються при переробці нафти сприяють високотемпературної корозії поверхонь обладнання, зниження терміну служби турбореактивних, дизельних і котельних установок, газової корозії активних елементів газотурбінних двигунів і зростання екологічно шкідливих викидів в навколишнє середовище. Разом з тим, метали, в тому числі рідкісні і рідкоземельні, є цінними супутніми компонентами, вміст яких в нафтах та їх продуктах переробки може дорівнювати, а іноді навіть перевищувати їх вміст в рудних джерелах [4]. Однак в Україні промислове виробництво металів (зокрема, ванадію) з нафтової сировини до сих пір не освоєно, хоча в світовій практиці нафтопереробки є технології, що дозволяють здійснити попутне отримання концентратів з високим вмістом коштовних металів. Зокрема, за кордоном з нафтової сировини отримують близько 8% від обсягу загальносвітового виробництва ванадію, а в окремих країнах цей відсоток доходить до 20% (США) [8]. Крім того, присутність і концентрації металів у нафтах з різних родовищ дозволяє встановлювати закономірності їх міграції та накопичення у вуглеводневих системах. Серед них, зокрема, слід

вказати особливо пріоритетні за промисловим та екологічним значенням – ванадій, ртуть, кобальт, нікель, залізо, марганець, алюміній, титан, хром та цинк.

Дана робота присвячена результатам досліджень вмісту ванадію у нафтах п'яти родовищ основного нафтогазоносного регіону України – Дніпровсько-Донецької западини. Це Качалівське, Куличихінське, Матлаховське, Малосорочинське та Софіївське родовища.

Аналіз попередніх досліджень. Одну з перших систематизацію нафт за їх загальними характеристиками вмісту металів проведено Barwise A. J. G. у 1990 р. Він розглянув хімічний склад, фізичні властивості та вміст металів у зразках нафти [7]. Пізніше у 2007 році Шнюковим Є. Ф. було опубліковано дуже цікаву оглядову статтю про вміст ванадію та нікелю в природних нафтах світу [3]. В ній детально розглянуто концентрації присутності важких металів у нафтах у взаємозв'язку з їх генезисом. Через рік у 2008 Сухановим А. А. розглянуто сучасний стан оцінки запасів супутніх компонентів нафти (включно з важкими металами), як джерела високоякісної рідкометалічної сировини [1]. За два роки у 2010 р. Якуцені С. П. опубліковано результати дослідження взаємозв'язку глибинної зональності вуглеводнів, та збагаченності нафт важкими елементами-домішками [5]. У роботі вказано на наявність кореляційні залежності вмісту важких металів в нафтах, та глибини залягання нафтових покладів. Вже у 2014 р. Акровета О. V. проведено аналіз вмісту важких металів у нафтопродуктах з родовищ Нігерії (Агбор) [6]. Авторами зазначено, що високий рівень вмісту важких металів у нафтах може становити серйозну екологічну загрозу. Слід зазначити, що не всі домішки важких металів у нафтах мають природний генезис. В Україні такі дослідження проводилися у 2013 р. щодо високосірчистої нафти Прикарпатського прогину [2]. У цій роботі було не лише досліджено фракційний склад та фізико-хімічні властивості світлих фракцій, виділених із нафти Орховицького нафтового родовища, а й вивчено потенційний вміст фракцій, для яких визначено густину, показник заломлення, молекулярну масу, вміст сірки. Трохи пізніше Wilberforce J. O. проведено дослідження вмісту важких металів у сирій нафті, що використовується у медицині [9]. У роботі рівні Cd, Ni, V і Pb були досліджені за допомогою атомно – абсорбційної спектрофотометрії. В результаті дослідження було встановлено середню концентрацію металів із зазначенням впливу їх на організм людини.

Слід зазначити, що дослідження вмісту ванадію у нафтах Качалівського, Куличихінського, Матлаховського, Малосорочинського та Софіївського родовища та їх порівняльний аналіз з урахуванням інших показників раніше не виконувалося.

Таким чином, дослідження металів, зокрема V у нафтах з різних

родовищ України, що надає можливість визначення їх генетичних особливостей та екологічних наслідків використання – є актуальною проблемою, вирішення якої сприятиме напрацюванню комплексу прогностичних критеріїв скупчень вуглеводнів та науково обгрунтованої геолого-економічної та екологічної оцінки їх використання.

Фактичний матеріал та методологія досліджень. Дослідження зразків нафти з родовищ на вміст V проводилося за допомогою рентгено-флуоресцентного аналізу на енерго-дисперсійному спектрометрі «Спрут» СЕФ 01. Час накопичення спектра 600 с. Аналітик - Єрофєєв А. М. Підготовка і проведення аналізу проводилась за стандартом ASTM Д 4927 – Визначення елементного складу компонентів мастильних матеріалів методами рентгенофлуоресцентної спектроскопії з дисперсією за довжиною хвилі. Стандартними зразками металічних домішок слугували наступні зразки: РМ 23 (ДСЗУ 022.122-00) МСО 0243:2001 з атестованими значеннями Cd, Mn, Pb, Zn; РМ 24 (ДСЗУ 022.123-00) МСО 0244:2001 з атестованими значеннями Fe, Co, Cu, Ni; РМ 26 (ДСЗУ 022.125-00) МСО 0246:2001 з атестованими значеннями V, Mo, Ti, Cr. Таким чином з кожного родовища з 5 родовищ аналізувалися по 30 проб нафти. Потім значення вмісту V та всіх інших показників нормувалися за формулою:

$$X_i \text{ норм.} = (X_i - X_{i \text{ min}}) / (X_{i \text{ max}} - X_{i \text{ min}}),$$

де $X_i \text{ норм.}$ – нормоване одиничне значення показника проби нафти з конкретного родовища, X_i – одиничне значення показника проби нафти з конкретного родовища, $X_{i \text{ min}}$ – мінімальне значення показника проби нафти з конкретного родовища, $X_{i \text{ max}}$ – максимальне значення показника проби нафти з конкретного родовища.

Таким чином нормовані значення показників проб нафти з кожного родовища оброблялися за допомогою програми STATISTICA 11.6, у якій виконувався розрахунок описових статистик, кореляційний, регресійний аналіз та графічна візуалізація результатів аналізу.

Результати дослідження та їх обговорення. По густині нафта Софіївського родовища відноситься до легких, нафти усіх інших родовищ – до обважнених. Глибини розробки, температури покладів та тиски на родовищах варіюють відповідно на Малосорочинському від 2482 м, 62°C і 266 Атм. до 4345 м, 114°C та 478 Атм. на Качалівському. Концентрація ванадію з збільшенням глибини розробки, температури покладів та тиску зменшується, відповідні коефіцієнти кореляції -0,93, -0,92, -0,99 та рівняння регресії $V = 0,9823792 - 0,966759 \cdot H$, $V = 0,9958379 - 0,9466561 \cdot T$, $V = 1,015612 - 1,028575 \cdot P$.

У досліджених нафтах вміст ванадію в нафті має широкий діапазон величин 0,04-2,17 г/т і аналогічно для нікелю - 0,35-2,95 г/т. Співвідношення V/Ni в нафтах змінюється в межах 0,11-0,8. Зі збільшенням вмісту ванадію концентрація нікелю також пропорційно збільшується, коефіцієнт кореляції 0,87, рівняння регресії $V = 0,0304026 + 0,7363044 \cdot \text{Ni}$.

В'язкість нафти родовищ зростає від Софіївського до Малосорочинського родовища відповідно з $3,16 \cdot 10^{-6}$ м²/с до $14,17 \cdot 10^{-6}$ м²/с. Зі збільшенням в'язкості концентрація V статистично зростає. Коефіцієнт кореляції між цими показниками дорівнює 0,9, рівняння регресії $V = 0,01155548 + 0,9032663 \cdot \eta$.

Вміст смоли у нафти родовищ зростає від Качалівського до Малосорочинського родовища відповідно з 2,1% до 20,58%. Аналіз впливу вмісту смол на концентрацію ванадію виявляє чітко виражену пряму залежність. Коефіцієнт кореляції 0,93, рівняння регресії $V = 0,1750241 + 0,8634117 \cdot C$.

Аналіз впливу потужності покладів, густини нафти, температури початку її кипіння, вмістів парафіну, асфальтенів, сірки, Hg, Mn, Al, Cr, Fe, Zn, Co, мінералізації та густини пластової води в досліджених родовищах не зміг виявити чітко виражених кореляцій. Так за шкалою Чедока кореляційний зв'язок між концентраціями ванадію та вмістами асфальтенів і сірки оцінюється як середній, між густиною пластової води як слабкий, а між іншими геолого-технічними показниками як дуже слабкий. Слід зазначити, що для даних родовищ показники глибини розробки, тиску та температури покладів пов'язані прямим дуже високим кореляційним зв'язком. Певне, що зі збільшенням глибини розробки родовищ, тиск та температура покладів (термобаричні умови знаходження нафти) майже лінійно підвищуються, тобто їх коливання інтегровано та односпрямоване впливають на особливості змін концентраційних можливостей по відношенню до ванадію основних елементів складної гетерогенної системи (до якої власно і відноситься нафта). Так, збільшення температури приводить зокрема до зменшення стабільності більшості металоорганічних сполук у складі вуглеводневої сировини. Наприклад стійкість ковалентних полярних зв'язків стрімко зменшується із збільшенням температури, що призводить до значного погіршення накопичувальних властивостей нафт до утримання у своєму складі металів. Зворотня дуже висока залежність вмісту ванадію із показниками тисків пояснюється перш за все міжмолекулярною взаємодією. Вона обумовлена хімічними зв'язками, слабшими за ковалентний зв'язок. На прикладі ван-дер-вальсових взаємодій, на великих відстанях між органічними молекулами та вільними атомами металів переважають сили притягання, що матимуть орієнтаційний

та індукційний характер. Однак із зменшенням відстаней внаслідок ущільнення системи переважатимуть сили відштовхування, що і обумовлюватимуть зменшення накопичувальних властивостей елементів вуглеводневої системи. Зростання вмісту нікелю в поєднанні із концентраційними показниками вмісту ванадію у досліджених вуглеводневих системах можна пояснити лише тим, що нікель в більшості металевих руд є супутнім елементом до ванадію. А зростання сумарних показників вмісту ванадію та нікелю лише вказує на підвищену здатність вуглеводнів даного складу до накопичення та утримання металів в системі за рахунок утворення стійких зв'язків. Оскільки здатність накопичення металів у нафтах обумовлена наявністю ароматичних вуглеводнів, які в свою чергу мають підвищені реологічні властивості та погіршують фільтраційні властивості нафти, цілком закономірною є пряма залежність вмісту ванадію у вуглеводневих системах із збільшенням в'язкості нафти. Закономірність збільшення вмісту смол у загальному фракційному розподілі нафт, та пов'язаному з цим ростом загального вмісту ванадію, спостерігається перед усім через особливості хімічної будови сполук, що утворюють дану фракцію. Смоли являють собою складні поліциклічні сполуки ароматичного вмісту, із здатністю до поверхневої активності, та можуть утворювати хелати за рахунок аліфатичних радикалів у своєму вмісту.

Висновки. Результати проведених досліджень дозволяють сформулювати такі основні висновки: 1). Для даних родовищ показники глибини розробки, тиску та температури покладів пов'язані прямим дуже високим кореляційним зв'язком між собою та зворотнім дуже високим кореляційним зв'язком з вмістом ванадію. Розраховані рівняння регресії цими показниками дають можливість надійно прогнозувати вміст цього елемента у нафтах з цих родовищ. 2). Встановлений прямий дуже високий кореляційний зв'язок між вмістами ванадію і нікелю дозволяє розглядати його як типоморфну ознаку нафти з цих родовищ. Розраховане рівняння регресії зв'язку між цими елементами дозволяє виконувати прогноз їх вмістів на підставі визначення вмісту одного з них. 3). Виявлений прямий дуже високий кореляційний зв'язок між концентраціями ванадію, в'язкістю нафти і вмісту смол дає можливість стверджувати, що саме смоли, з усіх фракцій конкретних нафт є основними носіями і концентраторами ванадію. Розраховане рівняння регресії зв'язку між вмістом ванадію і цими показниками можуть бути використані з метою прогнозування концентрацій ванадію у нафтах з розглянутих родовищ.

Основна практична цінність виконаних досліджень полягає у встановленні середньої концентрації та можливості прогнозування вмісту ванадію у нафтах Качалівського, Куличихінського,

Матлаховського, Малосорочинського та Софіївського родовища за допомогою розрахованих рівнянь регресії. Основне наукове значення отриманих результатів полягає у виявленні типоморфних ознак нафти розглянутих родовищ та визначено, що саме смоли з усіх фракцій нафти є основними носіями і концентраторами ванадію.

Список літератури

1. Суханов, А. А., Петрова, Ю. Э. (2008). Ресурсная база попутных компонентов тяжелых нефтей России. Нефтегазовая геология. Теория и практика, 3, 1-11.
2. Хлібишин, Ю. Я., Мохамад Шакір Абд Ал-Амері, Гринишин, О. Б. (2013). Дослідження дистилятної частини високосіркової нафти Орховицького нафтового родовища. Вісник Національного університету "Львівська політехніка", 761, 462-465.
3. Шнюков, Е. Ф., Гожик, П. Ф., Краюшкин В. А. (2007). Ванадий и никель в природных нефтях Азии, Африки, Европы, Северной и Южной Америки. Доповіді Національної академії наук України, 3, 137-141.
4. Шпирт М.Я., Нукенов Д.Н., Пунанова С.А., Висалиев М.Я. // Химия твердого топлива. 2013. №2. С. 3 - 8.
5. Якуцени, С. П. (2010). Глубинная зональность в обогащенности углеводородов тяжелыми элементами-примесями. Нефтегазовая геология. Теория и практика, 5 (2), 1-7.
6. Akpoveta, O. V., Osakwe, S. A. (2014). Determination of Heavy Metal Contents in Refined Petroleum. IOSR Journal of Applied Chemistry, 7 (6), 1-2.
7. Barwise, A. J. G. (1990). Role of nickel and vanadium in petroleum classification. Energy Fuels, 4(6), 647-652.
8. Raja B.V. // Steelworld. 2007. V. 13. № 2. P. 19 - 24.
9. Wilberforce, J. O. (2016). Profile of Heavy Metals in Crude Oil Commonly Consumed for Medicinal Purposes in Abakaliki. IOSR Journal of Pharmacy and Biological Sciences, 11 (3), 43-44.

Житков Д. магістрант
кафедри відкритих гірничих робіт
гірничо-металургійний факультет
2 курс, ГІВ-20 М

Луценко С.О., к.т.н., доцент
доцент кафедри відкритих гірничих робіт
Григор'єв Ю.І., к.т.н., старший викладач
кафедри відкритих гірничих робіт
Криворізький національний університет

АНАЛІЗ СУЧАСНИХ МЕТОДІВ ОБҐРУНТУВАННЯ ВИСОТИ УСТУПУ В УМОВАХ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Одним з основних елементів системи розробки є уступ. Висота уступу, в свою чергу, важливий параметр, який впливає на якісні та кількісні показники видобутку корисних копалин.

У практиці проектування, будівництва та експлуатації кар'єрів завжди доводиться визначати висоту уступів відповідно до конкретних гірничо-геологічних умов, гірничотехнічних можливостей і рядом інших факторів, що вимагають обліку для визначення цього важливого параметра.

Проблема оптимізації параметрів і конструкцій бортів кар'єрів нерозривно пов'язана з можливістю радикального скорочення витрат на експлуатацію родовища в цілому, за рахунок зниження обсягів розкривних робіт, або зростання частки відпрацювання запасів родовища ефективним відкритим способом, при економічно доцільному коефіцієнті розкриву. В даний час існуючі нормативні документи і прийняті методи оцінки стійкості укосів уступів і бортів кар'єрів базуються, головним чином, на положеннях механіки ґрунтів і свого часу були розроблені, в основному, для відносно неглибоких кар'єрів в умовах масивів, представлених пухкими або неміцними осадовими породами. Поширення цих методів на скельні породи супроводжується зайвим запасом в розрахунках конструкції бортів і уступів. Вказівки по вибору висоти уступу не наводяться ні в нормах, ні в методиках технологічного проектування кар'єрів.

Висота уступу визначається і зазвичай призначається постійною на весь період відпрацювання кар'єру. Більш правильно вважати, що висота уступів повинна відповідати умовам розробки кар'єру в кожен з його періодів роботи.

В результаті аналізу минулих досліджень виявлено існування двох напрямків при дослідженні висоти уступу: перший базується на обліку

технічних показників, другий - на методі техніко-економічного аналізу.

В даний час з'являється нова, більш продуктивна і функціональна гірничодобувна техніка, для якої відсутнє техніко-економічне обґрунтування висоти уступів. Таким чином, для конкретних гірничо-геологічних умов необхідно встановлювати оптимальну висоту уступів за впливом перерахованих факторів (розмір продуктивності по корисній копалині і тривалість стабільного періоду на цьому рівні продуктивності: терміни досягнення обраної або заданої продуктивності при мінімальних термінах будівництва та обсяги гірничокапітальних робіт; найвигідніше для цієї продуктивності календарний розподіл обсягів робіт по гірничій масі; мінімальні витрати по сумі основних процесів на виймання 1 м гірничої маси; технологічне обладнання, яке відповідає даним умовам і продуктивності; якість видобутої корисної копалини і т.д.). При збільшенні висоти уступу змінюється також кут укосу кінцевого борту. При цьому в багатьох випадках вдається істотно збільшити кути нахилу бортів і це викличе суттєву економію коштів, оскільки кожен градус нахилу борта довжиною 1 км призводить до зниження обсягу розкривних порід на 3-4% від їх загального обсягу. В цілому збільшення кутів нахилу бортів кар'єрів, що працюють в даний час, може досягати десяти градусів, і тоді економічний ефект від реалізації цієї розробки складе кілька сотень мільйонів гривень на кожному кар'єрі [3]. Зменшення обсягів розкривних порід, які необхідно було б вивезти і розмістити в відвалах при існуючих значеннях кутів нахилу бортів, для кар'єру глибиною близько 500 м становить близько 80 млн. м³. У методології проектування кар'єрів відсутні науково обґрунтовані методики визначення висоти уступу з урахуванням системного підходу. Встановлені залежності параметрів і показників системи розробки від висоти уступів кар'єру, дозволять приймати обґрунтовані, достовірні проектні рішення і підвищити ефективність експлуатації родовища.

Іншими словами, все основне коло питань, пов'язаних з проектуванням кар'єру, необхідно вирішувати у зв'язці з визначенням оптимальної величини висоти уступу.

Вибір раціональної висоти уступів для певного періоду розробки повинно проводитись на основі ретельного аналізу гірничо-геологічних і гірничо-технологічних факторів і техніко-економічних показників за основними процесами виробництва гірничих робіт.

Встановлено, що швидкість зниження робіт обернено пропорційна висоті уступу. Чим більше час підготовки горизонту до експлуатації, тим менше швидкість зниження гірничих і, відповідно, видобувних робіт.

Аналіз розвитку фронту видобувних робіт, швидкості проходки траншей і швидкості зниження звичайних робіт, показав, що всі вони знаходяться в безпосередній залежності від висоти уступів.

Отже, і продуктивність кар'єру по руді безпосередньо залежить від висоти уступів, причому залежність оберненопропорційна. Іншими словами, чим більше висота уступу, тим менше можлива продуктивності кар'єру по руді. Тому при проектуванні, зокрема, при визначенні розміру продуктивності кар'єру по корисній копалині, необхідно ретельно аналізувати гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розробки по всій передбачуваній глибині кар'єру з метою виявлення зон, де знадобиться зміна висоти уступу для забезпечення стабільності обсягу видобувних робіт.

На основі висновків можна сформулювати наступні задачі досліджень відносно подальшого розвитку питання обґрунтування висоти уступу в умовах відкритої розробки родовищ корисних копалин:

1. Встановити вплив висоти уступу на режим роботи за гірничою масою і показники розвитку видобувних робіт
2. Дослідити вплив висоти уступу на економіку технологічних процесів.
3. Обґрунтувати та розробити методику визначення висоти уступу при проектуванні відкритої розробки крутоспадних родовищ.

УДК 622.693

Звірик Д. магістрант
кафедри відкритих гірничих робіт
гірничо-металургійний факультет
2 курс, ГІВ-20 М

Луценко С.О., к.т.н., доцент
доцент кафедри відкритих гірничих робіт
Григор'єв Ю.І., к.т.н., старший викладач
кафедри відкритих гірничих робіт
Криворізький національний університет

АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ПРОМІЖНОГО СКЛАДУВАННЯ ГІРНИЧИХ ПОРІД ПРИ ЗАСТОСУВАННІ КОМБІНОВАНОГО ТРАНСПОРТУ

Залучення у відпрацювання глибоких горизонтів супроводжується значним збільшенням відстані перевезення гірничої маси, а питома вага витрат на транспортування в собівартості видобутку руди досягає 45%.

Питома вага відкритого способу розробки родовищ досягла вже 85% і має тенденцію до збільшення. При цьому способі використовується

величезна кількість гірничих машин, устаткування, транспортних засобів та іншої дорогої техніки.

Найбільш перспективними і широко поширеними схемами є високопродуктивні комбіновані схеми транспортування гірничої маси з застосуванням автомобільного, конвеєрного і залізничного транспорту в їх раціональному поєднанні.

На більшості залізрудних кар'єрів України в умовах постійно зростаючої глибини використовується автомобільно-конвеєрний і автомобільно-залізничний транспорт, яким перевозиться до 73 млн. т гірничої маси, або 40% її видобутку в рік. У зв'язку з цим існує нагальна необхідність зниження транспортних витрат на перевезення гірничої маси.

При дослідженні можливих напрямків пошуку резервів ресурсозбереження для діючих кар'єрів великої глибини і продуктивності, на яких видобувається від 60 до 90% загальних обсягів різних корисних копалин, особливу увагу слід приділити вирішенню проблеми формування їх транспортних систем.

Загальновизнано, що найбільш перспективними для вирішення транспортних проблем глибоких кар'єрів є комбіновані транспортні системи, зокрема, автомобільно-залізничні та автомобільно-конвеєрні. Поряд з деяким ускладненням схеми транспортних комунікацій, застосування на кар'єрах комбінованого транспорту створює передумови для гнучкого ведення гірничих робіт. Зі збільшенням частки комбінованих видів транспорту особливу увагу необхідно приділити вдосконаленню процесу перевантаження гірничої маси з одного виду транспорту на інший.

Одним з вузьких місць при таких схемах транспортування є перевантажувальні пункти, до основних недоліків яких належать низька продуктивність, необхідність повторної екскавації гірничої маси, заняття великих площ під склади, заморожування частини оборотних коштів. Крім цього неефективне використання перевантажувальних пунктів для формування рудопотоків за якістю призводить до додаткових втрат на стадії збагачення руди внаслідок неможливості налаштування секцій збагачувальної фабрики на оптимальний режим.

За останні роки значно збільшилася одинична потужність видобувної і транспортної техніки. Внаслідок цього проектувальники стикаються з проблемою тісноти робочих площадок. При цьому значні параметри внутрішніх перевантажувальних складів вимагають наявності робочих площадок в кар'єрі шириною не менше 100-150 м. Це викликає необхідність залишення тимчасових ціликів, змінюють послідовність розвитку гірничих робіт. Крім того, підвищення інтенсивності ведення гірничих робіт прискорює процес переміщення і перебудови

транспортних комунікацій, а, відповідно, і зміни місця розташування перевантажувальних пунктів.

Аналіз статистичних даних показує, що до теперішнього часу на більшості кар'єрів не вдається забезпечити повну компенсацію зниження техніко-економічних показників транспортування гірничої маси зі збільшенням глибини розробки. Рішення проблеми ефективної розробки глибоких кар'єрів вимагає, в тому числі, більш детального розгляду питання проміжного складування гірничої маси, що витягується. У справжніх умовах актуальною є задача зменшення ширини майданчиків, які займаються внутрішньокар'єрним перевантажувальними пунктами. Що дозволить скоротити обсяги гірничої маси, що додатково витягується, при їх будівництві, сприятиме збільшенню глибини введення в кар'єр залізничного транспорту. Чи не дослідженою залишається можливість використання в якості складського обладнання гідравлічних екскаваторів типу зворотна лопата, що знайшли широке застосування на зарубіжних і вітчизняних гірничих підприємствах. Крім того, дані машини можуть дати додатковий резерв у збільшенні пропускної здатності перевантажувальних пунктів через більшу, в порівнянні з механічними лопатами, продуктивність.

Питанням застосування комбінованого транспорту на глибоких кар'єрах, а також розробці основних принципів проектування і експлуатації проміжних складів гірничої маси різного функціонального призначення присвячені праці багатьох вчених.

В їх роботах обґрунтовані розташування, крок перенесення, форма, розміри, внутрішня будова, а також вимоги до якісного складу корисних копалин, як на проміжних складах, так і на складах довготривалого зберігання - техногенних родовищах. Однак в даний час відсутні технологічні схеми і обґрунтовані методики розрахунку параметрів перевантажувальних складів, що дозволяють ефективно застосовувати на них сучасні гідравлічні екскаватори з робочим органом типу зворотна лопата, що набули широкого поширення на гірничих підприємствах. Тому для вдосконалення науково-методичної бази з питання проміжного складування гірничих порід при застосуванні комбінованого транспорту, можна сформулювати наступні задачі:

1. Розробити схеми перевантаження руди з використанням гідравлічних екскаваторів типу зворотна лопата.
2. Дослідження залежностей основних параметрів складу від технічних характеристик перевантажувального обладнання
3. Встановити основні параметри рудних складів при використанні в якості перевантажувального обладнання гідравлічних екскаваторів типу зворотна лопата.

Р.М. Ігнатюк, магістрант 2-го курсу, гр. РР-44м, ГЕФ
П.П. Цимбалюк, магістрант 2-го курсу, гр. ЗРР-20м, ГЕФ
Р.В. Кукицяк, студент 2-го курсу, гр. ГР-1мб, ГЕФ
Науковий керівник: **В.Т. Підвисоцький**, д.геол.н., проф.
Державний університет «Житомирська політехніка»

АНАЛІЗ ВПЛИВУ СПОСОБІВ ВИДОБУВАННЯ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ НА ЙОГО ЯКІСТЬ

Особливістю дослідження блоків декоративного облицювального каменю є їх унікальність і цінність, і тому випробувати їх руйнівними методами можна тільки один раз без подальшого застосування. Тому вивчення зміни властивостей міцності блоків без руйнування гірської породи шляхом застосування сучасних методик і обладнання є пріоритетним напрямом дослідження. За останні роки з'явилося декілька методик дефектоскопії, які дозволяють проводити неруйнівний контроль якості каменю і виробів з нього з метою виявлення внутрішніх і прихованих дефектів. Виходячи з того, що дефекти змінюють фізичні властивості матеріалу, а саме щільність, електропровідність, магнітні, пружні властивості тощо, в основу існуючих методів дефектоскопії закладено дослідження фізичних властивостей порід при дії на них рентгенівських, інфрачервоних ультрафіолетових і гаммапроменів, радіохвиль, ультразвукових коливань, магнітного та електростатичного полів тощо. До найбільш розповсюджених методів виявлення дефектів блоків можна віднести: ультразвуковий, кольоровий, люмінесцентний та візуальний.

Найбільш простим методом дефектоскопії є візуальний – неозброєним оком або за допомогою оптичних приладів. Візуальна дефектоскопія дозволяє виявляти лише поверхневі дефекти. Добре відомий метод виявлення тріщин, які виходять на поверхню блока, полягає в зволоженні водою чистої поверхні блока і візуальному спостереженні картини тріщинуватості, що і дозволяє зробити висновок про дефектність блока. Цей метод має ряд недоліків, які полягають в обмеженості використання в холодну пору року, неможливість цифрової обробки результатів дефектоскопії. Результати дефектоскопії швидко зникають з поверхні каменю, що призводить до необхідності періодичного повторення операції з виявлення дефектів.

З розвитком сучасних технічних засобів візуальну діагностику дефектності можна проводити з отриманням цифрових зображень, які можна в подальшому обробляти.

Було використано зразки каміння, які були видобуті за допомогою буровибухової технології і алмазно-канатного розпилювання з Лезніківського родовища граніту. Було використано бінокулярний мікроскоп і цифрова відеокамера, що дозволили отримати фотографії тріщин зі збільшенням в 10 разів.

Результати даного дослідження представлені у вигляді фотознімків на рис. 1.

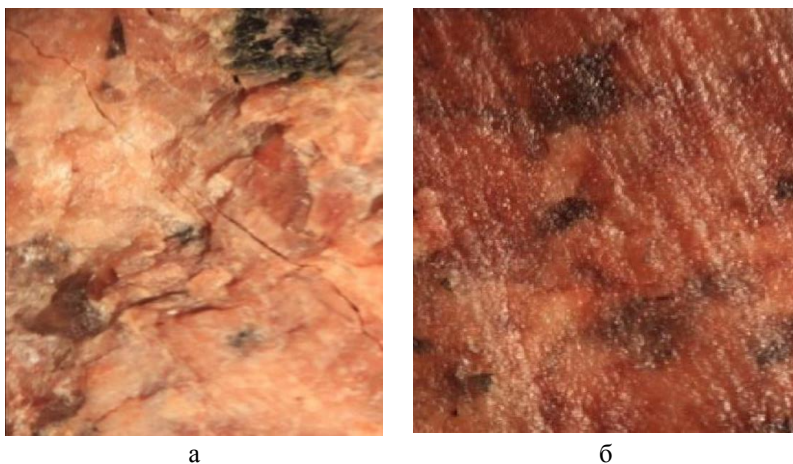


Рис. 1. Цифрове зображення поверхні Лезніківського граніту: а – видобутого буровибуховим способом; б – видобутого алмазно-канатним способом

Проаналізовані результати досліджень свідчать про те, що в досліджених зразках при застосуванні буро-вибухової технології пошкодження каменю в кількісному і якісному співвідношенні набагато суттєвіші. Спостерігається велика кількість тріщин значних розмірів, що відповідно буде знижувати якість каменю.

Застосування ультразвукових методів при дослідженні гірських порід дозволяє значно розширити коло питань, пов'язаних з вивченням фізичних властивостей та структурних особливостей гірських порід. Головним питанням, яке успішно можна вирішити за допомогою ультразвукових методів дослідження гірських порід, є вивчення внутрішньої структури гірських порід та її взаємозв'язок з акустичними характеристиками, вплив внутрішньої будови гірських порід на анізотропію властивостей та інші питання. Як фізична

характеристика, в дослідженнях приймається швидкість розповсюдження поздовжніх хвиль у зразках гірських порід.

За допомогою ультразвукового дефектоскопа, з урахуванням анізотропії гранітів був визначений модуль пружності і отримані результати вимірів, що графічно представлені на рис. 2.

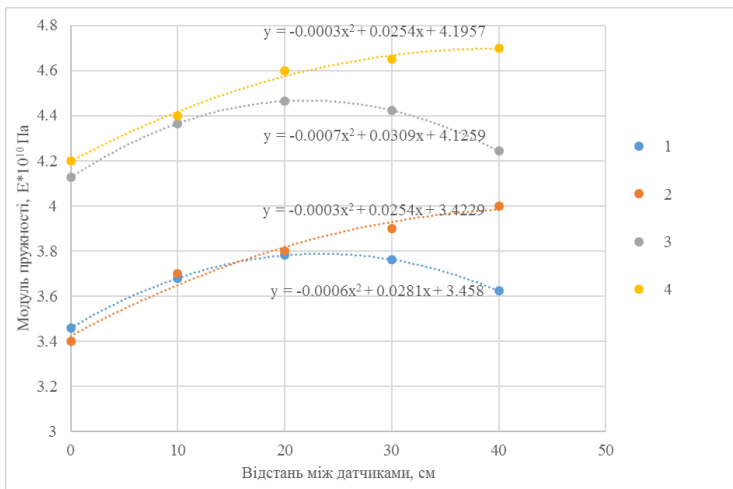


Рис. 2. Модуль пружності зразків Лезниківського граніту видобутого 1, 2 – буровибуховим способом; 3, 4 – алмазно-канатним способом

З рис. 2 видно, що найбільші значення модулів пружності спостерігаються у зразках, які були відібрані з блоків, видобутих із застосуванням алмазно-канатного розпилювання. Отримані експериментальні дані в поєднанні з емпіричними формулами дозволять визначити міцнісні характеристики блоків.

А отже, можемо зробити висновки, що з підвищенням міцнісних характеристик підвищується строк експлуатації виробів з таких блоків і довговічність таких блоків буде теж вище.

Завдяки застосуванню сучасного ультразвукового дефектоскопа оцінку якості блокової продукції можна робити не лише по краям блоків, але і враховувати весь блок, що дає повну оцінку якості продукції.

С. В. Кемська, магістрантка 2 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
А. Ю. Столяренко, магістрантка 2 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
М.С. Куницька, аспірантка каф. маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

МЕТОДИ ФОТОТОПОГРАФІЧНОГО ЗНІМАННЯ

У наш час фотограмметрія знаходить усе більше широке застосування при вирішенні різних прикладних задач. Фотограмметричне устаткування яке використовується, насамперед, у картографічних цілях, широко застосовують і в гірничій справі: для знімання відкритих гірських розробок зі складанням маркшейдерських планів кар'єрів, складів готової продукції й ін. Фотограмметрія дозволяє визначити по знімках досліджуваного об'єкта його форму, розміри і просторове положення в заданій системі координат, а також його площу, обсяг, різні лінії перетину на момент зйомки і зміни їх величин через заданий інтервал часу.

Фотограмметрія для геодезиста має свої переваги в роботі зі зйомки місцевості :

1) за знімками об'єкта можна отримати числові дані про нього такої щільності, якої не можливо досягнути за допомогою безпосередніх вимірів;

2) числову і графічну інформацію про об'єкт можна отримати, не вступаючи з ним у контакт, коли об'єкт недоступний для людини або знаходиться в середовищі, небезпечній для його життя;

3) оператор-фотограмметрист знаходиться в сприятливих для людини кабінетних умовах.

Комплекс робіт, які виконуються в процесі створення по знімках топографічних карт і планів, називається фототопографічним зніманням. Залежно від технічних засобів, що застосовуються при фотографуванні місцевості, розрізняють два види фототопографічного знімання: аерофототопографічне та наземне фототопографічне.

При наземному фототопографічному зніманні місцевість фотографують фототеодолітом із точок земної поверхні, переважно застосовують у відкритій місцевості зі складними формами рельєфу. На невеликих ділянках вона може бути застосована як самостійний метод, а при картографуванні значних площ - у сполученні з іншими методами знімання, даний метод з успіхом застосовують при маркшейдерському супроводі відкритих гірських роботах.

Аерофототопографічне знімання є основним видом при топографічному картографуванні значних територій в масштабах від 1: 100000 до 1: 500. Фотографування місцевості в цьому випадку

виконується аерофотоапаратом, встановленим на літаку, вертольоті або іншому носію.

Щодо технічних засобів аерофотозйомки, то вона проводиться з літаків АН-30, АН-2, Л410 або вертольотів, наприклад, К-26. Літак АН-30 має практичну «стелю» польоту – 8000 м і середню швидкість, що дорівнює 440 км / год. Цього досить, аби використовувати його для зйомки в середніх і дрібних масштабах. Тоді, як літак АН-2 призначений для аерофотозйомки великих масштабів, і має середню «стелю» польоту – 5000 м та середню крейсерську швидкість – 180 км за год. Вертоліт К-26 застосовується для аерофотозйомки невеликих ділянок місцевості в великих масштабах. Максимальна висота польоту – 3100 м. Крейсерська швидкість – 140 км / год.

Для зйомки невеликих ділянок місцевості також використовуються мінілітаки, підвісні аеростати, радіокеровані авіамоделі та дрони. Самі ж аерофотоапарати (АФА) служать для отримання аерофотознімків земної поверхні. Це складна фотографічна система, що працює автоматично в складних умовах вібрацій, різноманітних поштовхів та перенавантажень

Основними методами створення карт і планів у цьому виді знімання є комбінований і стереотопографічний. У комбінованому методі використовуються властивості одиночного знімка. Він припускає отримання контурної частини карти в камеральних умовах у результаті складання фотопланів, а рельєфу - по даним польових геодезичних робіт. Цей метод використовується для знімання плоско-рівнинних районів.

Стереотопографічний метод знімання є основним при картографуванні місцевості. У ньому використовуються властивості пари знімків (стереопари), що дозволяє в камеральних умовах отримувати не тільки контурну, але й висотну частину карти. Цим методом створюються карти (плани) високогірних, гірських, районів з горбистою, а іноді й рівнинною місцевістю.

Застосування аеротопографічного знімання дозволяє пришвидшити зйомку, зменшити штат працівників, що виконують роботу, скоротити фінансові витрати, за рахунок розвитку споживчої електроніки всі підприємства мають змогу використовувати фотограмметрію у своїй праці, що значно покращує результат виконання роботи.

С. В. Кемська, магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
М.С. Куницька, аспірантка каф. маркшейдерії
С.С. Іськов к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»

МАРКШЕЙДЕРСЬКЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ

Маркшейдерська служба кар'єру приймає участь в плануванні буро-вибухових робіт, виконує маркшейдерські роботи на кар'єрі - підготовлює вихідні геометричні дані для складання проекту вибухових робіт, переносить проектні свердловини в натуру, виконує виконавчу зйомку ділянки буро-вибухових робіт і після вибуху визначає об'єм підірваної гірничої маси.

В кінці кожного місяця маркшейдерські роботи на кар'єрі складаються з обліку залишку не підірваних свердловин і неприбраної гірничої маси, на основі чого з урахуванням затвердженого плану здійснює планування буро-вибухових робіт на наступний місяць.

Підготовка геометричної основи для створення проекту кожного масового вибуху складається з складання копії плану ділянки вибуху в масштабах 1 :500 або 1:1000. На цей план геолог наносить контакти корисної копалини з вміщуючими породами, крупні тріщини і тектонічні порушення, оцінює категорію підлягаючих вибуховій відбійці гірничих порід по підриванні. На основі цих даних керівник вибухових робіт відмічає на плані місця розміщення вибухових свердловин і їх глибину. Оформлений документ називається «завданням на вибух».

Перенесення устя запроектованих вибухових свердловин в натуру здійснюють з найближчих пунктів зйомочної мережі полярним або ординатним методом. Положення усть вибухових свердловин закріплюють кілками, на яких відмічають їх номери і проектні глибини.

При розміщенні підривного блоку біля контуру кар'єру і проходці капітальних з'їздів положення всіх вибухових виробок на площадку уступу виносять інструментально. Якщо вибухові виробки проходять при незначному укосі уступу, інструментально виносять всі вибухові виробки першого ряду, а при зачищених вибоях – тільки першу і останню з них.

Після розбурювання підривного блоку маркшейдерські роботи передбачають виконавчу зйомку верхньої і нижньої бровок ділянку уступу, усть пробурених свердловин з визначенням їх відміток і

фактичної глибини, а також профільну зйомку укосу уступу навпроти вибухових свердловин, пробурених в першому ряду.

Профільну зйомку уступу виконують для визначення основних геометричних параметрів, необхідних для розрахунку маси заряду вибухових речовин і свердловин першого ряду. До цих параметрів відноситься опір по підшві уступу, глибина і перебір свердловини, висота уступу. На практиці використовується ряд способів для виробництва профільної зйомки укосу.

Перспективним на даний час є застосування GPS-технологій при організації буропідливних робіт.

Спеціальне програмне забезпечення супутникових технологій включає в себе тривимірне моделювання поверхні кар'єра і комплексну CAD - систему, що дозволяє логічно перенести заплановані проекти з камеральних умов в польові.

При зйомці з використанням GPS, є можливість протягом короткого часу провести зйомку кожної свердловини на блоці і занести глибини свердловин в приймач. При вивантаженні даних економиться час на оформлення блоку. В середньому на оформлення блоку йде 20 хвилин

Застосування GPS-технологій на відкритих гірничих роботах має такі переваги:

- дозволяє підвищити продуктивність в порівнянні з тахеометрической зйомкою;
- працювати з роверного комплектом може лише одна людина;
- немає необхідності центрировать, нівелювати і орієнтувати Роверний приймач;
- при зйомці немає необхідності забезпечення взаємної видимості між суміжними опорними пунктами;
- можливість оперативної і точної передачі координат на великі відстані;
- простота організації та високий рівень автоматизації робіт (натиснувши одну кнопку, і точка записана);
- можливість виконання робіт в будь-який час доби і за будь-яких погодних умовах.

Це все забезпечить отримання стабільних даних для диференціального методу супутникових геодезичних вимірювань протягом 24 годин на добу і високоточне позиціонування з міліметровою точністю.

**ПАТОГЕННІ ОРГАНОМІНЕРАЛЬНІ УТВОРЕННЯ НИРОК
ЖИТЕЛІВ ТЕХНОГЕННО-НАВАНТАЖЕНИХ РЕГІОНІВ
(НА ПРИКЛАДІ М. ПАВЛОГРАД)**

Мінералого-петрографічне вивчення патогенних органомінеральних утворень - уролітів представляє собою цікавий та беззаперечно практичний напрям досліджень, який направлений на вирішення актуального наукового завдання, яке полягає у своєчасній діагностиці та лікування хворих уролітіазом. Уроліти – це сечові і ниркові камені які є закономірним наслідком розвитку сечокам'яної хвороби. Вони є патогенними утвореннями, які широко поширені разом із генетично зумовленими мінеральними утвореннями живих організмів.

В Україні сечокам'яна хвороба загалом реєструється у 0,7% дорослого населення, проте значні темпи щорічного приросту захворюваності (20%) вказують на несприятливий прогноз її розповсюдження.

Мінерали біогенного походження є невід'ємними елементами будови багатьох живих організмів. Основна причина їх утворення - порушення обміну речовин, особливо зміна водно-сольового і хімічного складу крові. Вони виникають у результаті закономірної реакції біологічної системи організму на порушення основних фізико-хімічних параметрів його нормального функціонування. У підсумку в організмі створюються необхідні передумови для реалізації фазових переходів і кристалізаційних явищ, що призводять до появи їх продуктів - патогенних біомінералів [1-2].

Речовинно-структурні особливості мінеральних об'єктів (до яких відносяться уроліти) вивчають фахівці з геології, які досі, в силу різних причин, не приділяють достатньо уваги патогенним біомінералогічним утворенням, зокрема уролітам. Питання їх вивчення відносяться до категорії міждисциплінарних досліджень, вони знаходяться на стику двох наук - біомінералогії і урології.

Методичною основою досліджень був збір, дослідження, аналіз і узагальнення мінералого-петрографічних даних, що характеризують склад більш 60 ниркових уролітів мешканців м. Павлограду (рис. 1-5), який розташований в межах Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Західного Донбасу. Морфологія органомінеральних утворень вивчалася за допомогою

стереоскопічного бінокулярного мікроскопу МБС-9. Петрографічні дослідження шліфів уролітів виконані за допомогою оптичного поляризаційного мікроскопа МІН-8.

Так як уроліти є досить специфічними об'єктами дослідження, представленими, як правило, одиничними зразками, отриманими від конкретної людини, і мають незначні розміри і масу, до них повинні бути застосовані методи вивчення, які б забезпечували мінімальне порушення цілісності досліджуваних зразків.

Досліджені органомінеральні утворення найчастіше представлені бруньковидними формами, що представляє собою комбінацію сферолітів різних розмірів (рис. 1). Особливо наочно це простежується при аналізі уролітів малих й середніх розмірів. У той же час, сечові камені розміром більше 1 см частіше представлені друзовидними агрегатами (рис. 2), або комбінацією друзоподібних та почковидних агрегатів (рис. 3), що свідчить про їх переважне формування у нирковій мисці. Так як більшість ниркових каменів мають полімінеральний склад, то однозначної залежності морфології від мінерального складу виявити складно.



Рис. 1. Бруньковидний агрегат



Рис. 2. Друзовидний агрегат



Рис. 3. Агрегат комбінованої форми

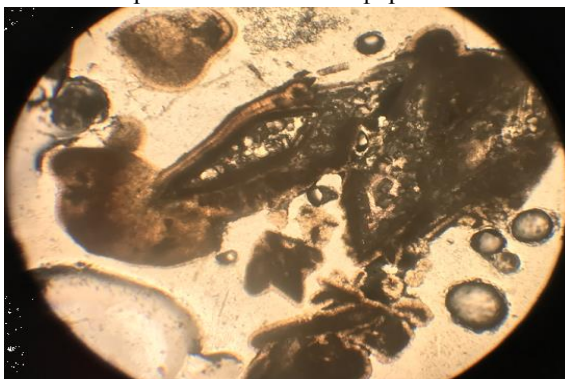


Рис. 4. Двоверхівні кристали і кристали що розщиплюються. Просте прохідне світло

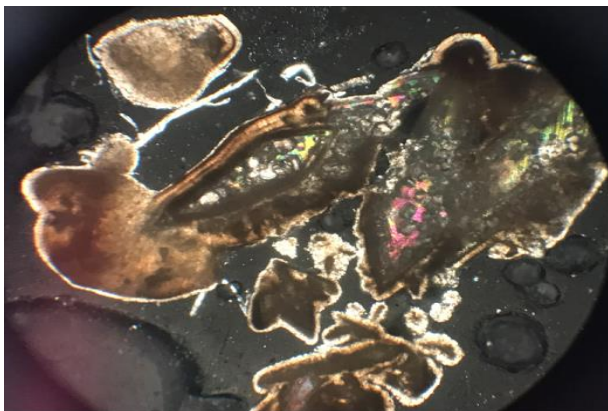


Рис. 5. Двовершинні кристали і кристали що розщиплюються. Поляризоване прохідне світло

При високих пересиченнях й високих швидкостях двовимірного зародкоутворення ростові шари обриваються, не встигнувши досягти центру зростаючої грані. Вони перекриваються наступними шарами, в результаті чого виникають виступаючі ребра. Це призводить до знищення плоских граней і появи дендроподібних скелетних форм та розщеплення кристалів (рис. 4-5).

Висновки. Розмір, форма, мінеральний склад і будова органомінеральних утворень жителів техногенних й вугледобувних районів досить різноманітні. Найбільш часто зустрічаються сфероліти і друзовидні агрегати, а також їх комбінації. На поверхні сферолітових утворень сечових каменів зазвичай спостерігаються області прикріплення до ниркових сосочків. Друзовидні агрегати, як правило, формуються у вільному просторі ниркової миски.

Список літератури

1. Ішков В.В., Козій Є.С., Труфанова М.О. Особливості онтогенезу уролітів жителів Дніпропетровської області. Мінерал. журн. 2020. 42, № 4. С. 50-59. <https://doi.org/10.15407/mineraljournal.42.04.050>
2. Козар М.А., Ішков В.В., Козій Є.С. (2021). Мінеральний склад уролітів мешканців Придніпров'я. Геологічна наука в незалежній Україні: Збірник тез наукової конференції (Київ, 8-9 вересня 2021 р.). / НАН України, Ін-т геохімії, мінералогії та рудоутворення ім. М.П. Семененка. Київ. С.52-55.

Корнієнко В. Я., д.т.н., професор, завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин
Семенюк В. В., старший викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин
Національний університет водного господарства та природокористування

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ВІБРОПРИСТРОЮ ДЛЯ ВИДОБУТКУ БУРШТИНУ

В Україні розвідані значні поклади цінного бурштину. На Рівненщину припадає біля шести відсотків світового запасу бурштину. На даний час основні запаси бурштину-сукциніту України виявлені в Прип'ятському бурштиноносному басейні (північна частина Волинської, Рівненської, Житомирської та Київської областей). Тут виявлено 44 бурштинопрояви і ряд родовищ, які переважно залягають у піщаних та піщано-глинистих ґрунтах на глибині до 15 м і є достатніми для дослідження та впровадження нових технологій та обладнань.

Добування бурштину із піщаних родовищ в основному здійснюється двома способами: механічним та гідравлічним. Механічний спосіб включає в себе механічну розробку масиву ґрунту у відкритому кар'єрі або під землею та включає: розкриття продуктивного шару ґрунту, екскавційні роботи, транспортування породи, грохочення, миття породи, рекультивацію земель. Гідравлічний спосіб здійснюється при розмиванні продуктивного шару ґрунту струминами високого тиску, та виносі бурштину на поверхню родовища гідравлічними потоками. Спосіб супроводжується виносом мінерального ґрунту на поверхню родовища, не забезпечує повного вилучення бурштину з родовищ, енергомісткий, призводить до зміни структури ґрунтів, утворення порожнин. Тому, дані проблеми потрібно порушити через те, що механізми та машини, які застосовують при відомих методах видобутку бурштину (механічний та гідравлічний) шкодять навколишньому середовищу, руйнуючи природний ландшафт, а також, не відбувається повного вилучення цінного компоненту із масивів.

Бурштин має застосування в різних галузях. Він легко ріжеться, шліфується і полірується, має широку гаму кольорів. Основним напрямом використання бурштину є ювелірно-виробнича галузь, широко застосовуються продукти його хімічної переробки в медичній та хімічній промисловостях. У ювелірній справі використовуються фракції бурштину великих та середніх розмірів для виготовлення

прикрас. У медицині застосовують бурштинову кислоту. Для того, щоб її отримати, бурштин подрібнюють у порошок. Для цього підійдуть навіть найменші фракції цього каменю, який зазвичай залишається у ґрунті після розробки бурштинових родовищ механічним або гідравлічним способами.

У Національному університеті водного господарства та природокористування його співробітниками запропонований гідромеханічний спосіб підйому бурштину на поверхню родовища, новизна якого підтверджена патентом України №32201 та модернізацією згодом №34122.

Недоліком такої конструкції вібропристрою є те, що створення суцільного суспензого шару відбувається по всій висоті, при цьому витрачається значна енергія на руйнування взаємозв'язків всередині масиву ґрунту. Розміщення вібраторів на поверхні вібропристрою, передають коливання на пустотілі стрижні, не дозволяє в повній мірі використовувати енергію вібраційних хвиль зі збільшенням глибини занурення, що призводить до втрат енергії і знижує ефективність використання пристрою зі значними економічними витратами.

В основу пристрою поставлена задача спрямована на передачу вібраційної енергії по глибині всередині масиву ґрунту, яка при цьому витрачається на самі наконечники вібропристрою, а не на поверхні стрижнів. Поставлена задача досягається тим, що в вібропристрою, який включає компресор і рознесені в просторі і закріплені на вертикальних пустотілих стрижнях біконічні вібровипромінювачі, в пустотілих стрижнях у наконечників розміщені циліндри з рухомими поршнями, до яких ведуть трубки високого тиску, через які подається повітря під тиском, що приводить до руху всього стрижня з біконічними вібровипромінювачами і відбувається передача вібраційних хвиль для масиву, що збуджується.

Така конструкція вібропристрою для видобутку бурштину дозволяє збільшувати коефіцієнт корисної дії самого пристрою і ефективність використання енергії коливальних хвиль зі збільшенням глибини. По горизонталі біконічні вібровипромінювачі рознесені таким чином, що проекції трьох суміжних центрів на горизонтальну площину утворюють рівносторонній трикутник. Таке розміщення дозволяє виключити додаткові енерговитрати на неефективне використання вібропристрою для видобутку бурштину.

Застосування даного вібропристрою для видобутку бурштину дозволяє ефективно витрачати енергію, створює збудник коливальних, який виступає в ролі компресора, повністю дозволяє виключити бурштин з родовища, виключити винесення породи на поверхню родовища, знизити енерговитратність процесу і екологічний вплив на навколишнє середовище.

А.В. Косенко, канд. техн. наук,
молодший науковий співробітник
відділу управління станом масиву гірничих порід,
Інститут фізики гірничих процесів НАН України

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ З ВИКОРИСТАННЯМ БЕЗТРОТИЛОВИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

Залізні руди в Україні видобуваються як відкритим так і підземним способами, причому в Кривбасі видобувається близько 80% загального видобутку, із яких на підземний видобуток приходить близько 30%.

Підземний видобуток багатих залізних руд характеризується пониженням гірничих робіт нижче 1500 м. В умовах цих глибин підвищується гірський тиск, погіршується технологія ведення буропідривних робіт, знижується продуктивність праці бурових майстрів та збільшуються матеріальні витрати на буропідривні роботи. Все це призводить до збільшення енергетичних затрат на відбивання масиву та загальних витрат вибухових речовин по шахті.

Крім того, токсичність та екологічна шкідливість тротилвмісних вибухових речовин разом з існуючими небезпечними засобами ініціювання викликають необхідність обмеження їх застосування в підземних умовах та вимагають розроблення нових технологій вибухових робіт.

Тому метою роботи є дослідження та удосконалення технології буропідривних робіт на основі встановлення закономірностей відбивання руди з використанням безтритилових вибухових речовин та неелектричних засобів ініціювання при видобутку багатих залізних руд на шахтах Кривбасу.

Для досягнення поставленої мети були вирішені наступні завдання:

- 1) виконано аналіз досліджень і публікацій з проблем удосконалення буропідривних робіт з використанням безтритилових вибухових речовин;
- 2) досліджено властивості безтритилових вибухових речовин та неелектричних засобів ініціювання;
- 3) встановлено закономірності відбивання руди з використанням безтритилових вибухових речовин в залежності від гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки родовища багатих залізних руд;

4) удосконалено технологію розробки покладів багатих залізних руд з використанням новітніх вибухових речовин та неелектричних засобів ініціювання;

5) досліджено економічні передумови переходу шахт на безтритилові вибухові речовини в Криворізькому басейні.

Досвід використання безтритилових вибухових речовин на високорозвинених зарубіжних та вітчизняних рудниках дозволяє зробити висновок, що тротилвмісні вибухові речовини повинні бути виведені із застосування при підземних гірничих роботах. Так як основним їх недоліком є висока небезпека при застосуванні через свої вибухові властивості, токсичність і екологічну шкідливість. Відомо, що тротил як токсичний продукт викликає в організмі людини до тридцяти різних захворювань. Також висока вартість і небезпека при застосуванні все більше обмежує їх застосування.

На сьогоднішній день практика роботи високорозвинених гірничодобувних підприємств показує, що застосування безтритилових вибухових речовин є безальтернативним напрямом, що дозволяє здешевити витрати на вибухове відбивання корисних копалин і значно знизити шкідливий екологічний вплив підривних робіт.

Доведено, що напружено-деформований стан середовища робить позитивний вплив на результуючу дію вибуху в певному діапазоні статичних навантажень. Збільшення статичного навантаження викликає появу у відслоненні поверхні зон зниженої і підвищеної концентрації напружень. На межі цих зон діють напруження розтягу і зсуву, що в свою чергу підвищує ефективність використання енергії на подрібнення і відриг матеріалу.

Розроблено методичні рекомендації щодо визначення параметрів буропідривних робіт в умовах високого гірського тиску з використаних безтритилових вибухових речовин.

Розроблено технологічні схеми відпрацювання покладів залізних руд з використанням сучасної самохідної гірничої техніки, безтритилових вибухових речовин та неелектричних засобів ініціювання.

Визначена економічна ефективність застосування безтритилових вибухових речовин та неелектричних засобів ініціювання, яка становить 16–17%.

Виконано техніко-економічне порівняння ефективності сучасних засобів буропідривних робіт з якого встановлено, що при сумарному річному обсязі видобутку залізних руд у Кривбасі на рівні 9,6–10,0 млн т загальний економічний ефект складе приблизно 31,7–33,0 млн грн на рік.

Кохан М.М. студент групи РР-44м
 Науковий керівник: **Башинський С.І.**, к.т.н., доц.
*Гірничо-екологічний факультет
 Державний університет «Житомирська політехніка»*

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ЗНОСУ РОБОЧОГО ІНСТРУМЕНТУ В ХОДІ ВИКОНАННЯ ПРОФІЛЮВАННЯ ВИРОБІВ З ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ

Більшість підприємств каменеобробної галузі для виконання операції профілювання виробів виконує ручний інструменту, при цьому виробам надається найпростіший тип профілю – фаска, або ж дана операція не виконується взагалі. Відповідно, внесення операції профілювання до загального циклу обробки виробів з природного каменю дозволить забезпечити підвищення спектру послуг підприємств, збільшення номенклатури виробів та підвищити кінцеву вартість готової продукції. В результаті цього, актуальності набуде питання доцільності застосування фрезерувальних кругів різних типорозмірів, дослідження оптимальних параметрів їх роботи, в тому числі і інтенсивності їх зносу [1].

Знос інструменту при виконанні операції профілювання визначався за умов каменеобробного підприємства ТОВ «Гранітдрев». В ході виконання операцій профілювання, на підприємстві застосовують вісім різних типів профілювальних головок з метою отримання типових профілів, показаних на рис.1 [2].

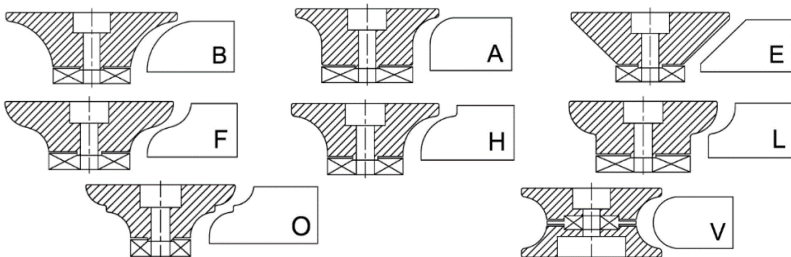


Рис.1. Типи фрез та схематичне зображення профілів, які утворюються при їх використанні

Процес визначення зносу інструменту є досить складним, та ґрунтується на практичних дослідженнях, суть яких полягає у визначенні товщини робочого шару інструменту, який спрацьовується

(стирається) за певний робочий цикл. Порядок виконання дослідів при цьому наступним:

- перед початком операції профілювання було виміряно товщину робочого шару фрези;
- впродовж деякого часу виконувалось профілювання виробів за допомогою даної фрези, при цьому вимірювалась і записувалась довжина граней, пройдених нею;
- по завершенню профілювання виконувався повторний замір товщини робочого шару фрези.

Вимірювання товщини робочого шару фрези виконувалось за допомогою електронного штангенциркуля Digital caliper. Значення зносу робочого інструменту при виконанні певного об'єму робіт може бути описане за допомогою ряду відповідних величин, до яких відносяться: товщина робочого шару інструменту до початку виконання робочого циклу, товщина робочого шару інструменту по закінченню виконання робочого циклу та власне об'єм роботи, виконаний впродовж циклу (таблиця 1).

Таблиця 1

Результати дослідження зносу робочого інструменту

№ з/п	Тип профілю	Товщина робочого шару інструменту до початку робочого циклу, мм	Товщина робочого шару інструменту по завершенню робочого циклу, мм	Відстань, пройдена впродовж робочого циклу, м.п
1	Профіль В	7,59	6,50	5,20
2	Профіль F	4,38	2,82	7,00
3	Профіль Н	11,26	10,72	3,20
4	Профіль L	8,74	7,95	6,50
5	Профіль О	9,37	7,49	7,50
6	Профіль V	2,57	0,35	12,40
7	Профіль Е	4,66	3,74	8,80
8	Профіль А	10,23	9,01	7,30

В основі розрахунку величини зносу інструменту лежить порівняння товщини робочого шару інструменту до початку циклу роботи та по його завершенню. Математично це може бути виражено наступним чином (1):

$$\Delta = h_1 - h_2, \text{мм/цикл} \quad (1)$$

де h_1 – висота робочого шару інструменту до виконання робочого циклу, мм;

h_2 – висота робочого шару інструменту по завершенню робочого циклу, мм.

Оскільки кожна з дослідних ситуацій мала різні значення протяжності циклу роботи, необхідно знайти уніфіковане значення, яке б характеризувало величину зносу інструменту за один і той самий цикл роботи (виконання цієї операції перш за все потрібно для того, щоб мати змогу порівнювати отримані дані) [3]. Для цього було виконано наступний розрахунок (2):

$$\Delta_n = \Delta / L, \text{ мм/м. п.} \quad (2)$$

де Δ – робочий шар інструменту, який руйнується впродовж виконання одного циклу роботи, мм;

L – сумарна довжина профілю, пройденого за один цикл роботи, м.п.

Знаючи номінальну (тобто вказану виробником) товщину робочого шару інструменту, який застосовується для профілювання, на основі вже отриманих даних можна виконати теоретичний розрахунок робочої спроможності інструменту за аналогічних умов роботи (3):

$$Q = h_n / \Delta_n, \text{ м. п.} \quad (3)$$

де h_n – номінальна висота робочого шару інструменту для виконання конкретного профілю, мм;

Δ_n – значення зносу робочого шару інструменту для фрези конкретного профілю, мм/м.п.

Також, з метою оцінки економічної ефективності від використання того чи іншого типу фрез було виконано розрахунок вартості інструменту, необхідного на проходження 1 м профілю (4):

$$P = P_\Phi / Q, \text{ грн/м. п.} \quad (4)$$

де P_Φ – вартість однієї фрези, грн;

Q – робоча спроможність однієї фрези, м.п.

Результати розрахунків відображено у таблиці 2.

Таблиця 2

Результати розрахунку інтенсивності зносу інструменту в процесі виконання профілювання виробів з природного каменю

№ з/п	Тип профілю	Значення зносу інструменту за робочий цикл, мм/цикл	Значення зносу інструменту на метр погонний, мм/м.п.	Номінальне значення товщини робочого шару інструменту, мм	Вартість однієї фрези, грн	Робоча спроможність фрези, м.п.	Вартість інструменту на проходку 1 м профілю, грн/м.п.
1	Профіль В	1,09	0,21	12,00	2100,00	57,17	36,73
2	Профіль F	1,56	0,22	14,00	2217,60	62,81	35,31
3	Профіль Н	0,54	0,17	12,00	1680,00	70,59	23,80
4	Профіль L	0,79	0,12	10,00	1260,00	82,55	15,26
5	Профіль О	1,88	0,25	14,00	2520,00	55,80	45,16
6	Профіль V	2,22	0,18	12,00	2520,00	67,09	37,56
7	Профіль E	0,92	0,10	10,00	1092,00	96,05	11,37
8	Профіль А	1,22	0,17	10,00	1629,60	60,07	27,13

Для порівняння отриманих даних було побудовано ряд порівняльних діаграм (рис.2-4). З порівняльної діаграми інтенсивності зносу інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів видно, що найбільш інтенсивному зносу інструменту сприяє використання профілів типу О, F та В, вочевидь, це пов'язано з тим, що при проходці цих профілів площа контакту фрези з площиною заготовки є найбільшою. Відповідно найменша інтенсивність зносу інструменту спостерігається при використанні фрез типу Е та L.

З порівняльної діаграми робочої спроможності інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів можна встановити, що найбільший запас робочої спроможності мають фрези, для виготовлення профілів типу Е, L та Н, одна фреза даного типу спроможна виконати профілювання в середньому від 80 до 90 м виробів. Найнижчі значення даного показника належать фрезам типів О та А з запасом робочої спроможності від 50 до 55 м.

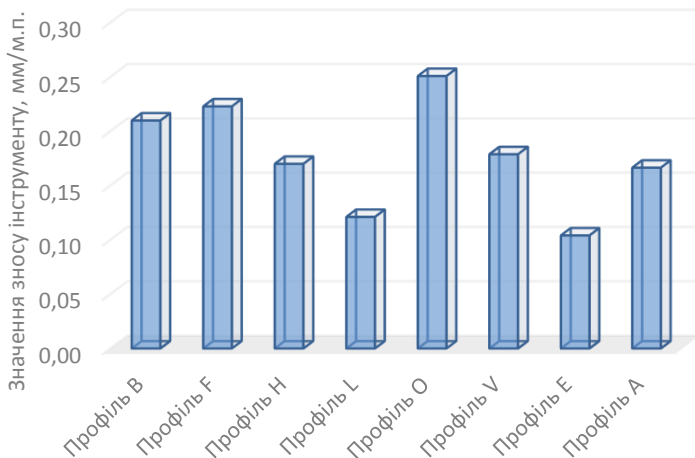


Рис.2. Порівняльна діаграма інтенсивності зносу інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів

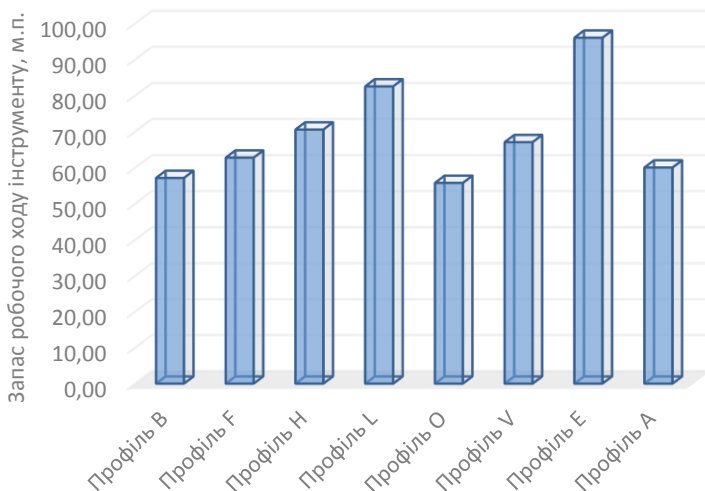


Рис.3. Порівняльна діаграма робочої спроможності інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів

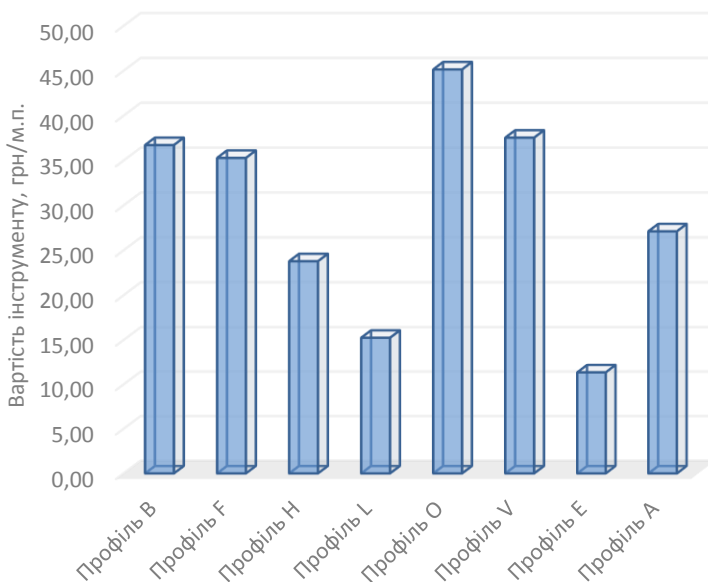


Рис.4. Порівняльна діаграма вартості інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів

На порівняльній діаграмі вартості інструменту в ході профілювання при використанні фрез різних типорозмірів показано співвідношення витрат на інструмент, необхідний для проходження 1 метра готового виробу. Отже, найбільш вартісними у виготовленні будуть профілі типів О, V та В, вартість інструменту на їх виготовлення становитиме в межах від 35 до 45 грн/м.п. В свою чергу, найменші витрати на інструмент потрібні при виготовленні профілів типу L та E, вони становитимуть 10-15 грн/м.п.

Список використаної літератури:

1. Козленко С. П. Реалії та можливості ринку українського декоративного каменю / С. П. Козленко // Камінь. – 2004. – №3. – С. 8–12.
2. Xipeng X., Yuan L., Malkin S. Forces and Energy in Circular Sawing and Grinding of Granite. – Journal of Manufacturing Science and Engineering – vol.123, 2001 – pp.13-22
3. Кичигин А.Ф. Алмазный инструмент для разрушения крепких горных пород.– М.: Недра, 1980. – 159 с.

Кравець М. А., магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
гірничо-екологічного факультету
Іськов С. С., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

НАПРЯМИ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ ЗЕМЕЛЬ

З кожним роком проблема рекультивації порушених земель стає все більш і більш нагальною. Вчені визнають рекультивацію порушених земель як одну з найважливіших проблем сучасності – в Україні, як і в світі, загальна площа порушених земель, зокрема за рахунок видобування корисних копалин, невпинно зростає. Так, в Україні загальна площа порушених земель становить понад 265 тис. га, у т. ч. понад 82 тис. га зайнято торфорозробками. Щороку для потреб гірничовидобувної промисловості виділяють 7–8 тис. га, що належали переважно сільському або лісовому господарствам. При відкритому способі видобування на 1 млн т мінеральної сировини втрати земель складають 76–600 га для марганцевої руди, 14–640 га для залізної руди, 2,6–43,0 га для вугілля, 1,5–583 га для нерудної сировини. При шахтному способі на 1 млн т вугілля під відвали і хвостосховища відводять біля 4,4 га земель [1]. Лише за рахунок незаконного видобування бурштину в Україні сумарна площа власне порушених угідь лісгосподарського призначення складає 4385,45 га [2]. Станом на 2017 р. в Україні нараховувалось понад 143,4 тис. гектарів порушених земель, які потребують рекультивації [3].

Порушення земель при видобуванні корисних копалин відбувається за рахунок:

- відчуження великих площ земель різного призначення для господарської діяльності гірничого підприємства (земельне відведення) – будівництва промайданчика, власне кар'єру, складів і відвалів, прокладання доріг і електромереж тощо;
- осушення і відведення поверхневих і підземних вод, що призводить до порушення гідрологічного режиму території та зміни рельєфу;
- проведення гірничих виробок та вилучення з надр значних обсягів гірських порід в межах гірничого відведення;
- розміщення відходів видобування і збагачування корисних копалин у зовнішніх відвалах, відстійниках та хвостосховищах.

Несприятлива дія відкритого видобуванні корисних копалин негативно позначається не лише на втратах земель різного призначення та погіршення їх сільсько- або лісгосподарської якості,

але і на якісних і кількісних змінах стану довкілля і здоров'я населення, що мешкає поблизу. Тому давно існує необхідність повернення порушених кар'єрними розробками земель до раціонального господарського використання за умови мінімізації і ліквідації шкідливого впливу на довкілля. Це здійснюється за рахунок використання різних технологій і способів рекультивації кар'єрів і прилеглих до них порушених земель.

Відповідно до ст. 166 Земельного кодексу України, рекультивація порушених земель – це комплекс організаційних, технічних і біотехнологічних заходів, спрямованих на відновлення ґрунтового покриву, поліпшення стану та продуктивності порушених земель [4]. Рекультивація порушених земель здійснюється для їх відновлення в сільськогосподарських, лісгосподарських, водогосподарських, будівельних, рекреаційних, природоохоронних і санітарно-оздоровчих цілях.

Рекультивації підлягають землі, які зазнали змін у структурі рельєфу, екологічному стані ґрунтів і материнських порід та у гідрологічному режимі внаслідок проведення гірничодобувних, геологорозвідувальних, будівельних та інших робіт. Тобто об'єктами рекультивації можуть бути як землі, зайняті кар'єрними виробками, териконами, відвалами, хвостосховищами та відстійниками, так і території, порушені під час видобування й збагачення корисних копалин (ділянки земної поверхні, де відбулося зрушення гірських порід, просідання, карстові провали, ерозійні виїмки, заболочені ділянки тощо). При цьому в кожному окремому випадку напрями рекультивації та перелік робіт будуть відрізнятися.

Процес рекультивації порушених земель здійснюється поетапно, розрізняють такі три головні етапи:

- підготовчий, тобто обстеження порушених і порушуваних земель, складання техніко-економічних обґрунтувань і технічних робочих проектів з рекультивації;
- гірничотехнічний, який включає планування та формування укосів, зняття і нанесення родючого шару ґрунту, облаштування гідротехнічних і меліоративних споруд, поховання токсичних розкритих порід, проведення інших потрібних робіт;
- біологічний, який включає комплекс агротехнічних і фіто-меліоративних заходів, направлених на поліпшення агрофізичних, агрохімічних, біохімічних і інших властивостей ґрунту.

Розробка проектів рекультивації повинна здійснюватися на основі діючих екологічних, санітарно-гігієнічних, будівельних, водогосподарських, лісгосподарських і інших нормативів і

стандартів з урахуванням регіональних природно-кліматичних умов і місця розташування порушеної ділянки.

При дослідженні та проектуванні робіт з рекультивації порушених земель на кар'єрах по розробці родовищ будівельної сировини повинні забезпечуватись:

- можливість розміщення відходів та відвалів у природних чи штучних виїмках;
- безпека утилізації інертних відходів і твердих побутових відходів;
- повернення порушених кар'єрними розробками земель в раціональний господарський оборот;
- охорону і збереження відновлених земель.

Повторне використання рекультивованих земель може бути раціональним та ефективним лише при правильному виборі напрямку їх рекультивації. Напрямки рекультивації визначають кінцеве використання порушених земель після проведення відповідних гірничотехнічних, інженерно-будівельних, гідротехнічних та інших заходів, найбільш поширеними з них є:

- сільськогосподарський – переважно у сільськогосподарських районах із сприятливими ґрунтово-кліматичними умовами в густо населених районах, якщо є невисокі відвали розкривних порід, на яких без значних витрат можна провести гірничотехнічну рекультивацію (зокрема нанесення на їх поверхню шару родючого ґрунту або потенційно родючих розкривних порід);
- лісгосподарський – переважно в лісовій зоні для збільшення лісового фонду або в умовах складного технологічного рельєфу;
- водогосподарський – переважно при рекультивації глибоких кар'єрів за рахунок влаштування різноманітних водоймищ, у тому числі рибницьких, а також для плавальних басейнів та ін;
- рекреаційний – передбачає поблизу великих населених пунктів створення рекреаційних зон на порушених землях, малопридатних для сільськогосподарської рекультивації;
- санітарно-гігієнічний – поблизу населених пунктів і промислових підприємств у випадку необхідності біологічної або технічної консервації порушених земель, які негативно впливають на навколишнє природне середовище або рекультивація яких неефективна
- будівельний – приведення порушених земель до стану, придатного для промислового і цивільного будівництва.

Напрямки рекультивації вибирають на основі комплексного врахування таких чинників [5]:

- природні умови району розробки родовища (клімат, типи ґрунтів, геологічна будова, рослинність, тваринний світ тощо);
- стан порушених земель до моменту рекультивациі (характер техногенного рельєфу, ступінь природного заростання тощо);
- мінералогічний склад, водно-фізичні та фізико-хімічні властивості гірських порід;
- агрохімічні властивості порід (вміст поживних речовин, кислотність, наявність токсичних речовин тощо) і їх класифікація за придатністю для біологічної рекультивациі;
- інженерно-геологічні та гідрологічні умови;
- господарські, соціально-економічні, екологічні та санітарно-гігієнічні умови;
- термін служби рекультивацийних земель (можливість повторних порушень і їх періодичність);
- технологія та механізація гірничих і будівельно-монтажних робіт.

Після завершення рекультивациі рекультивовані території та території, що їх оточують, повинні складати оптимально сформовану та екологічно збалансовану ландшафтну ділянку. При використанні ландшафтно-екологічного підходу до рекультивациі обов'язковим є проведення ландшафтного картування, при цьому враховується необхідність покращення екологічного стану місцевості за рахунок облаштування сільськогосподарських угідь чи лісових насаджень, упорядкування території для рекреаційних потреб чи водогосподарського використання тощо [1].

Різні види порушених земель потребують диференційованого підходу до їх рекультивациі. Вибір конкретного виду й напрямку рекультивациі визначається природно-економічними умовами і в більшості випадків диктується тим, які землі були порушені в процесі розробки корисних копалин та як вони раніше використовувалися. Однак стан і напрямок використання земель до порушення та після рекультивациі можуть не завжди співпадати. Вибраний напрямок рекультивациі також повинен задовольняти історико-культурні, санітарно-гігієнічні, естетичні і рекреаційні вимоги. При обґрунтування виду рекультивациі і наступного використання рекультивованих земель потрібно враховувати цінність землі, напрям її попереднього використання, агрохімічний склад розкривних порід, географічне розташування, соціально-економічні чинники і перспективи розвитку району розробки родовища. Існуючі технології рекультивациі не завжди враховують природні умови розташування кар'єрів і не забезпечують вибір науково-обґрунтованих напрямів і способів їх використання і рекультивациі. Звичайно розглядаються лише окремі, суб'єктивно вибрані елементи

робіт по рекультивації, часто у відриві від вирішення питань охорони рекультивованих земель, їх відновлення і оновлення.

Ефективність рекультивації залежить і від строків та якості її проведення. Відповідальність за своєчасну гірничотехнічну рекультивацію і передачу земель в належному стані, які звільнилися після завершення гірничих робіт, покладається на керівників гірничодобувних підприємств, а за своєчасне і раціональне використання - на землекористувачів, яким передаються рекультивовані землі [5]. Для рекультивації порушених земель, відновлення деградованих земельних угідь використовується ґрунт, знятий при проведенні гірничодобувних, геологорозвідувальних, будівельних та інших робіт, шляхом його нанесення на малопродуктивні ділянки або на ділянки без ґрунтового покриття. При здійсненні діяльності, пов'язаної з порушенням поверхневого шару ґрунту, власники земельних ділянок та землекористувачі повинні здійснювати зняття, складування, зберігання поверхневого шару ґрунту та нанесення його на ділянку, з якої він був знятий (рекультивація), або на іншу земельну ділянку для підвищення її продуктивності та інших якостей [6]. Також при виборі технології рекультивації потрібно враховувати можливість самовідновлення гірничопромислових територій, зокрема поступового самовідновлення ґрунтового покриття без активного антропогенного впливу, або лише за рахунок їх залуження чи заліснення. Однак землі, порушені в процесі розробки кар'єрів, - це переважно первинні екотопи, складені відходами збагачувальних фабрик і розкритими породами, виїнятими з великої глибини, то вони звичайно позбавлені рослин і органічної речовини, і самовідновлення рослинності та ґрунтів тут йде як первинна сукцесія і може зайняти дуже тривалий час.

Висновки.

Рекультивація порушених кар'єрними розробками земель за умови мінімізації і ліквідації шкідливого впливу на довкілля є обов'язковим елементом сталого розвитку окремих регіонів та України в цілому. Її необхідність та обов'язковість визначена на законодавчому рівні. Відповідальність за своєчасну гірничотехнічну рекультивацію і передачу земель в належному стані покладається на керівників гірничодобувних підприємств. Вибір конкретного виду й напрямку рекультивації визначається природно-економічними умовами і в більшості випадків диктується тим, які землі були порушені в процесі розробки корисних копалин та як вони раніше використовувалися. Однак вибраний напрямок рекультивації також повинен задовольняти історико-культурні, санітарно-гігієнічні, естетичні і рекреаційні вимоги. В кожному конкретному випадку

напрями рекультивації та перелік робіт будуть відрізнятися.

Список використаної літератури:

1. Іванов Є. А. Проблеми рекультивації і ревіталізації земель, порушених гірничими роботами / Є. А. Іванов, В. І. Біланюк // Надрокористування в Україні. Перспективи інвестування: матеріали Четвертої міжнародної науково-практичної конференції: у 2-х т. (6–10 листопада 2017 р., м. Трускавець). – К.: ДКЗ, 2017. – Т. 2. – С. 262–270.

2. Звіт про оцінку впливу на довкілля рекультивації земель, порушених внаслідок нелегального видобування бурштину, розташованих у кварталі 59 (виділи №№1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, загальною площею 66,0 га) Дубровицького лісівництва ДП «Дубровицьке лісове господарство», Дубровицький район Рівненської області / відповідальний виконавець Ю.Є. Тищенко. – Київ: НАН України, 2018. – 168 с.

3. Стратегія удосконалення механізму управління в сфері використання та охорони земель сільськогосподарського призначення державної власності та розпорядження ними, затверджена постановою Кабінету Міністрів України від 7 червня 2017 р. № 413.

4. Земельний кодекс України. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/2768-14#Text>

5. Мартинова О. А. Рекультивація земель : конспект лекцій з дисципліни / О.А.Мартинова. - Донецьк, 2010. – 44 с.

6. Старостенко В.И., Легостаева О.В., Макаренко И.Б., Павлюк Е.В., Шарыпанов В.М. Об автоматизированном вводе в компьютер изображения геолого-геофизических карт с разрывами первого рода и визуализации в интерактивном режиме трехмерных геофизических моделей и их полей // Геофиз. журн.– 2004.– т.26, №1.– С. 3-13.

7. Геодезичні роботи в землевпорядкуванні : навч. посібник./ укл. М.П. Ранський. – Чернівці : Чернівецький нац. ун-т, 2011. – 92 с.

8. Про охорону навколишнього природного середовища: Закон України від 25.06.1991 № 1264-ХІІ.

9. Про оцінку впливу на довкілля: Закон України від 23.05.2017 № 2059-VIII.

10. Бакка М.Т. Організація і планування маркшейдерських та гірничих робіт. – Житомир: РВВ ЖДТУ, 2006. – 356 с.

РЕКУЛЬТИВАЦІЯ ВИРОБЛЕНИХ ТОРФОВИХ РОДОВИЩ

Рекультивація порушених земель - це комплекс організаційних, технічних і біотехнологічних заходів, спрямованих на відновлення ґрунтового покриву, поліпшення стану та продуктивності порушених земель. Проекти рекультивації порушених земель розробляються на основі завдання на проектування технічних умов.

У проекті рекультивації встановлюється технічна та економічна доцільність рекультивації, обґрунтовується вид наступного цільового використання рекультивованих земель, визначаються обсяги робіт технічного і біологічного етапів рекультивації, вибираються найбільш раціональні комплекси машин та обладнання.

Видобуток і переробка торфу в світі є високорентабельним і перспективним видом бізнесу. Різноманіття гідрогеологічних умов торфових родовищ зумовило створення різних схем осушення і протипожежного водопостачання для їх подальшої розробки з метою видобутку торфу, і так само після завершення розробки - для використання в різних напрямках. Подальше використання вироблених торфових родовищ залежить від типу вироблення, потужності залишеного шару торфу і його якості, водного режиму та інших чинників. Рекультивація повинна проектуватися за кілька років до завершення видобутку торфу.

Для використання в сільському господарстві найбільш придатними та економічно доцільними є торфові родовища, на яких видобуток здійснюється фрезерним способом. Вони являють собою вирівняні ділянки у вигляді окремих карт, розділені дренажними каналами. Потужність шару торфу, що залишається зазвичай не перевищує 10-50 см. На окремих ділянках торфовий шар може бути відсутнім зовсім.

Рекультивацію вироблених торфовищ для сільськогосподарських цілей проводять в два етапи. Перший етап технічний, включає пристрій осушувальної мережі, знищення чагарників і дрібнолісся, планування поверхні і будівництво доріг. Цей етап виконується підприємством, який безпосередньо здійснює розробку торфового родовища. Біологічний етап рекультивації - це комплекс меліоративних і агротехнічних заходів, спрямованих на відновлення родючості вироблених торфовищ. Сюди відноситься осушення з двостороннім регулюванням водного режиму, первинна і передпосівна обробка ґрунту, вапнування.

Природна родючість вироблених торфових родовищ дуже низька. Без застосування добрив, урожай отримати практично неможливо. Саме тому в перші роки освоєння необхідно вносити всі види добрив: органічні, мінеральні, бактеріальні та мікродобрива. Біологічна рекультивація проводиться землекористувачем, але також за рахунок коштів підприємства, що розробляло родовище. Осушують вироблені торфовища мережею відкритих каналів, закритим дренажем або поєднанням цих методів. Під польові культури краще застосовувати закритий дренаж, а під сінокоси і пасовища - відкритий.

На вироблених торфовищах можна вирощувати різні польові культури, особливо багаторічні та однорічні трави, а також овочеві і ягідні культури. Передпосівна обробка ґрунту під багаторічні трави після обробітку попередніх культур складається з дискування, закладення внесених добрив і прикочування. Кращу продуктивність багаторічні трави забезпечують при ранньому весняному безпокровному залуженні. До складу травосумішей включаються такі види трав, як стоколос безостий, тимофіївка лугова, вівсяниця лугова, конюшина гібридна, конюшина лугова та інші. При нестійкому водному режимі на ділянці в складі травосумішей слід використовувати двокісточник тростинний, лисохвіст луговий, бекманію. Можливо також вирощування нехарчових продуктів - наприклад, торфодернових килимів (ТДК). ТДК - це покриття газонного типу, які формуються з переплетення мичкуватих кореневих систем та наземної частини трав'янистих рослин на торфовій основі. Торфодернові килими мають суттєві переваги перед традиційними технологіями облаштування газонів. Вироблені торфовища з потужністю торфу до 30 см, а також невироблені околиці боліт, можуть бути об'єктами лісгосподарського освоєння. Вони, досить часто, навіть краще підходять для вирощування лісу, ніж глибокі торф'яні поклади.

Після первинної обробки ґрунту тут висаджують різні породи дерев. Наприклад у Білорусії кращим посадковим матеріалом для рекультивації вироблених торфовищ були саджанці сосни, ялини, берези, а також вкорінені живці тополі. У Фінляндії змішані сосново-вільхові насадження виявилися значно ефективніше, ніж чисті соснові. Значна частина вироблених торфовищ може використовуватися для видобутку торфу на прилеглих територіях - там проходять тимчасові дороги, знаходяться склади готової продукції, бурти і т.д.

Структура торфових ресурсів, типи покладів і види торфів роблять їх перспективними у різних напрямках рекультивації.

І.Д. Литвинчук, аспірант
О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ПРОБЛЕМИ ВИЙМАННЯ ФЛЮВІОГЛЯЦІАЛЬНИХ ВІДКЛАДІВ НА РОЗКРИВНИХ УСТУПАХ РОДОВИЩ СКЕЛЬНИХ БУДІВЕЛЬНИХ ПОРІД

Флювіогляціальні відклади (від лат. «*Fluvius*» – річка і «*glacialis*» – крижаний) – це група відкладів, що утворюються в результаті вимивання, перенесення і відкладення матеріалу морен потоками талих льодовикових вод. Серед них виділяють два генетичних типи: внутрішньольодовикові (інтрагляціальні) та прильодовикові (перигляціальні). Внутрішньольодовикові флювіогляціальні відклади утворюються в результаті відкладення матеріалу всередині танучого льодовика (в над- і всередині льодовикових крижаних руслах). Прильодовикові відклади накопичуються за межами танучого льодовика в результаті відкладення талими водами матеріалу, вимитого з внутрішньольодовикових областей і крайових морен.

Флювіогляціальні відклади тісно генетично пов'язані з моренами, але на відміну від них зазвичай мають певне сортування, іноді шаруватість і залягають у формі конусів виносу, лінз та русел внутрішньольодовикових потоків. Для прильодовикових відкладів характерна швидка зміна грубих галечників і валунних пісків дрібнозернистими косошаруватими пісками по мірі віддалення від краю льодовика.

Флювіогляціальні відклади у формі конусів виносу є найпоширенішими і залягають плащеподібно з розмивом на кінцевих і основних моренах. Потужність їх досить невитримана, коливається від 0,5...3,5 м зверху морен до 16...35 м на грядках і горбах. Конуси виносу в основному складені пачками добре промитого і відсортованого піщано-гравійно-галькового матеріалу з валунів, піску і гравійно-галько-валунних відкладів (рис. 1). Ці відкладення часто перешаровуються в розрізах і містять включення абляційної морени. Товща флювіогляціальних порід має горизонтальну шаруватість з невеликим дистальним ухилом, а в прошарках і лінзах – косу і горизонтальну шаруватість. Кут нахилу косошаруватих серій становить 7-45°. В конусах виносу спостерігаються дислокації просідання, що виражаються в скидах, флексуроподібних вигинах шаруватості та ін. На високих внутрішніх ділянках схилів залягає

більш грубий галько-валунний і піщано-гравійний матеріал. У дистальному напрямку уламковий матеріал конусів виносу стає дрібніше і однорідніше. Флювіогляціальні поклади нерідко містять лінзи, катуні і брили основної морени, а на схилах перекриті зверху чохлом абляційної морени.



Рис. 1. Відклади флювіогляціальних конусів виносу в кар'єрі «Векиці» (Білорусь)

Із загальної кількості кар'єрів нерудних будівельних матеріалів значна частка (10-20 %) припадає на кар'єри, що розробляють піщано-гравійні родовища флювіогляціальних відкладів, тобто їх використовують в якості корисних копалин для виробництва піску, каменю та щебню. Однак в деяких випадках, зокрема при видобуванні будівельного каменю на щебінь або на блоки, флювіогляціальні відклади відносять до розкривних порід, оскільки вони розміщені зверху скельного масиву та повністю або частково перекривають доступ до корисної копалини. Середня потужність таких відкладів становить біля 10 м. Традиційні технології зняття шару флювіогляціальних відкладів, які використовуються при їх розробці в якості корисних копалин, на родовищах скельних будівельних матеріалів зазвичай є неефективними та недоцільними, оскільки переважна більшість з них використовують обладнання гідромеханізації, а при наявності у відкладах валунів значних розмірів необхідне потужне виймально-навантажувальне обладнання. Слід зазначити також, що проблема виїмки флювіогляціальних відкладів зазвичай виникає на кар'єрах не на стадії розкриття родовища, а вже в

процесі його розробки. В цьому разі процес зняття шару піщано-гравійної суміші ускладнюється ще більше через обмеження робочого простору та відсутності відповідного виймального обладнання.

В межах Соснівського родовища флювіогляціальні відклади, за формою залягання, мають плащеподібну форму, що належить до кінцевої морени (перемиті відклади). На родовищі присутні моренні та підморенні відклади Дніпровського льодовику (vd , lg , gP_{II}) представлені суглинками, супісками, пісками з прошарками глини, гравієм, галькою та валунами граніту (рис. 2). Потужність коливається від 0,2 до 16,5 м. Водно-льодовикові відклади покривають значну площу Соснівського родовища та залягають на корі вивітрювання гранітів.



Рис. 2. Флювіогляціальні відклади на Соснівському родовищі граніту

В процесі відробки Соснівського родовища гранітів зняття шару флювіогляціальних відкладів на розкривному уступі в північно-східній частині кар'єру особливо ускладнилось, коли виявилось, що гравійно-піщана суміш має на окремих ділянках значну кількість гальки та валунів (від 40 до 80%), а існуюче на кар'єрі обладнання не має технічної можливості вийняти цей шар відкладів.

Згідно класифікації гірських порід для механічного обертального буріння флювіогляціальні відклади мають V категорію, проте, внаслідок різкої зміни концентрації гравійно-валунного матеріалу кристалічних порід, категорія за буримістю може зростати до X (в деяких випадках до XI).

Рішення підготувати шар відкладів до виймання буропідривним способом не надало бажаного результату. Під час буріння свердловин відбувається заклинування бурової штанги в масиві через наявність великої кількості гравійно-галько-валунного матеріалу в покрівлі шару (рис. 3). Отже в даних умовах необхідна розробка спеціальних технологічних рішень на основі детального вивчення структури залягання флювіогляціальних відкладів, існуючих технологій розробки піщано-гравійних родовищ та інноваційних підходів до вирішення цієї проблеми.



Рис. 3. Заклинена бурова штанга в шарі флювіогляціальних відкладів на кар'єрі Соснівського родовища гранітів

Таким чином, зняття шару флювіогляціальних відкладів, складених переважно галько-валунним матеріалом, на розкритих уступах кар'єрів, що розробляють родовища будівельних матеріалів становить актуальну науково-технічну та інженерну задачу, вирішення якої дозволить збільшити площу розкриття корисних копалин та підвищити коефіцієнт використання запасів родовища.

Микитюк І. І., студентка 4-го курсу
Куницька М.С., аспірант кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

ПЕРЕВІРКА ГОЛОВНОЇ УМОВИ НІВЕЛІРА

Нівелір (від нім. *nivellieren* - вирівнювати) - геодезичний прилад - висотомір, який використовують для вимірювання перевищень горизонтальною лінією візування.

Основною ознакою нівеліра є те, що візирний промінь, який ним задається, має бути горизонтальним. Тобто в ньому має бути пристрій для горизонтального установлення візирного променя. За способом установлення горизонтально візирного променя нівеліри поділяють на нівеліри з компенсатором і рівневі нівеліри.

У самовстановивних нівелірах горизонтальність візирного променя забезпечується пристроєм, який називають компенсатором. Отже, найважливішою умовою в нівелірах такого типу є встановлення цим пристроєм візирного променя горизонтально. У рівневих нівелірах для горизонтального установлення візирного променя є циліндричний рівень. Звідси випливає найважливіша умова для нівелірів такого типу - паралельність осей циліндричного рівня і візирного променя. Візирний промінь у таких нівелірах є продовженням візирної осі, тому цю умову можна сформулювати як паралельність осі циліндричного рівня LL' і візирної осі VV' (рис.1.1). Вкручуючи або викручуючи елевацийний гвинт окуляр зорової труби підіймається або опускається відповідно навколо осі обертання труби. Разом із зоровою трубою нахилиється циліндричний рівень. Геометричні елементи нівеліра показано на рис.1.1.

Для приблизного встановлення вертикальної осі прямовисно для обох типів нівелірів має бути свій пристрій. Таким пристроєм є сферичний рівень, який можна нахилити у вертикальній площині разом із нівеліром підймальними гвинтами підставки. Отже, другою умовою нівеліра буде паралельність осей L_1L_1' сферичного рівня і вертикальної осі ZZ' обертання нівеліра.

Повірки і регулювання нівеліра проводять відповідно до приведеної методики дослідження. Перед повірками треба виконати такі операції:

- після відкриття футляра треба ознайомитися з укладкою приладу, щоб потім правильно встановити його знову в середину футляра;
- нівелір необхідно обережно встановити на заздалегідь приготовлений штатив та прикрутити становим гвинтом;

- не можна торкатися руками до об'єктива, окуляра та інших оптичних деталей;
- при зовнішньому огляді приладу встановлюють відсутність видимих пошкоджень: тріщин на оптиці та ампулах рівнів, подряпин та вм'ятин на пофарбованих поверхнях, пошкоджень гвинтів
- перевіряють плавність та рівномірність ходу під'ємних та навідних гвинтів, плавність повороту труби.

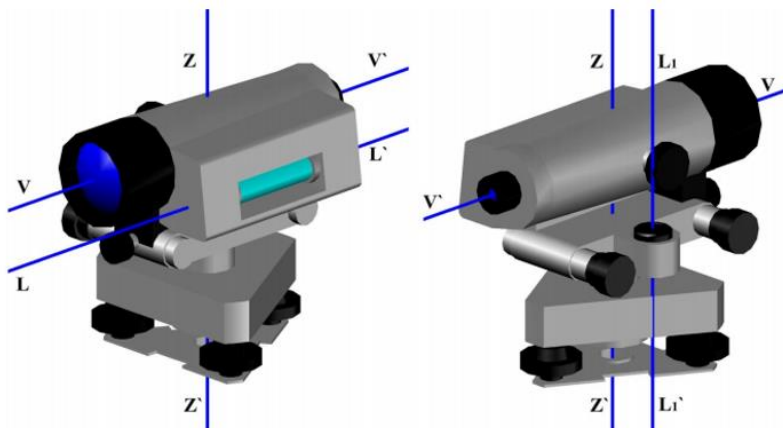


Рис. 1.1. Геометричні елементи нівеліра

Головна умова нівеліра – вісь циліндричного рівня і візирна вісь зоровою труби мають бути паралельними.

Перевірку головної умови нівеліра можна виконувати у два способи.

Перший спосіб. На місцевості закріплюють дві точки (металеві прути, забиті в землю), відстань між якими дорівнює 80 – 100 м (рис. 1.2). В лабораторних умовах відстань повинна бути не менше 40 м.

Посередині між точками встановлюють нівелір. Різниця пліч (різниця відстаней до точок назад і вперед) не повинна перевищувати 1% від відстаней між точками 1 і 2. Знімають відліки α_1 і α_2 по рейкам, встановленим відповідно на задній точці 1 і передній точці 2. Визначають перевищення між точками в напрямку 1 – 2 за формулою $h_{ict} = \alpha_1 - \alpha_2$. Це перевищення приймають за істину, тому що в відліках α_1 і α_2 містяться похибки x_1 і x_2 , які мають однакову величину за рахунок однакових відстаней до рейок, однакового кута нахилу осі i в обох напрямках назад і вперед.

Встановлюють нівелір поблизу точки 1 на відстані приблизно 4 метри і знімають відліки по рейкам b_1 і b_2 і знову визначають перевищення між точками в напрямку 1 – 2 за формулою $h = b_1 - b_2$. У відліку b_1 міститься невелика похибка, яка знаходиться в межах похибки відліку по рейці. У відліку b_2 міститься практично вся похибка X за рахунок нахилу візирної осі. Цю похибку визначають за формулою $X = h - h_{icm}$. Визначають кут нахилу візирної осі за формулою $i = \frac{X}{S} \times \rho''$, де S – відстань від нівеліра до дальньої рейки (визначають по дальномірним ниткам зорової труби нівеліра з похибкою 0,1 – 0,2 м); ρ'' – один з радіан в секундах, який дорівнює $\rho'' = 206265''$. Допустима величина нахилу візирної осі $i_{дон} = 10''$ для всіх типів нівелірів. Якщо $i \geq i_{дон}$ визначають виправлений відлік по дальній рейці за формулою $b_{2вип} = b_1 - h_{icm}$. Для контролю знову визначають перевищення за формулою $h = b_1 - b_{2вип}$. Це перевищення повинно дорівнювати істинному, яке було визначене при нівелюванні із середини за формулою $h_{icm} = \alpha_1 - \alpha_2$.

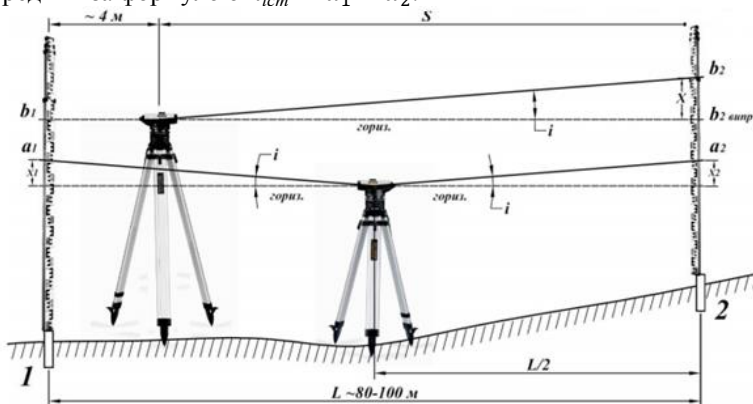


Рис. 1.2. Схема розташування приладів при повірці головної осі нівеліра першим способом

Юстировку (виправлення) нівеліра з циліндричним рівнем виконують таким чином. Поворотом елевацийного гвинта встановлюють відлік по дальній рейці $b_{2вип}$. При цьому візирна вісь нівеліра встановлюється в горизонтальне положення, а вісь циліндричного рівня нахилиється на кут i . Бульбашка рівня відхиляється від нуля. Поворотом виправних гвинтів ампули рівня (верхнім і нижнім) виводять бульбашку рівня в нуль. Юстировку (виправлення) нівеліра з компенсатором виконують таким чином. Поворотом виправних гвинтів сітки ниток (верхнім і нижнім)

встановлюють відлік по дальній рейці $b_{2_{\text{вип}}}$. Після юстировки перевірку головної умови нівеліра повторюють.

Приклад розрахунків:

$$\alpha_1 = 1470 \text{ мм}; \alpha_2 = 1840 \text{ мм};$$

$$h_{\text{icm}} = \alpha_1 - \alpha_2 = 1470 - 1840 = -370 \text{ мм}$$

$$b_1 = 1530 \text{ мм}; b_2 = 1920 \text{ мм};$$

$$h = b_1 - b_2 = 1530 - 1920 = -390 \text{ мм}$$

$$X = h - h_{\text{icm}} = -390 - (-370) = -20 \text{ мм}$$

$$i = \frac{X}{S} \times \rho = \frac{-20}{80000} \times 206265 = -51,566'' = -51,6''$$

$$i \geq i_{\text{доп}} \text{ отже, } b_{2_{\text{вип}}} = b_1 - h_{\text{icm}} = 1530 - (-370) = 1900 \text{ мм}$$

$$h = b_1 - b_{2_{\text{вип}}} = 1530 - 1900 = -370 \text{ мм}$$

$$\text{Отже } h = h_{\text{icm}} - 370 \text{ мм} = -370 \text{ мм}.$$

Другий спосіб. Як і в першому способі на місцевості закріплюють дві точки (рис 1.3.). Встановлюють нівелір біля однієї з точок (точка 1). Вимірюють висоту нівеліра v_1 (вертикальна відстань від точки до середини окуляра). Наводять на рейку, яка встановлена на дальній точці 2 і знімають відлік по рейці α_2 . Визначають перевищення між точками в напрямку 1 – 2 за формулою $h_{1-2} = v_1 - \alpha_2$. За рахунок нахилу візирної осі на кут i відлік α_2 вміщує похибку X .

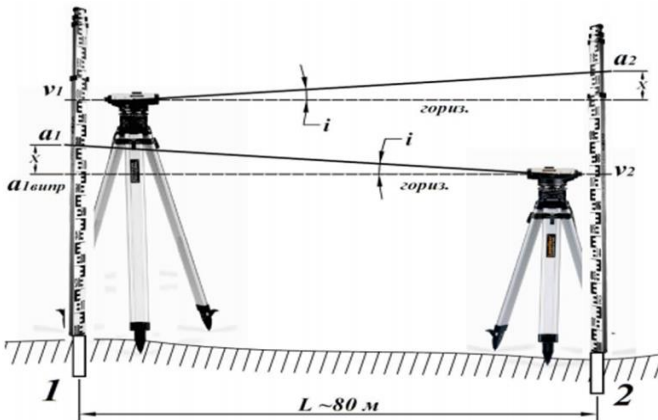


Рис. 1.3. Схема розташування приладів при проверці головної умови нівеліра другим способом

Істинне перевищення (без похибки) дорівнює $h_{\text{icm}(1-2)} = v_1 - \alpha_2 + X$.

Переносять нівелір і встановлюють його біля точки 2. Вимірюють висоту нівеліра v_2 . Наводять на рейку, яка встановлена в дальній точці 1 і знімають відлік по рейці α_1 . Визначають перевищення між точками в тому ж самому напрямку 1 – 2 за формулою $h'_{1-2} = \alpha_1 - v_2$. За рахунок нахилу візирної осі на кут i відліку α_1 вміщує туж саму похибку X . Істинне перевищення (без похибки) дорівнює $h_{icm(1-2)} = \alpha_1 - X - v_2$.

Середнє значення перевищення не вміщує похибки X .

$$h_{cep} = \frac{v_1 - \alpha_2 + X + v_1 - \alpha_2 - X - v_2}{2} = \frac{v_1 - \alpha_2 + \alpha_2 - v_2}{2}$$

Визначають похибку X за формулою:

$$X = h'_{1-2} - h_{cep}$$

Визначають кут нахилу візирної осі за формулою :

$$i = \frac{X}{L} \times \rho''$$

Якщо $i \geq i_{дон}$ визначають виправлений відлік по дальній рейці $\alpha_{1_{вин}}$ за формулою $\alpha_{1_{вин}} = \alpha_1 - X$.

Юстировку (виправлення) нівеліра виконують таким же чином, як і в першому способі. Якщо нівелір з циліндричним рівнем, то поворотом елевацийного гвинта встановлюють відлік по дальній рейці $\alpha_{1_{вин}}$, а поворотом виправних гвинтів ампули рівня виводять бульбашку рівня в нуль пункт. Якщо нівелір з компенсатором, то поворотом виправних гвинтів сітки ниток встановлюють відлік по дальній рейці $\alpha_{1_{вин}}$.

Приклад розрахунків:

$$v_1 = 1530 \text{ мм}; \alpha_2 = 1920 \text{ мм};$$

$$h_{1-2} = v_1 - \alpha_2 = 1530 - 1920 = -390 \text{ мм}$$

$$v_2 = 1570 \text{ мм}; \alpha_1 = 1220 \text{ мм};$$

$$h'_{1-2} = \alpha_1 - v_2 = 1220 - 1570 = -350 \text{ мм}$$

$$h_{cep} = \frac{v_1 - \alpha_2 + \alpha_2 - v_2}{2} = \frac{1530 - 1920 + 1220 - 1570}{2} = -370 \text{ мм}$$

$$X = h'_{1-2} - h_{cep} = -350 - (-370) = 20 \text{ мм}$$

$$i = \frac{X}{L} \times \rho'' = \frac{20}{80000} \times 206265 = 51,6''$$

$$\alpha_{1_{вин}} = \alpha_1 - X = 1220 - 20 = 1200 \text{ мм}$$

ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ ТА ПОДАЛЬШИЙ РОЗВИТОК ГЕОПОЛІМЕРІВ

Термін «геополімер» має декілька визначень, і вони доволі різні, але ми будемо звертатися до визначення французького дослідника Джозефа Давідовіца. Він застосував термін «геополімери» для позначення штучно синтезованих полімерних матеріалів, що мають структуру з повторюваними в ланцюгах атомами кремнію і алюмінію. Під в'язучими лужної активації (геополімери) також прийнято мати на увазі в'язучі системи на основі тонкодисперсних аморфних або кристалічних алюмосилікатних матеріалів, що мають лужну реакцію (зазвичай розчинами гідроксидів, силікатів або алюмінатів натрію і калію). Затверділі геополімери мають різний хімічний склад порівняно з портландцементним каменем і принциповим чином відрізняється за структурою. Геополімерний камінь являє собою каркасний алюмосилікат з тетраедрами SiO_4 і AlO_4 , що мають спільні вершини.

Основи геополімерних матеріалів були закладені Джозефом Давідовіцем в кінці 70-х років двадцятого століття. Геополімерні в'язучі охоплює клас сучасних, неорганічних, аморфних, синтетичних полімерів – алюмосилікатів із специфічним складом та властивостями, що вивчаються з 1950-х років. Дослідження геополімерів проводяться головним чином для заміни портландцементу і, отже, для широкого використання їх у будівництві. Поки що ця мета не була досягнута, головним чином через відносно високі витрати деяких їх компонентів, але матеріали такого типу використовуються в конкретних галузях, де важливі їх унікальні властивості, такі як дуже висока вогнестійкість.

Згідно Джозефа Давідовіца, реакція отримання геополімерів протікає в три стадії:

- на першій стадії відбувається розчинення оксидів кремнію і алюмінію в лужному середовищі – концентрованому розчині NaOH або KOH ;
- на другій стадії відбувається розщеплення природних полімерних структур на мономері;
- на третій – захоплення і ущільнення внаслідок перетворення мономерів в полімерні матеріали.

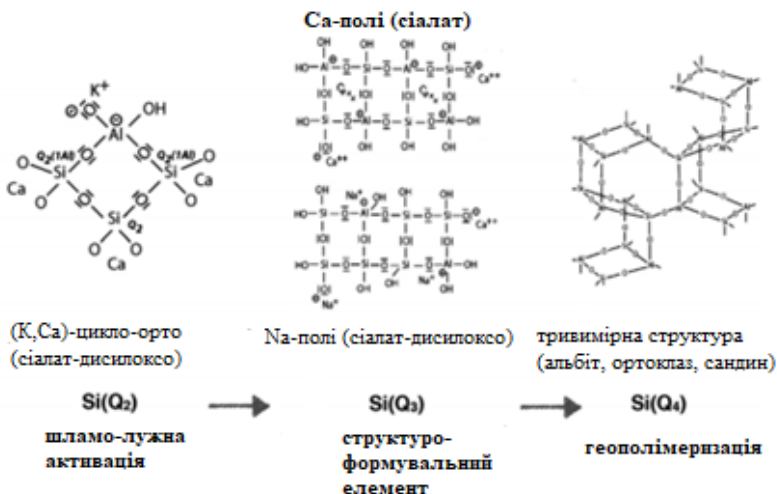


Рис. 1. Процес геополімеризації і формування тривимірної структури

Сама розробка геополімерного в'язучого на основі подрібнених гірських порід відноситься до числа найбільш перспективних мало енергоємних і ресурсозберігаючих технологій будівельних матеріалів. Однак в широкому розумінні цих матеріалів впровадження в практику стримується недостатньо вивченою довговічністю геополімерів. До того ж базовий інгредієнт в геополімерного матеріалу – це виробничі відходи, і ми не можемо бути на 100 % впевненими що зола і шлам не можуть зашкодити людському здоров'ю. З огляду на той факт, що геополімери недавно були відкриті, а значить, не було достатньо вивчене їх вплив на людське здоров'я.

До числа факторів, що визначають довговічність бетонів, відноситься усадка, від якої багато в чому залежить їх тріщиностійкість і проникність для корозійно-активних агентів. В більшості випадків потрібно враховувати також ще те, що при виготовленні геополімерів використовується гідроксид натрію, а при недбалому поводженні він може викликати хімічні опіки різного ступеня. Незважаючи на велике значення усадки геополімерного та інших активізованих лугами в'язучих, це явище вивчене недостатньо і іноді має непередбачуваний характер, що стримує застосування цих в'язучих в промислових масштабах. У зв'язку з цим виявлення закономірностей усадки геополімерних в'язучих на різних етапах їх структуроутворення дозволить точніше прогнозувати довго строкові властивості геополімерних бетонів.

Із цього власне виходить, що властивості і галузі застосування геополімерів будуть залежати головним чином від їх хімічної структури, а більш конкретно, від їх атомного співвідношення кремнію і алюмінію. І починаючи з цього ми можемо поступово розглядати самі перспективи розробки геополімерів. Завдяки легкій, енергоефективній, екологічній обробці і відмінним механічним властивостям, геополімери є швидко розвиваючими матеріалами, які можна використовувати для цілого ряду будівельних матеріалів, вогнестійких керамічних матеріалів, композитів; вони також забезпечують матрицю, яка підходить для стабілізації токсичних відходів.

Цей новий тип цементу можна використовувати, особливо, при виробництві збірного залізобетону, оскільки при термічній обробці він досягає величини міцності на стиск 50-60 МПа протягом короткого періоду. Таким чином, можна скоротити етапи формування та зберігання, отже, із цього виходить що буде підвищена продуктивність заводу. Окрім того, ці матеріали, які дуже добре прилипають до арматурної сталі, мають багатоетапну стабільність, вогнестійкість і довговічність в агресивних середовищах. І вони доволі можуть бути конкурентоспроможними за ціною в порівнянні з матеріалами із портландцементу. На наш час багато науковців шукають можливості використання менш забруднюючих матеріалів при виготовленні бетону та здешевлення самих матеріалів в виробництві, геополімери мають досить великі перспективи в цій сфері.

Удосконалення технології геополімерних матеріалів на основі промислових відходів і широке впровадження цих технологій в практику дозволять вирішити кілька науково-технічних завдань:

- по-перше, отримати будівельний матеріал з більш високими техніко-будівельними характеристиками, зокрема підвищеної довговічності;

- по-друге, знизити потребу будівельної індустрії в природних сировинних матеріалах;

- по-третє, вирішити проблему складування і раціонального використання багатотоннажних промислових відходів;

- по-четверте, значно знизити енергоємність виробництва в'язучих за рахунок виключення операції випалу;

- по-п'яте, зменшити собівартість виробництва будівельних матеріалів за рахунок використання більш дешевої сировини.

Крім того, заміщення в будівельній індустрії портландцементу на геополімерні в'язучі дозволить значно скоротити кількість викидів вуглекислого газу в атмосферу.

Незважаючи на значні переваги геополімерних в'язучих, вони поки не знаходять широкого застосування в будівництві. Це пов'язано

з тим, що вплив складу сировинних матеріалів і технологічних параметрів на властивості геополімерних матеріалів досліджено ще недостатньо повністю, тому їх властивості міцності, довговічність та інші характеристики не завжди мають прогнозований характер. Для створення та сталого розвитку галузі геополімерних будівельних матеріалів необхідні накопичення і системний аналіз даних про вплив різних чинників на властивості, що дозволить створити науково практичні основи промислових технологій геополімерних матеріалів різного будівельного призначення.

Також це ще пов'язано з нестабільністю складу сировинних матеріалів на основі промислових відходів, відсутністю нормативних документів, що регламентують виробництво і використання нових матеріалів, відсутністю методик прогнозування їх довговічності. Для вирішення цих проблем необхідно не тільки проведення подальших досліджень геополімерних матеріалів, але і отримання відомостей про ефективність їх технологій і експлуатаційну поведінку в процесі дослідно-промислового застосування в умовах реальної експлуатації.

Перелік використаної літератури:

- 1) Ерошкина Н.А. Повышение водостойкости и прочности вяжущих на основе магматических горных пород / Н.А. Ерошкина, В.И. Калашников, М.О. Коровкин // Новые энерго- и ресурсосберегающие, наукоемкие технологии в производстве строительных материалов: материалы Междунар. науч.-техн. конф. – Пенза: Приволжский Дом знаний, 2006. – С. 49-54.
- 2) Ерошкина Н.А. Геополимерные строительные материалы на основе промышленных отходов: моногр. / Н.А. Ерошкина, М.О. Коровкин. – Пенза: ПГУАС, 2014. – 128 с.
- 3) Глуховский В.Д. Шлакощелочные цементы и бетоны / В.Д. Глуховский, В.А.Пахомов. – Киев: «Будивельник», 1978. – 184 с
- 4) Davidovits, J. Soft Mineralurgy and Geopolymers. In proceeding of Geopolymer 88 International Conference, the Université de Technologie, Compiègne, France. 1988. – pp. 49-56.
- 5) Davidovits J. Chemistry of Geopolymeric Systems Terminology// Proc. Int. Conf. “Geopolymer”. France, 1999.
- 6) Kumar S., Kumar R. Mechanical activation of fly ash: Effect on reaction, structure and properties of resulting geopolymer, Ceramics International, Vol. 37, 2011, pp 533. – 541.

ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИБОЮ АЛМАЗНОГО КАНАТУ

При відокремлення моноліту від масиву за допомогою алмазно-канатних установок роботу здійснює алмазний канат у вигляді кільця певної довжини. Довжина даного кільця залишається постійною окрім випадку, коли пересування установки обмежені. Тоді процеси різання зупиняють, а алмазні канати вкорочують шляхом відрізання його частини та закільцювання решти.

Контур алмазного канату умовно можна розділити на три ділянки: робочий контур, контур, який перебуває на установці, вільна ділянка алмазного канату.

Довжина частини алмазного канату, що перебуває між шківом алмазно-канатної установки, залишається постійною під час різання, оскільки шків установки не змінює свого відносного положення. Робочі контури – це та частина алмазного канату, що знаходиться в пропилі та виконує роботу по руйнувань каменю. Вільна частина канату складається з двох гілок – верхньої та нижньої у випадку здійснення вертикальних пропилів. Дві гілки перебуває весь час у повітрі між пропилом та алмазно-канатною установкою.

За час роботи алмазно-канатної установки сума довжин робочого контуру та вільної ділянки залишається постійною. Тому по довжині вільної ділянки легко вираховуються довжина робочого контуру, від якої залежить співвідношень між енергосиловим параметрам процесу алмазно-канатного різання.

Позначимо окремі параметри на схемі (рис. 1).

Відповідно до наведеної схеми довжину вільної ділянки канату можна визначити за наступною формулою:

$$L_v = \sqrt{h_1^2 + a^2} + \sqrt{h_2^2 + a^2}$$

де h_1, h_2 – проекції гілок вільної ділянки канату на відкосі уступу, м;

a – відстань від відкосу уступу до алмазно-канатної установки, м.

Тобто, довжина вільної ділянки канату виражається квадратичною залежністю від відстані алмазно-канатної установки до відкосу.

Відповідно, максимальне значення параметрів h_1 та h_2 будуть спостерігатись на початку різання, але при цьому справедливою буде формула:

$$H = h_1 + h_2 + b \Rightarrow h_1 + h_2 = H - b$$

де H – відстань між точкою входу канату у пропи́л та точкою його виходу, м;

b – відстані між допоміжними шківом алмазно-канатної установки на просвіті, м.

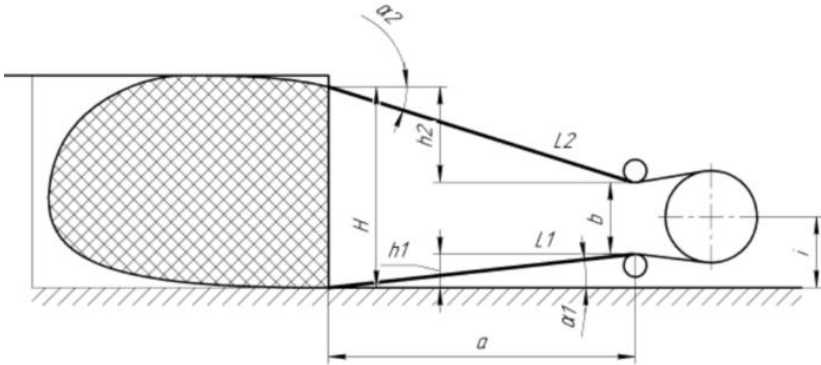


Рис.1. Схема для розрахунку довжини вільної ділянки канату:

H – відстань між точкою входу канату у пропи́л та точкою його виходу; h_1, h_2 – проекції гілок вільної ділянки канату на відкосі уступу;

a – відстань від відкосу уступу до алмазно-канатної установки;

b – відстані між допоміжними шківом алмазно-канатної установки на просвіті; i – висота центру головного шківом установки над нижнім майданчиком уступу

Для визначення залежності довжини вільної ділянки канату від відстані установки до відкосу уступу проводилися виміри відстаней лазерним далекоміром під час роботи алмазно-канатної установки. За отриманими даними побудовано графік (рис. 2) з якого видно, що розташування точок відповідає лінійній залежності. Отримані дані можна описати наступною залежністю:

$$L_v = 1,88a + 3,35$$

Для подальшого вивчення процесу алмазно-канатного різання можна стверджувати з достатньою точністю, що довжина вільної ділянки алмазного канату рівна подвійній відстані від алмазно-канатної установки до відкосу уступу. Тоді формула для знаходження довжини контуру алмазного канату у пропи́лі буде наступною:

$$L_k = L - 2a - L_{к.у.}$$

де, L_k – довжина контуру, м;

L – загальна довжина запасованого алмазного канату, м;
 a – відстань від відкосу уступу до алмазно-канатної установки, м;
 $L_{\text{к.у.}}$ – довжина алмазного канату, яка заходить на алмазно-канатну установку, м.

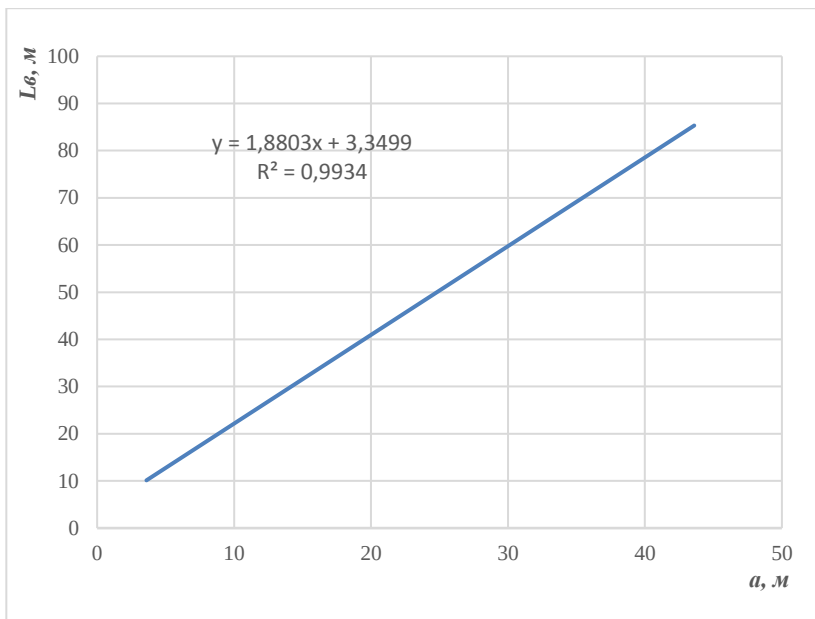


Рис. 2. Залежність довжини вільної ділянки канату від відстані установки до відкосу уступу

Резюмуючи вище сказане, можна зробити наступний висновок: за результатами дослідження було визначено квадратичну залежність довжини контуру вільної ділянки алмазного канату, яка апроксимується до лінійної залежності з достатньою точністю. Таким чином, було отримано розрахункову формулу для визначення довжини робочого контуру алмазного канату.

В.О. Пико, студент 4-го курсу, гр. РР-47, ГЕФ
В.Б. Поволоцький, студент 4-го курсу, гр. РР-47, ГЕФ
Науковий керівник: **В.І. Шамрай**, к.т.н.
Державний університет «Житомирська політехніка»

АНАЛІЗ ВПЛИВУ ПАРАМЕТРІВ СІТОК БУРІННЯ СВЕРДЛОВИН НА ЯКІСТЬ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ

Неоднорідність розмірів кусків породи – серйозний недолік, притаманний буровибуховим роботам.

Одним із критеріїв які впливають на якість подрібнення породи при буро-вибухових роботах являються параметри схеми блоку, до яких відноситься:

- Відстань між свердловинами в ряду;
- Відстань між рядами свердловин;
- Висота уступу;
- Глибина перебуру;
- Глибина свердловини;
- Діаметр свердловини.

Враховуючи всі ці критерії не можливо встановити однакові параметри та застосовувати їх на кожному кар'єрі. Для кожного кар'єру, і навіть уступу, вони являються індивідуальними. Це спричинено рядом факторів, які пов'язані з видобуванням корисної копалини. До цих факторів можна віднести погодні умови, міцність породи, геологічні та гідрогеологічні умови, вид корисної копалини, характеристики техніки та технології екскавації породи в кар'єрі.

На протязі певного періоду часу на ТДВ «Рокитнянський спеціалізований кар'єр» застосовувалась досить велика кількість схем блоку, які по різному впливали на масовий вибух, підшву уступу, сейсміку та виходу негабаритних шматків породи.

Ефективність процесу подрібнення гірської породи на кар'єрі, залежить від правильного вибору параметрів закладання вибухових свердловин.

На ТДВ «Рокитнянський спеціалізований кар'єр» застосовується шахова сітка вибухових свердловин на уступі. На базі цієї сітки виконувались досліди при різних параметрах розташування сіток.

Так як вже неодноразово доведено неефективність застосування квадратної схеми розташування свердловин на блоці, тому воно розглядатися не буде.

Таблиця 1

Параметри сіток буріння свердловин на ТДВ «Рокитнянський спеціалізований кар'єр» та відсоток виходу негабариту

№ схеми	Відстань між свердловинами в ряду	Відстань між рядами свердловин	Діаметр свердловини	Глибина перебуру	Вихід негабариту
1	5,0	4,2	150	1,5	18,3%
2	5,3	4,0	130	1,5	17,8%
3	5,1	4,1	150	3,3	17,4%
4	4,8	3,0	150	1,5	15,4%
5	4,8	3,4	150	1,5	14,0%
6	4,0	3,0	130	1,5	13,9%
7	4,8	3,6	125	1,5	14,8%
8	5,0	3,8	130	1,5	15,2%
9	4,8	3,6	130	1,5	14,3%

Наведені вище параметри схеми блоків застосовувалися для порід міцністю від 10 до 8 за шкалою Протоджонова. Середній об'єм підірваної породи складає 14500-15000 м³. Середня довжина розвалу гірської породи коливається в межах 70-80 м.

За схемою № 1 було встановлено вихід негабариту у відсотковому відношенні до всієї підірваної породи, який склав 18,3%. Це являється досить великим значенням. Як наслідком є додаткові заходи на подрібнення негабаритних шматків, та затрат на їх екскавацію після подрібнення. Розміри шматків породи розвалу гірської маси наведені нижче. При даній схемі встановлено, що вихід негабаритних шматків складає від 151 см до 322 см. Також суттєвим недоліком даної схеми є те, що вихід 27,5 % від усього блоку є розміри шматків розмірами від 91 см до 150 см.

Перевагою даної схеми буріння свердловин являється буріння меншої кількості свердловин. За схемою № 2 відсоткове відношення виходу негабариту до всієї підірваної маси становить 17,8%. Вихід шматків розміром від 91 см 152 см складає 28,6 % до усієї гірничої маси блоку. Недоліками даної схеми є вихід негабаритних шматків розмірами від 151 см до 310 см.

Перевагою даної сітки буріння вибухових свердловин є дещо менша їх кількість на блоці.

За схемою № 3 відсоток виходу негабариту складає 17,4% що є досить значним показником. Також відпрацювання по підшві уступі відбулось не якісно, через велику глибину перебуру. Як наслідок,

нерівна підшва уступу з перевищеннями в ± 45 см, що є досить великим значенням.

За схемами № 4 та № 5 відсоток виходу негабариту склав 15,4% та 14,0%, що є середнім значенням. Але основним недоліком цієї сітки стала велика сейсмічна дія вибуху, так як застосовувались свердловини 150 мм в діаметрі. Це є важливим показником, так як поблизу знаходиться населений пункт та аграрні підприємства.

За схемою №6 відсоток виходу негабаритних шматків до всієї маси підірваної породи становить 13,9%. Недоліком цієї схеми велика сейсмічна дія вибуху, так як відстань між свердловинами та рядами свердловин є малою. Також по недоліків донної можна віднести велику кількість свердловин на уступі.

За схемами №7, №8 та №9 відсоткове відношення виходу негабариту складає 14,8%, 15,2% та 14,3%, що є досить непоганими показниками. Але в порівнянні цих трьох схем буріння свердловин на блоці найменшу кількість виходу шматків породи розмірами від 91 см до 150 см має схема №9. Вона складає 16,5% до всієї маси блоку, та 14,3% виходу негабариту до всієї підірваної маси блоку.

З наведених вище схем буріння блоків, порівнянні виходу негабариту, та відсотковому відношенню розмірів шматків породи складений загальний графік залежності розмірів шматків та його відсоткового відношення до всієї підірваної маси (рис. 1).

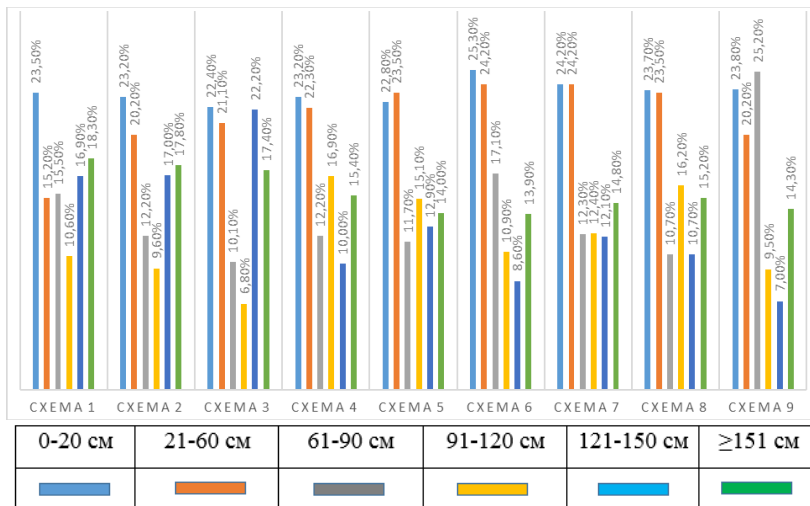


Рис. 1. Графік порівнянь виходу шматків породи різних розмірів при застосуванні різних параметрів буріння сіток свердловин

ДОСЛІДЖЕННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ РАЙОНУВАННЯ РОДОВИЩ КАОЛІНУ ЗАДЛЯ ВСТАНОВЛЕННЯ КОРЕЛЯЦІЙНИХ ЗАЛЕЖНОСТЕЙ МІЖ ВМІСТОМ ХІМІЧНИХ ЕЛЕМЕНТІВ

За своєю природою та властивостями, каолін є досить унікальною та цінною породою. Пов'язано це в першу чергу з тим, що продукти видобутку та збагачення каолінової сировини необхідні для виготовлення матеріалів широкого спектру призначення. Зокрема, каолін характеризується інертністю щодо кислих і лужних розчинів, високою вогнетривкістю, властивістю утворювати з водою пластичну масу. Ці властивості дають змогу використовувати каолін у виробництві тонкої, господарської та санітарної кераміки, електро-кераміки, радіо-кераміки, вогнетривких виробів, силуміну, скла та ряду інших елементів народного та технічного вжитку. Висока дисперсність, білий колір, діелектричні властивості та хімічна інертність дають змогу для використання каоліну в якості наповнювача при виготовленні паперу, гумотехнічних, кабельних, пластмасових, парфумних виробів та ін. [1].

Характерною негативною особливістю структури каолінових родовищ є значна мінливість хімічного складу в межах покладу. Дана особливість дуже часто призводить до зниження економічного ефекту від видобування та реалізації каолінової продукції, і збільшення кількості пов'язаних з цим непередбачуваних виробничих ситуацій [2]. Отож, встановлення кореляційних залежностей між основними хімічними елементами, які входять в структуру каоліну, в перспективі дозволять керувати його якістю в процесі видобування, що позитивно вплине на економічний ефект від його реалізації.

Встановлення кореляційних залежностей між базовими складовими компонентами каоліну базувалось на використанні масиву даних, в якому наведені результати хімічного аналізу каоліну Йосипівського родовища. При цьому, встановлення зв'язків між парами дослідних елементів базувалось на визначенні коефіцієнта кореляції, який безпосередньо виступає в якості індикатора взаємодії між цими зв'язками.

Розрахунок значення коефіцієнта кореляції виконувався за допомогою методу Пірсона. Даний коефіцієнт показує силу кореляційних взаємозв'язків для двох змінних, іншими словами, він

показує ступінь лінійної залежності між двома змінними. З точки зору математики, кореляційний коефіцієнт Пірсона між двома змінними рівний коваріації цих двох змінних, або сумі добутків відхилень, поділений на добуток їх стандартних відхилень. Цей коефіцієнт може набувати значень від (-1) до (1). Значення (+1) означає, що залежність між дослідними зразками є лінійною і всі точки функції лежать на прямій, яка відображає зростання ординати при зростанні абсциси. В свою чергу, значення (-1) означає, що всі точки лежать на прямій, яка відображає зменшення ординати при зростанні абсциси. Якщо коефіцієнт кореляції рівний нулю, то лінійна залежність між порівнюваними значеннями відсутня. Оскільки значення коефіцієнта кореляції практично ніколи не дорівнює числам вказаним раніше, по тій причині що вони є дробовими, було виконано градацію проміжку кореляції (від -1 до 1) на декілька частин, кожна з яких характеризує силу взаємозв'язків між елементами що порівнюються [3].

Кореляційні зв'язки встановлювались між значеннями відсоткового вмісту наступних компонентів: Al_2O_3 , Fe_2O_3 , TiO_2 , K_2O , Na_2O та втратами при пропалюванні (В.П.П). Аналіз проводився саме по цих компонентах, оскільки їх вміст у каоліні чітко регламентований державними технологічними стандартами, і дозволяє застосування каолінової сировини в ключових галузях промисловості [4].

В першому випадку, для встановлення кореляційних зв'язків було залучено інформацію зі всіх геологорозвідувальних свердловин на території родовища, а саме 109 значень середнього вмісту вище вказаних хімічних компонентів. Результатом виконаної роботи стала матриця кореляції, в якій наведені зв'язки між парами порівнюваних компонентів. Отримані значення не дали бажаного результату, оскільки в ході виконання кореляції не було виявлено сильних взаємозв'язків.

Однією з причин відсутності кореляційних зв'язків може бути те, що їх пошук проводився на великій площі. Оскільки родовища каоліну характеризуються в першу чергу мінливістю хімічного складу, можна висунути припущення, що в різних частинах родовища буде порода з різним хімічним складом [5]. На основі цього було прийнято рішення про доцільність розбивки родовища на зони, та визначення кореляційних зв'язків для отриманих зон. Результатом розбивки стали три повздовжніх (з індексами G) та чотири поперечних (з індексами F) зони (рис.1). Ширина всіх отриманих в ході зон є однаковою і рівною 200 м. Кількість свердловин, що припала на кожну з зон має наступні значення: $G_1=24$ св; $G_2=54$ св; $G_3=26$ св; $F_1=11$ св; $F_2=32$ св; $F_3=35$ св; $F_4=22$ св.

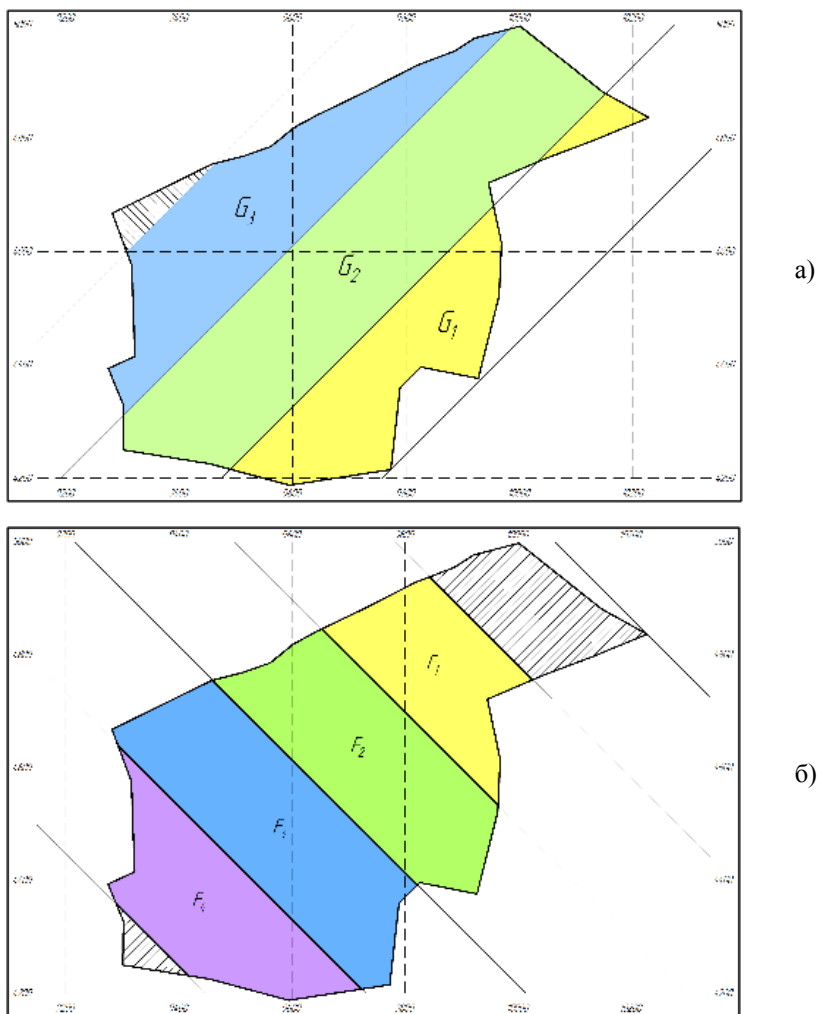


Рис.1. Приклад розбивки Йосипівського родовища: а – на повздовжні зони; б – на поперечні зони.

Також, варто зазначити, що зони, на які припадало менше п'яти геологорозвідувальних свердловин з інформацією про хімічний склад породи – не піддавались аналізу на наявність кореляційних зв'язків (зони відмічені штриховкою), оскільки такі кореляційні зв'язки матимуть випадковий характер, та не вважатимуться репрезентативними.

Розбивка родовища на зони дала позитивний результат і підтвердила попередньо висунуте припущення, доказом чого є значення отриманих коефіцієнтів кореляції. Для більш детального аналізу, та підвищення точності кореляції, було прийнято рішення про розбивку родовища на блоки (рис.2) розміром 200×200 м ($40\,000$ м²).

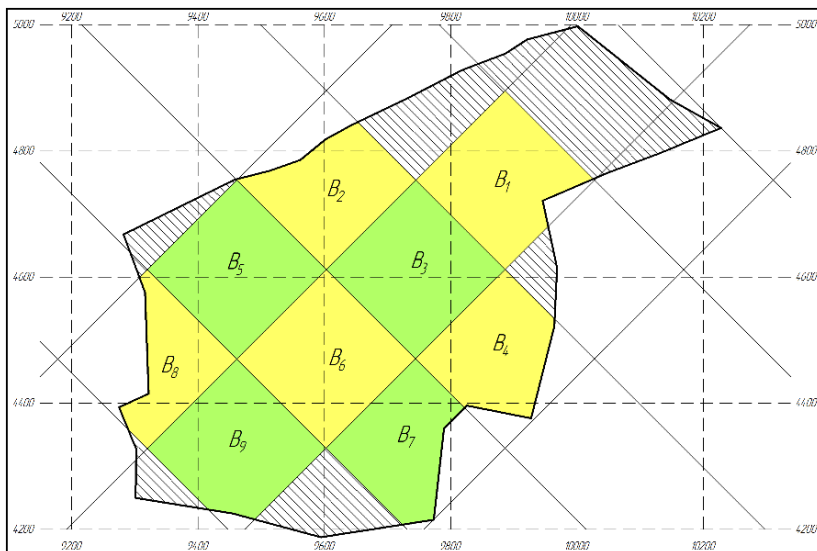


Рис.2. Приклад розбивки Йосипівського родовища на блоки

В даному випадку матриця кореляції розраховувалась для кожного з блоків. Кількість свердловин, що припала на кожен з блоків має наступне значення: $B_1=8$ св; $B_2=9$ св; $B_3=16$ св; $B_4=7$ св; $B_5=9$ св; $B_6=14$ св; $B_7=12$ св; $B_8=5$ св; $B_9=13$ св.

Наступним кроком після знаходження кореляційних залежностей є їх аналіз та систематизація (таблиця 1). Всі отримані залежності, по кожному з блоків, було згруповано між собою за декількома критеріями: тип взаємозв'язку між елементами (зростаюча або спадаюча залежність); пари елементів, між якими було встановлено кореляційні залежності.

Таблиця 1

Систематизація встановлених кореляційних зв'язків

Для спадаючих залежностей												
Номер блока	K ₂ O/ Al ₂ O ₃	B.г.ф./ TiO ₂	B.г.ф./ K ₂ O	TiO ₂ / Fe ₂ O ₃	Na ₂ O/ TiO ₂	Fe ₂ O ₃ / Al ₂ O ₃	Na ₂ O/ Al ₂ O ₃	K ₂ O/ Fe ₂ O ₃	Na ₂ O/ K ₂ O	B.г.ф./ Al ₂ O ₃	B.г.ф./ Fe ₂ O ₃	B.г.ф./ Na ₂ O
B ₁	+	+	+									
B ₂	+			+	+							
B ₃												
B ₄	+		+		+							+
B ₅				+	+							
B ₆					+							
B ₇			+									
B ₈				+	+	+	+	+	+			+
B ₉			+							+	+	
Σ	3	1	4	3	5	1	1	1	1	1	1	2
Для зростаючих залежностей												
Номер блока	B.г.ф./ Al ₂ O ₃	TiO ₂ / Fe ₂ O ₃	K ₂ O/ TiO ₂	Na ₂ O/ Fe ₂ O ₃	K ₂ O/ Fe ₂ O ₃	K ₂ O/ Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ / Al ₂ O ₃	Na ₂ O/ TiO ₂	Na ₂ O/ K ₂ O	TiO ₂ / Al ₂ O ₃		
B ₁	+	+	+									
B ₂				+								
B ₃	+											
B ₄	+											
B ₅					+							
B ₆				+		+						
B ₇			+				+	+	+			
B ₈	+		+	+							+	
B ₉			+	+	+	+	+				+	
Σ	4	1	4	4	2	2	2	1	1	2		

Проаналізувавши дані таблиці 1, було виділено найбільш стабільні зростаючі та спадаючі кореляційні залежності, між складовими хімічними елементами каоліну. Оскільки коефіцієнт кореляції Пірсона являється доволі абстрактною величиною, і не може бути використаний в математичних розрахунках, то отримані залежності пропонується представити у вигляді лінійних рівнянь: залежність між В.П.П та оксидом калію ($y = -0,0859x + 8,6716$); залежність між оксидом натрію та двоокисом титану ($y = -0,1267x + 0,3016$); залежність між В.П.П та оксидом алюмінію ($y = 0,1338x + 13,32$); залежність між вмістом оксиду калію та двоокисом титану ($y = 0,0419x + 0,0343$); залежність між оксидом натрію та оксидом заліза ($y = 0,5801x + 0,5131$).

Підбиваючи підсумки виконаної роботи, можна зробити наступні висновки:

- встановлено потрібний кореляційний зв'язок між вмістом глинистої фракції, оксидом алюмінію та оксидом калію (а саме, підвищення В.П.П зумовлює підвищення вмісту оксиду алюмінію та зниження вмісту оксиду калію);

- встановлено потрібний кореляційний зв'язок між вмістом оксиду натрію, оксиду заліза та двоокису титану (підвищення вмісту оксиду натрію зумовлює підвищення вмісту оксиду заліза та зниження вмісту двоокису титану);

- встановлено подвійний кореляційний зв'язок між вмістом оксиду калію та двоокисом титану (підвищення вмісту оксиду калію сприяє зумовлює вмісту двоокису титану).

Отримані співвідношення можуть мати широке практичне застосування, зокрема для прогнозування якості каоліну сирцю на аналогічних родовищах та при виконанні усереднення гірничої маси.

Список використаної літератури:

1. Державна комісія України по запасах корисних копалин при міністерстві охорони навколишнього природного середовища України : станом на 20.12.2006 р. / Наказ №354 «Про затвердження інструкції із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ каоліну». – Офіц. вид. – Київ : Міністерство юстиції України, 2007. – 41 с.

2. Олійник Т.А. Особливості технологій переробки каолінової сировини України / Т.А. Олійник // Загальні питання технології збагачення: збірка статей. – Кривий Ріг : Криворізький національний університет, 2016. – 172 с.

3. Lee J. Thirteen ways to look at the correlation coefficient / J. Lee, W. Alan. – Portland : American statistical association, 1988. – р. 66.

4. Каолін первинний для використання в керамічних виробках та будівельній кераміці : ТУ У В.2.7 – 14.2 – 05468498-006:2007 – [Чинний від 2007.03.02]. – Київ : Держстандарт України, 2006. – (Національний стандарт України).

5. Харченко Ю.А. Основи кореляційно-регресивного аналізу / Ю.А. Харченко // Вісник ПНТУ: збірка статей. – Полтава : Полтавський національний технологічний університет імені Юрія Кондратюка, 2014. – 487 с.

Побігайло Д. П., магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Остріков В. О., магістрант 1-го курсу, групи ГГ-25м,
гірничо-екологічного факультету
Криворучко А.О., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

ВИЗНАЧЕННЯ НАПРЯМУ АНІЗОТРОПІЇ В УМОВАХ КОРНИНСЬКОГО КАР'ЄРУ «ЛЕОПАРД»

Всім магматичним породам притаманні анізотропні властивості, які змінюються в межах родовища (як по площі, так і по глибині залягання покладу), що призводить до зміни технологічних схем та технологічних параметрів видобувних комплексів. Відсутність же достовірної інформації про анізотропні властивості породи не дозволяє здійснювати проектування ефективних схем та визначення раціональних параметрів відділення монолітів від масиву та розколювання їх на блоки. Це, в свою чергу, зумовлює значні нерівності сколу граней блоків, а отже знижується якість блочної сировини та підвищується трудомісткість процесу видобування (бо виникає необхідність додаткового пасерування блоків). А як наслідок – знижується коефіцієнт виходу блоків і підвищується працемісткість процесу видобування.

Анізотропія – різні властивості за різними напрямками – це основна характерна особливість кристалічних порід. Анізотропія обумовлена тим, що швидкість росту кристалів у різних напрямках різна, її причиною є упорядковане розміщення частинок у кристалах, при якій відстані між суміжними частинками, а відповідно, і сили зв'язку між ними різні в різних напрямках.

У кар'єрах високоміцних магматичних порід найкраще застосовуються невибухові (буро-клиновий, гідро-клиновий, з використанням невибухових руйнуючих засобів – НРС) способи відокремлення монолітів і блоків від масиву. Їх особливістю є те, що головним фактором руйнування є розтягуючі напруження в певному напрямку, які є набагато меншими за напруження стиску. Руйнування породи відбувається по площинах спайності мінералів, руйнування самих мінералів настільки незначне, що його можна і не враховувати. Найефективніший розкол каменя досягається в тому випадку, коли площина розколювання по напрямку близька або співпадає з площиною анізотропії, яка визначається напрямом найслабшої спайності мінералів, по якому і відбувається найлегший розкол каменя. Саме при дотриманні цієї умови забезпечується висока монолітність відокремленого блоку (моноліту) і мінімальна шорсткість його лицьових поверхонь.

У визначенні напрямів якнайкращого розділення каменю вирішальну роль виконує аналіз текстури, яка для кожного виду облицювального каменя і для кожного родовища обумовлена закономірним розташуванням мінералів. Руйнування породоутворюючих мінералів відбувається тільки по певних кристалографічних площинах залежно від їх положення щодо напрямку дії навантаження. Руйнування кварцевмісних інтрузивних глибинних порід обумовлюється також ще й орієнтуванням кристалічних ґраток кварцу.

Гранітоїди переважно вміщують кварц не у вигляді окремих зерен, а у вигляді агрегатних з'єднань кристалів кварцу – кварцових надіндивідів, для яких є характерним просторове орієнтування. Тому гранітоїди мають дві площини полегшеного розколювання – паралельну площині сланцюватості і напрямку лінійності агрегатів зерен кварцу; та вертикальну до мікротріщинуватості зерен кварцу (просторово співпадає з напрямом поздовжніх тріщин окремоті гранітоїдного масиву). Тобто найкраще розколювання каменю для всіх гранітних родовищ і подібних до них порід відбувається по напрямках розвитку вертикальних поздовжніх і слабо нахилених пластових тріщин окремоті.

У гранітоїдах кварц міститься у вигляді видовжених агрегатів зерен неправильної форми, що мають просторово-лінійне орієнтування. Саме лінійна текстура (субпаралельне розміщення призматичних чи стовпчастих мінералів) на відміну від однорідної (мінеральний склад і структура однакові у всіх напрямках) і гнейсоподібної (субпаралельне розміщення елементів будови породи, найчастіше розглядається орієнтування темноколірних мінералів) є найбільш характерною для порід групи гранітів, це обумовлено субпаралельним розміщенням кварцових надіндивідів. Виникнення лінійності Н.А.Єлісєєв пояснює тим, що в період формування інтрузиву магма протягом певного проміжку часу знаходиться в такому стані, коли одночасно існує рідка складаюча (розплав-магма) і зважені в ній виокремлені тверді кристали. При русі такої зависі її тверді частинки, згідно законів гідромеханіки, набувають орієнтованого розміщення в просторі. Через тертя при русі об стінки вміщуючих порід і внутрішнє тертя зависі як раз і виникає анізотропія як у будові гірських порід, так і інтрузиву в цілому. Лінії течії завжди співпадають з напрямом максимального розтягу магматичних мас у період течії, лінійність розміщується паралельно напрямку течії. Тобто паралельно-лінійна первинна текстура (структура) відображає напрям найбільшого розтягу (видовження), що виникло в період формування породи.

Ступінь орієнтування мінералів та плоский паралелізм проявляються в різній мірі на різних ділянках масиву, оскільки швидкість течії магми на

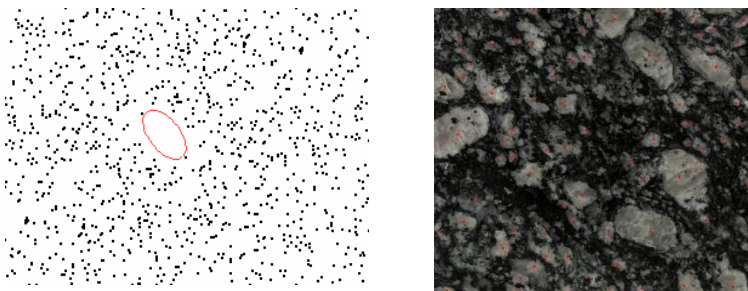
різних ділянках була різною. Спостерігається краще орієнтування мінералів на ділянках, де швидкість течії магми була більшою, завдяки чому відбувалося більш лінійне орієнтування мінералів. Крім того, площа течії магми не завжди була витримана, наприклад, шлірові утворення, що зустрічалися на шляху магми, призводили до обтікання, завихрення та інших видів дезорганізації у формуванні площин найкращого розколювання.

Різниця в опорах гранітоїдів різанню чи розколюванню в напрямках, перпендикулярному і паралельному лінійності надіндивідів кварцу, обумовлена розміщенням кварцових зерен у вигляді окремих груп, і, відповідно, залежить від орієнтування поверхні по відношенню до напрямку лінійності надіндивідів.

Дослідження і аналіз структури і текстури порід виконуються шляхом дослідження поверхні орієнтованих зразків природного каменю, відібраних на певних ділянках родовища. Напрямок цих структур легко визначається методом хімічного травлення породи безпосередньо на масиві плавиковою кислотою або по орієнтованих відібраних шліфах, лабораторним способом (за допомогою лабораторного мікроскопу), або аналізом відеозображень поверхні каменю, отриманих за допомогою апаратних засобів інформаційно-комп'ютерної техніки (сканери, цифрові фотоапарати і цифрові відеокамери). Вони за більшістю параметрів не поступаються відеозображенням, отриманим за допомогою мікроскопу, і цілком придатні до алгоритмічної обробки з метою визначення геометричних характеристик та характеристик кольору структурних елементів поверхні. Геометричні характеристики кристалів, а особливо орієнтування їх осей (при апроксимації еліпсом), дозволяють визначити площини найкращого розколювання природного каменю, співвідношення між усередненими поперечними розмірами кристалів (тобто між малою і великою осями еліпса) визначає анізотропність породи.

Інший метод визначення анізотропії – за допомогою аналізу відстані між центрами сусідніх зерен за різними напрямками. При оцінці анізотропії на відеозображенні (мікрофотографії шліфа) поверхні природного каменю позначається центр, потім послідовно точками позначаються центри кожного із зерен. Фактично, з'ясовуються середні відстані між центрами сусідніх зерен за різними напрямками. У результаті цієї послідовної операції на діаграмі виникає “хмара” крапок із зниженою концентрацією крапок у центрі діаграми. “Проталина” в центрі діаграми (рис. 1, *a*) матиме форму круга (у разі ізотропного розподілу зерен) або еліпса (у разі анізотропного розподілу зерен). Співвідношення довгої і

короткої осей еліпса характеризуватиме величину коефіцієнта анізотропії, а орієнтування осей еліпсоїда визначить її напрям.



а)

б)

Рис. 1. Визначення напрямку і величини анізотропії за допомогою аналізу відстані між центрами сусідніх зерен за різними напрямками:

а) точкова діаграм; б) зображення породи з характерними точками,

За результатами досліджень встановлено, що найслабша спайність мінералів проявляється для Корнинського родовища гранітів – між зернами плагіоклазу і мікрокліну, зерна яких витягнуті у напрямі північ – південь під кутом 120–135°;

На окремих ділянках напрями найкращого розколу каменю можуть суттєво відрізнитись від прийнятих розрахованих середніх напрямів для даного родовища. Це впливає з непостійності параметрів тріщинуватості та структурно-текстурних особливостей порід родовища, а також зі зміни як складу порід, так і їх виду при переході з купольної частини масиву до периферії чи в глиб інтрузивного тіла, що пов'язано з процесами диференціації (розділення ще не застиглої магми за складом під впливом конвекційних потоків, гравітаційно-кристалізаційних процесів (занурення щойно кристалізованих важких мінералів і їх повторне плавлення) та асиміляції (зміни початкового складу магми під впливом розплавлених у ній бічних вміщуючих порід чи порід покрівлі, що призводить до утворення порід непостійного складу, що відрізняються від порід, що складають основну частину масиву) магми при її застиганні і охолодженні.

Розбицька А. В., магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Левант А. П., магістрант 1-го курсу, групи ЗГГ-21м,
гірничо-екологічного факультету
Камських О.В., к.т.н., доцент кафедри РРКК
ім. проф. Бакка М.Т
Державний університет «Житомирська політехніка»

ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОПРОСТОРОВОЇ МІНЛИВОСТІ ПОКАЗНИКІВ ЯКОСТІ ПОКЛАДІВ ІЛЬМЕНІТУ

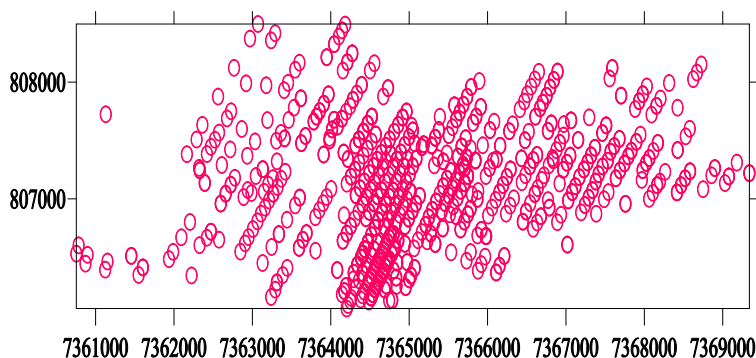
Згідно з даними Геологічної служби США, в Україні зосереджено приблизно 1% світових запасів ільменіту а за обсягами видобування на Україну припадає 5% від загальносвітових. Державним балансом запасів корисних копалин України обліковуються 26 родовищ титановмісних руд, із яких розробляються 14. При цьому 2 родовища за рівнем запасів належать до унікальних, 12 – до великих. За експертними оцінками, підтверджені запаси титанової сировини в Україні за умови поточних обсягів видобутку і споживання забезпечать потреби споживачів майже на 200 років, а розвідані – на 430 років. Тобто за своїми резервами Україна входить до країн світу, які мають найбільші родовища ільменіту, при цьому наша держава за запасами ільменіту поступається лише Норвегії. Поклади ільменіту Іршанської групи родовищ, яка входить до Волинського розсипного району є найбільшими в Україні та характеризуються значною мінливістю показників якості та локалізацією на відносно невеликій території.

Перспективи розвитку великої титанової промисловості на базі ільменітової сировини Волині досить сприятливі й економічно винятково вигідні. Поклади ільменіту Іршанської групи родовищ, яка входить до Волинського розсипного району є найбільшими в Україні та характеризуються значною мінливістю показників якості та локалізацією на відносно невеликій території.

Дослідження геопросторової мінливості показників якості покладів ільменіту проводились на Злобицькому родовищу.

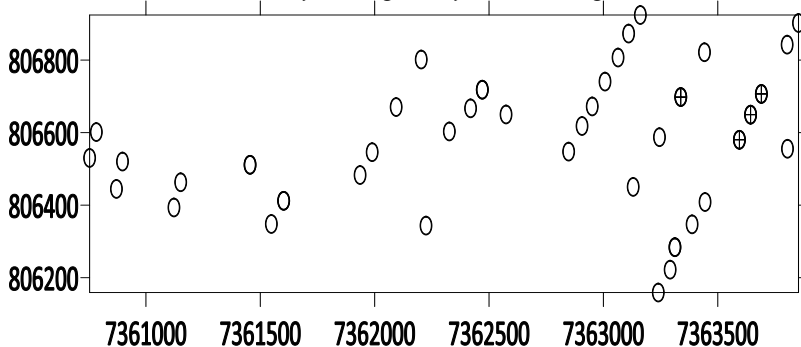
Сучасна теорія управління дозволяє створити модель технології управління якістю, яка допомагає сформувати рудопоток із заданими значеннями вмісту корисного компонента на основі даних геометризації

Слід зазначити, що для наявних результатів для всього покладу не виявлено однозначного кореляційного зв'язку. Провівши дослідження по окремим блокам, було встановлено наявність тісного кореляційного зв'язку для частини покладу (рис. 1-2).



По всьому покладу (918 свердловин)

Рис. 1. Розташування розвідувальних свердловин



По частині покладу: Блок С2 – 28; Блок С2 – XXX; Блок С2-30 (50 свердловин)

Рис. 2. Розташування розвідувальних свердловин

Для геометризції просторової мінливості була створена таблиця кореляційного зв'язку між окремими показниками якості (табл.1).

Таблиця 1

Таблиця кореляційного зв'язку між окремими показниками якості

	Потужність пласта, м	Вміст ільменіту, кг/м ³	Потужність торфів, м	Потужність підосви, м
Потужність пласта, м	1	0,744	0,0494	0,6356
Вміст ільменіту, кг/м ³	0,7450	1	-0,0365	0,4169
Потужність торфів, м	0,0494	-0,036508	1	0,8025
Потужність підосви, м	0,6356	0,4168525	0,8025	1

В результаті встановлено наявність тісного кореляційного зв'язку між вмістом ільменіту та потужністю пласта, потужністю підшови та потужністю торфів, та середнього кореляційного зв'язку між потужністю пласта та потужністю підшови. Це дало можливість встановити залежність вмісту ільменіту від потужності пласта (рис.3) у вигляді поліному другого порядку:

$$y = 0,6933x^2 - 3,92x + 55,482, \quad (1)$$

Встановлена залежність потужності підшови від потужності торфів (рис. 4):

$$y = -0,0401x^2 + 1,6136x + 3,8566 \quad (2)$$

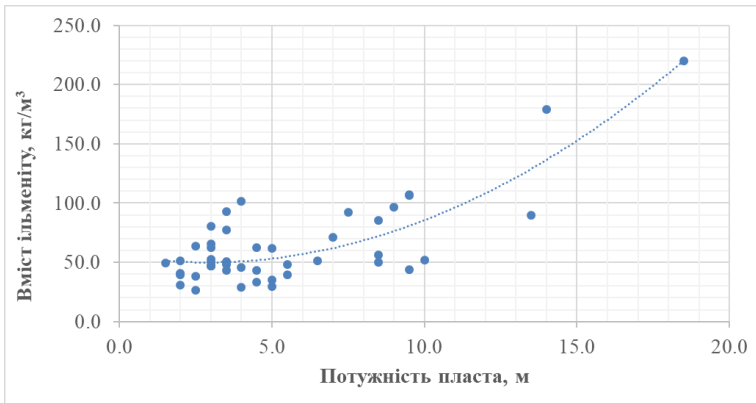


Рис.3. Залежність вмісту ільменіту від потужності пласта

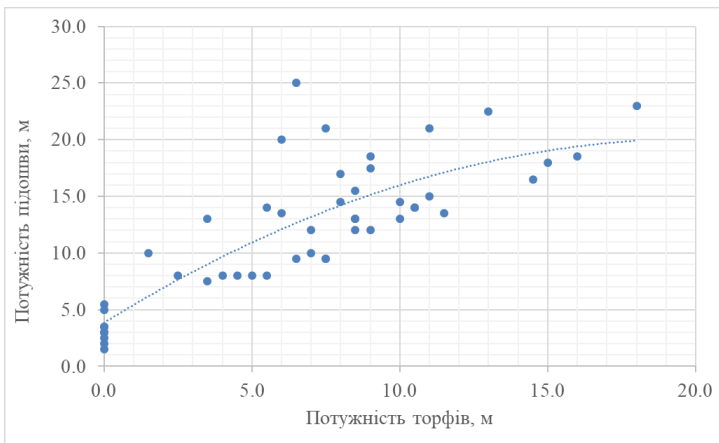


Рис.4. Залежність потужності підшови від потужності торфів

Також була встановлена залежність потужності пласта від потужності підшови (рис.5). Залежність потужності пласта від потужності підшови може бути описана поліномом третього порядку:

$$y = 0,0024x^3 - 0,0644x^2 + 0,6908x + 1,3728, \quad (3)$$

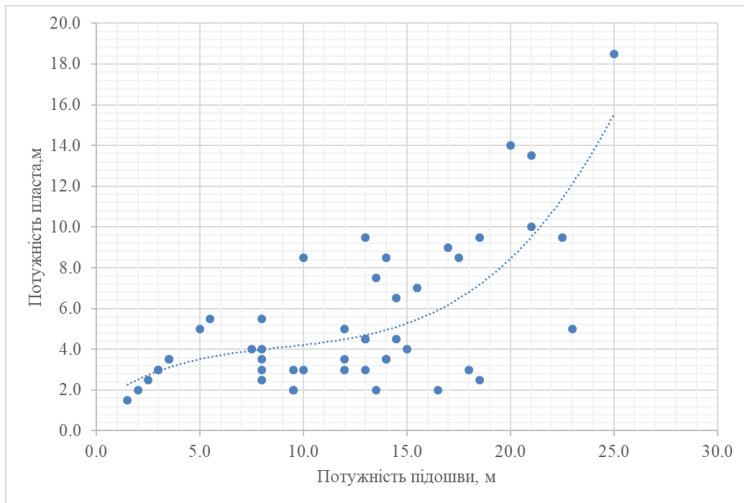


Рис.5. Залежність потужності пласта від потужності підшови

Слід зазначити, що дана залежність досить погано описується аналітично, так для поліному третього порядку коефіцієнт детермінації становить лише $R^2 = 0,522$. Відповідно не доцільно її рекомендувати для прогнозування залежності потужності пласта від потужності підшови у зв'язку з низькою ймовірністю точного прогнозу значень.

Список використаних джерел

1. Старостенко В.И., Легостаева О.В., Макаренко И.Б., Павлюк Е.В., Шарыпанов В.М. Об автоматизированном вводе в компьютер изображений геолого-геофизических карт с разрывами первого рода и визуализации в интерактивном режиме трехмерных геофизических моделей и их полей // Геофиз. журн.– 2004.– т.26, №1.– С. 3-13.
2. Антипенко Г.О. Гірнична геометрія. Дніпропетровськ, НГУ, 2003.– 264 с.
3. Бакка М.Т. Організація і планування маркшейдерських та гірничих робіт. – Житомир: РВВ ЖДТУ, 2006. – 356 с.

Столяренко А. Ю., магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Сухаревський О. Г., магістрант 1-го курсу, групи ГГ-25м,
гірничо-екологічного факультету
Криворучко А.О., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»

ГЕОМЕТРИЗАЦІЯ ПОКЛАДІВ ВАПНЯКУ В УМОВАХ КАМ'ЯНЕЦЬ-ПОДІЛЬСЬКОГО КОМБІНАТУ

Щорічне зростання обсягів виробництва, зменшення долі родовищ, що легко відкриваються, призводить до необхідності розробки глибших горизонтів, залучення до експлуатації запасів корисної копалини з нижчою якістю і що знаходяться в гірших гірничо-геологічних умовах. Це безпосередньо позначається на збільшенні собівартості гірничої продукції і збільшенні витрат на геологорозвідувальні роботи. Тому при визначенні об'ємів геологорозвідувальних робіт необхідно вимагати не зменшення витрат на розвідку, а визначення їх оптимального рівня, який дасть найбільший вигравш в загальному народногосподарському об'ємі.

Тому на сучасному етапі розвитку надрокористування постає нагальна необхідність у створенні інтегральних цифрових геолого-геофізичних моделей, які б містили повну інформацію про геологічну будову гірського масиву та чинники формування і концентрації корисних компонентів у межах певних геологічних структур. Геолого-геофізична модель, по суті, є універсальним продуктом геолого-геофізичних досліджень. Вона акумулює всю інформацію, накопичену на різних стадіях, – від пошуку і розвідки до оцінки запасів і освоєння родовища. Геолого-геофізична модель забезпечує послідовне інтегроване накопичення результатів проведених геологорозвідувальних робіт, їх використання для проектування наступних (деталізаційних) стадій з відповідним обґрунтуванням техніко-економічних, геолого-економічних оцінок, а також аналізом інвестиційних проектів на розробку родовища (покладу) та проектування і супроводу відповідних промислових процесів. Моделювання родовищ корисних копалин на основі застосування геоінформаційних систем відкриває широкі можливості для обробки даних, їх редагування, агрегації, доступу та зберігання геологічної інформації.

Дослідження особливостей геометризації покладів вапняку в Здійснювалось в умовах Кам'янець-Подільського комбінату будівельних матеріалів.

До сировини для цементної промисловості ставляться наступні вимоги приведені в табл. 1.

Таблиця 1

Вимоги до якості вапняків цементної промисловості		
№	Компоненти	Вміст, %
1	CaO	$\geq 46,5$
2	Оксид магнію	$\leq 3,4$
3	Ka ₂ O+ Na ₂ O	≤ 1

Відносно результатів детальної, експлуатаційних геологорозвідувальних робіт і даних опробування, хімічний склад вапняків ділянки, визначеної до відпрацювання в 2016 році наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Хімічний склад вапняків визначених до відпрацювання в 2019 році

№	Компоненти	Середньозважений вміст
1	в.м.п.	41,83%
2	SiO ₂	2,74%
3	Al ₂ O ₃	0,8%
4	Fe ₂ O ₃	0,5%
5	CaO	52,6%
6	Оксид магнію	0,81%
7	SO ₃	0,26%

З наведених даних видно, що вапняки є сировиною, яка відповідає всім вимогам, поставленим до цементної сировини. Хімічний склад їх, незалежно від літологічних різновидів відрізняється долями і лише зрідка одиницями відсотків по окремих компонентах.

Міцність вапняків залежить від ступеня перекристалізації, кавернозності та інших факторів. Для покладу вапняку, який вивчається вона знаходиться в межах 300-1300кг/см², а найбільш характерна дорівнює 500-800кг/см². Міцність не перекристалізованих вапняків коливається від 44 до 300кг/см²; найбільш характерна дорівнює 150-200кг/см². Об'ємна вага вапняків коливається в межах від 1,52 до 2,7 т/м³. Для не перекристалізованих вапняків характерна об'ємна маса складає 1,8-2,17т/м³, для перекристалізованих 2,4-2,5т/м³. Середня об'ємна маса вапняків по кар'єру становить 2,3т/м³. Природна вологість перекристалізованих вапняків коливається в межах від 0,5 до 8,0%, не перекристалізованих від 6,0 до 15,0%. Середня природна вологість відібраних зразків - 8,0%.

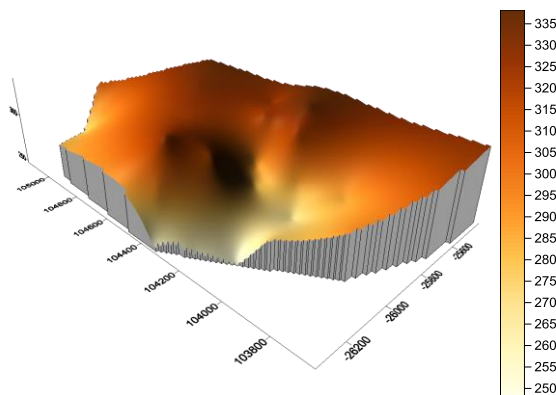


Рис. 1 Трьох вимірна модель гіпсометрії покрівлі корисної копалини покладу вапняків

Актуальною задачею, яка стоїть перед фахівцями маркшейдерського відділу є вивчення форми покладу родовища вапняків. З цією метою було побудовано трьохвимірну модель гіпсометрії покрівлі корисної копалини. Вихідними даними для побудови моделі слугували дані вимірювань при геологорозвідці.

Поверхня родовища вапняків характеризується підвищенням по всій східній і центрально-північній частині, де вона досягає висотної відмітки +330м, в той час як по західній частині відбувається зменшення висотних відміток в середньому до +270м, а в центрально-західній частині і нижче.

Розробка кар'єру вапняку було запроектовано по 8-и горизонтах: +218(218-233), +233(233-248), +248(248-263), +263(263-278), +278(278-293), +293(293-308), +308(308-323), +323(323-338)м.

На даний момент горизонти +308(308-323),+323(323-338) відпрацьовані майже повністю та розробка ведеться на інших.

Для дослідження мінливості показників вмісту окремих хімічних елементів та їх оксидів був виконаний аналіз наявності кореляційного зв'язку між вмістом окремих хімічних елементів та їх оксидів.

Як показав аналіз результатів дослідження кореляційного зв'язку між вмістом окремих хімічних елементів та їх оксидів, який наведено у таблиці 3, існує досить тісний кореляційний зв'язок між SiO_2 та Al_2O_3 , Al_2O_3 та Fe_2O_3 .

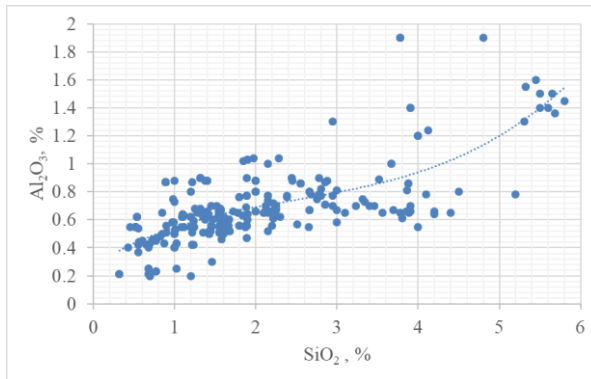
Таблиця 3

Дослідження кореляційного зв'язку

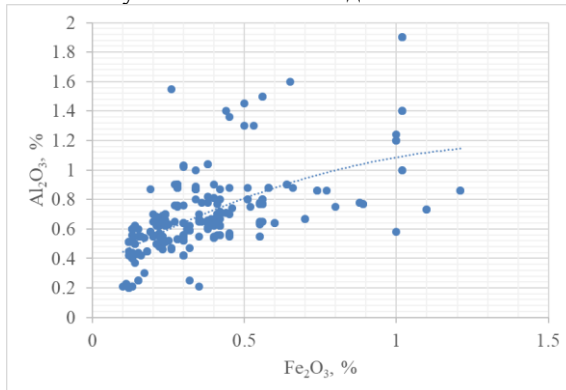
Оксиди	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	TiO ₂	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O
	0,698		-0,492		-0,005		-0,028		0,097	
Коефіцієнт кореляції		0,622		-0,35		-0,061		0,034		

В ході подальших досліджень було одержано аналітичну залежність між Al₂O₃ та SiO₂ у вигляді поліному третього порядку (коефіцієнт детермінації 0,6):

$$y = 0,0131x^3 - 0,0991x^2 + 0,3516x + 0,2793 \quad (1)$$

Рис.2 Залежність між Al₂O₃ та SiO₂

Аналітична залежність між Al₂O₃ та Fe₂O₃ не може бути описана з достатнім ступенем точності жодним із можливих варіантів.

Рис. 3. Залежність між Al₂O₃ та Fe₂O₃

Отже, в результаті узагальнення виконаних досліджень було прийняте рішення, що геометризацию буде проведено по наступних

якісних показниках вмісту оксиду кальцію, оксиду магнію і ферум(III) оксиду в загальному по родовищу. Це дозволить оцінити очікуваний вплив на те, на якому горизонті, або на якій ділянці локалізовано корисну копалину із високим вмістом даних компонентів, що може вплинути на якість виробництва портландцементу.

В роботі було побудовано модель зміни вмісту ферум(III) оксиду (Fe_2O_3) в покладі вапняку (рис. 4).

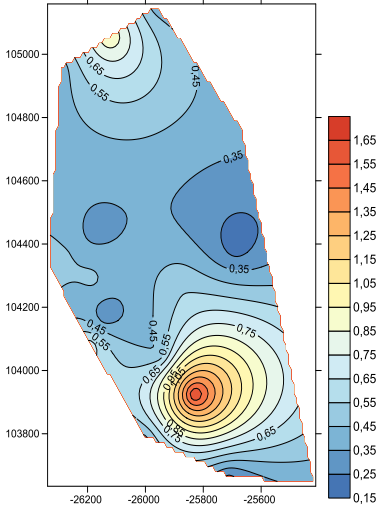


Рис. 4. Вміст ферум (III) оксиду в покладі вапняку, %.

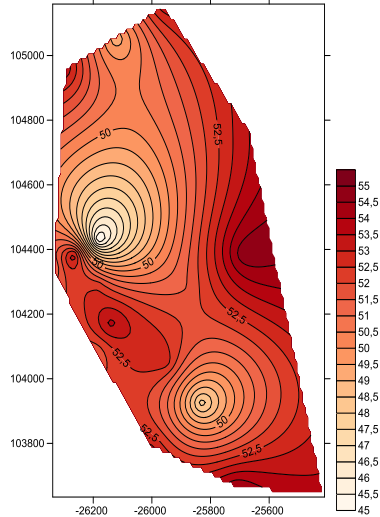


Рис. 5. Вміст оксиду кальцію в покладі вапняку, %.

З побудованої моделі очевидно, що найвищий показник даного компонента проявляється в центральній-південній частині і невелике зростання у північній частині. На решті території він знаходиться на рівні 0,45%.

Оксид кальцію відіграє важливу роль і дуже впливає на якість кінцевої сировини. Проаналізувавши побудовану модель вмісту оксиду кальцію в покладі вапняку спостерігаємо, що на більшій частині площі відсоток вмісту даного компоненту становить більше 50%. А на східній, південній і західній ділянці навіть дещо перевищує значення 50%.

Просторовий розподіл оксиду магнію по родовищу має нестабільну закономірність. На північному сході і південному заході він зростає, в той час як із заходу на схід залишається на рівні 0,7% і певним піком пониження у східній частині.

Як показав аналіз результатів дослідження кореляційного зв'язку між вмістом окремих хімічних елементів та їх оксидів, існує досить тісний кореляційний зв'язок між SiO_2 та Al_2O_3 , Al_2O_3 та Fe_2O_3 .

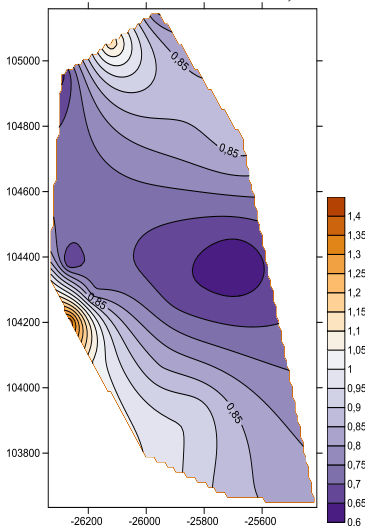


Рис. 6. Вміст оксиду магнію в покладі вапняку, %.

В ході подальших досліджень було одержано аналітичну залежність між Al_2O_3 та SiO_2 у вигляді поліному третього порядку (коефіцієнт детермінації 0,6):

$$y = 0,0131x^3 - 0,0991x^2 + 0,3516x + 0,2793 \quad (2)$$

Висновки.

Просторовий розподіл оксиду магнію по родовищу має нестабільну закономірність. На північному сході і південному заході він зростає, в той час як із заходу на схід залишається на рівні 0,7% і певним піком пониження у східній частині.

Оксид кальцію відіграє важливу роль і дуже впливає на якість кінцевої сировини. Проаналізувавши побудовану модель вмісту оксиду кальцію в покладі вапняку спостерігаємо, що на більшій частині площі відсоток вмісту даного компоненту становить більше 50%. А на східній, південній і західній ділянці навіть дещо перевищує значення 50%.

З побудованої моделі очевидно, що найвищий показник оксиду заліза проявляється в центрально-південній частині і невелике зростання у північній частині. На решті території він знаходиться на рівні 0,45%.

А. Ю. Столяренко, магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
М.С. Куницька, аспірантка каф. маркшейдерії
А. В. Криворучко, к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»

ПРОЕКТ РОЗВИТКУ ЗЙОМОЧНОГО ОБГРУНТУВАННЯ І АНАЛІЗ ЙОГО ТОЧНОСТІ

Маркшейдерські опорні мережі призначені для розв'язання промислових і спеціальних маркшейдерських задач та забезпечення необхідної точності маркшейдерських зйомок. Оскільки організація маркшейдерських робіт на кар'єрах характеризується тим, що роботи виконуються з послідовним переходом від загального до конкретного, тому доречно проаналізувати, як положення точок опорної мережі, а також як точність визначення їх положення впливає на вибір способу створення знімальної мережі та на точність визначення планового положення запроєктованих точок.

На даний момент для ТОВ «БІЕМБІСІ-ГРАНІТ» актуальною задачею є розвиток знімального обгрунтування у зв'язку з втратою раніше закладених пунктів знімальної мережі. Серед існуючих способів для умов блочного кар'єру за умови відсутності електронного тахеометра найбільш доцільним слід вважати спосіб прямої багатократної засічки, який дозволяє до мінімуму скоротити польові вимірювання, але використання засічки має бути обгрунтовано передрозрахунками точності.

Розрахунок координат точки виконаємо за допомогою формул Юнга. Розрахунок прямої двократної засічки за формулами Юнга передбачає використання координат пунктів вже існуючої мережі, які наведені у табл. 1.

Таблиця 1.

Каталог координат пунктів знімальної мережі

Назва пункта	X, м	Y, м	Висотна відмітка, м
т.1	5582274,420	3252878,820	204,166
т.5	5582492,915	3252801,598	206,536
т.3	5582705,903	3252877,417	207,220

Розрахунок засічки виконаємо у три етапи. Після виконання розрахунків проводимо аналіз точності спроектованої мережі (табл.2).

Таблиця 2.

Розрахунок точності прямої багатократної засічки

Напрямок	Дирекційний кут	Відстань, км	$(a)_i$	$(b)_i$
1	2	3	4	5
т.1-77	42°27'5"	0,25469	-13,92599042	15,21576
т.5-77	97°0'16"	0,25105	-20,47255814	-2,51533
т.3-77	144°33'47"	0,29899	-11,95938183	-16,8055
6	7	8	9	10
a_i	b_i	a^2	b^2	$a_i b_i$
-54,6782	59,74227	193,9332	231,5193	-211,895
-81,54773	-10,0192	419,1256	6,326865	51,49516
-39,99927	-56,2077	143,0268	282,4257	200,9837
		756,0857	520,2718	40,58436

$$D = [a^2][b^2] - [ab][ab] = 391723$$

$$P_x = \frac{391723}{520,2718} = 752.9198$$

$$P_y = \frac{391723}{756,0857} = 518.0934$$

Дослідимо ефективність використання теодоліта 2Т5К для виконання кутових вимірювань:

$$m_x = \frac{m_\beta}{10\sqrt{P_x}} = \frac{12}{10\sqrt{752,9198}} = 0.044 \text{ м}$$

$$m_y = \frac{m_\beta}{10\sqrt{P_y}} = \frac{12}{10\sqrt{518,0934}} = 0,053 \text{ м}$$

Очікувана середньоквадратична похибка визначення координат т.77 прямою багатократною засічкою становить:

$$M = \sqrt{m_x^2 + m_y^2} = \sqrt{0.044^2 + 0.053^2} = 0.069 \text{ м} \leq 0.5 \text{ м}$$

Отже, на даний час є багато способів створення зйомочного обґрунтування. Найбільш вигідним для вище зазначеного підприємства є пряма багатократна засічка. Спроектована пряма багатократна засічка відповідає всім вимогам та може бути реалізована в умовах родовища.

**РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ З РОЗШИРЕННЯ
НОМЕНКЛАТУРИ ОБЛИЦЮВАЛЬНОЇ ПРОДУКЦІЇ З
ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ В УМОВАХ ФОП
«ФЕДОРОВИЧ Ю.І.»**

Одним із ефективних способів підвищення прибутковості підприємства є розширення номенклатури продукції. На сьогоднішній день найбільш популярними є вироби з природнього каменю складного профілю. Така продукція широко використовується в архітектурі та оформленні екстер'єрів та інтер'єрів житлових будівель. При цьому для задоволення запитів архітекторів часто постає потреба у виготовленні доволі складних за формою виробів. Раніше для таких потреб використовувались бетонні та залізобетонні вироби, декоративна цінність яких, навіть при використанні кольорових бетонів, досить низька. Можливість виготовлення аналогічних виробів із декоративних порід облицювального каменю найкраще задовольняє вимоги сучасної архітектури та житлового будівництва.

В останні роки спостерігаються спроби використання верстатів з ЧПК у каменеобробній галузі. Такі верстати вимагають використання спеціального алмазного інструмента, а тривалість виготовлення окремої деталі вимагає досить тривалого часу.

«ВЕКТОР» - канатно алмазний верстат по граніту з вбудованою системою ЧПУ призначений для фігурного різання виробів з граніту, мармуру, агломератів і т.п. за допомогою алмазного каната в повністю автоматичному режимі, діаметр (або діагональний розмір) оброблюваної заготовки може досягати до 2000 мм щодо центру столу, при товщині від 20 до 350 мм. Верстат канатний «ВЕКТОР» обробляє заготовку за рахунок її обертання навколо своєї осі і лінійного переміщення лобзика що дозволяє обробити заготовку з 4 сторін на відміну від верстатів традиційної технології переміщення пили в декартових координатах які можуть обробити тільки 3 сторони заготовки через особливості кріплення самої заготовки.

Верстат виконує різання каменю алмазним канатом за заданою програмою, з огляду на те що режим різання алмазним канатом ведеться в автоматичному режимі якість різку виходить дуже високої якості, що робить непотрібним додаткову доведення абразивним інструментом і дозволяє відразу перейти до етапу полірування торців виробу. На канатних верстатах в яких різка йде в ручному режимі подібних результатів якості різку практично не домогтися, так як

руками дуже складно витримати ідеальну траєкторію. Верстат канатний «ВЕКТОР» має зручний призначений для користувача інтерфейс і максимально спрощений процес підготовки контурів для різання, що дозволяє виробляти не тільки серійні вироби, а також виконувати одиничні екземпляри виробів дуже швидко.

Канатний верстат «ВЕКТОР» для алмазного різання каменю має можливість різання кам'яних плит товщиною до 300 мм, що дозволяє в масовому виробництві для збільшення продуктивності робити різання відразу декількох заготовок.

Канатний верстат «ВЕКТОР» має ширину всього 0,53 метра і не займає багато місця, єдине що необхідно це забезпечити простір у поворотного столу для обертання заготовки яка може мати діаметр до 2 метрів, довжина верстата 4 метри, висота канатного верстата 2.1 метра. Якщо верстат встановлюється задньою частиною близько до стіни або перегородки бажано при монтажі верстата забезпечити між задньою частиною і стіною відстань не менше 0,5 метра, для зручності профілактичних робіт.

Встановлення канатного верстату «ВЕКТОР» дозволить виготовляти вироби складного профілю, що вплине на розширення номенклатури продукції.

Таким чином, проведений аналіз показує, що застосування нових технологій, а саме, використання канатно-алмазного верстату «ВЕКТОР» при виготовленні виробів складного профілю дозволить підвищити річну продуктивність підприємства та відповідно зросте рентабельність підприємства.

УДК 622

Якимчук Ю.С., студент

Науковий керівник: **Остафійчук Н.М.,** ст. викладач
Державний університет «Житомирська політехніка»

ВИЗНАЧЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ КАР'ЄРНОГО АВТОТРАНСПОРТУ НА ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРАХ

Із поглибленням розробки кар'єрів зростають експлуатаційні затрати — затрати на паливно-мастильні матеріали, шини, технічне обслуговування і ремонт автосамоскидів. При цьому експлуатаційні затрати часто перевищують 30% від затрат на транспортування, або 15% від загальної суми затрат.

Очевидно, що експлуатаційні затрати займають велике місце в кошторисі гірничого підприємства і значно збільшують собівартість

вийнятої корисної копалини, а також значно зменшують прибуток, яка є основною метою діяльності підприємства.

Зменшення експлуатаційних затрат є потенційним резервом підвищення ефективності роботи родовища. У свою чергу резерв збільшення ефективності полягає в експлуатації автосамоскидів в оптимальних режимах, тобто при мінімальних затратах паливно-мастильних матеріалів і мінімальному зношуванні деталей самоскидів, досягнення чого неможливо без широкого застосування автоматизації управління технологічними процесами.

Аналіз витрат дизельного палива протягом року показує, що в середньому за один місяць на щебеневих кар'єрах витрачається 80 т палива, при цьому в січні і серпні відзначається підвищений рівень витрати, що перевищує середній рівень на 20-30%. Це пов'язано з кліматичними умовами в січні, а в серпні – з підвищенням продуктивності видобування гірничої маси.

Експлуатаційні затрати на паливно-мастильні матеріали для кар'єрних самоскидів залежно від їх вантажопідйомності складають 20% від загальних затрат, пов'язаних з їх експлуатацією, причому максимальна вартість паливно-мастильних матеріалів припадає на роботу самоскидів вантажопідйомністю 90 тон, а при збільшенні або зменшенні вантажопідйомності ці витрати незначно зменшено. Цей факт пояснюється, зокрема, тим, що для самоскидів вантажопідйомністю понад 90 тон різко зростає вартість шин та технічне обслуговування і ремонт самоскидів, що призводить до відносного зменшення витрат на паливо, при цьому в абсолютному вираженні паливно-мастильних матеріалів залежно від вантажопідйомності самоскидів збільшується.

Затрати на пальне залежать від ваги самого автосамоскида, відношення до корисного навантаження, від стадії транспортного циклу та відстані транспортування корисної копалини. Збільшення транспортної відстані зменшує споживання палива на 20-30%.

Облік затрат мастильних матеріалів показує, що співвідношення між затратною мастилом і палива складає в залежності від періоду року від 6% (для зими) до 12% (для літа). Зниження затрат на мастило можливе лише за рахунок його регенерації, яка здійснюється на спеціалізованій установці.

Аналіз даних з експлуатації дизельних двигунів на автосамоскидах показує, що порушення нормативних значень, при яких можлива їх нормальна робота, призводить до різного роду поломок двигуна.

Змінна надійність роботи двигунів самоскидів типу БелАЗ виражається ймовірністю поломки через різні несправності, пов'язані з дизельним двигуном. Змінна надійність визначається відстанню

транспортування та величиною середнього ухилу маршруту транспортування гірничої маси.

Загальна тенденція збільшення відмов двигуна спостерігається із збільшенням транспортної відстані. Слід зазначити, що значну роль відіграє значення середньозваженого ухилу дороги, із збільшенням якого відбувається збільшення змінної відмови двигуна автосамоскидів.

При виборі керівного ухилу необхідно враховувати глибину кар'єру, інтенсивність руху, тягові властивості автомашин і кліматичні особливості району. Застосування великих ухилів дозволяє значно скоротити обсяги земляних робіт, однак при цьому знижуються швидкість руху автомашини, а також пропускна здатність доріг і безпеку руху.

В результаті вибір оптимального ухилу автодороги проводиться на підставі оцінки техніко-економічних показників стосовно до конкретних гірничотехнічних умов з урахуванням тягових властивостей машини і безпеки руху.

Дослідження виявили, що вартість ремонту зростає із збільшенням терміну служби автосамоскиду, і вона визначається вартістю ремонту на початку експлуатації самоскида, а також швидкістю приросту затрат на технічне обслуговування та ремонт по мірі збільшення пробігу транспорту.

Практика показує, що знос важких самоскидів під час експлуатації різний в різних кар'єрах і залежить як від видобутку корисних копалин (глибина кар'єру, насипна щільність, абразивність гірських порід тощо), так і від дорожніх і кліматичних умов експлуатації транспорту. Таким чином частота відмов деталей самоскида буде значно відрізнятися, що спричинює різну частоту їх обслуговування.

Показником для визначення частоти технічного обслуговування і ремонту є не години роботи самоскида, а його пробіг. Наприклад, час безперервної роботи самого ненадійного агрегату самоскида (карданна коробка передач) складає близько 1000 км, а найнадійнішого (гальмівні колодки) – до 9 тис. км.

Щоб підтримувати самоскид у постійній готовності, необхідно періодично проводити його технічне обслуговування та ремонт, що мають вирішальний вплив на продуктивність кар'єрних транспортних засобів, а також визначають тривалість його простоїв.

В результаті технічного обслуговування та ремонту простої самоскидів становлять 20-30% календарного часу, а вартість обслуговування та ремонту залежно від вантажопідйомності самоскидів досягає 30% загальних експлуатаційних витрат. У той же час частка кількості робітників, зайнятих ремонтом технологічних транспортних засобів, коливається від 17 до 20%.

Причиною великих простоїв самоскидів є низька якість автомобільних шин. Простої, які пов'язані з виходом з ладу шин, становлять не менше 9% від всього часу простоїв (рис. 1). У загальному списку різних груп простоїв аварії через несправність шин посідають шосте місце, а простої, пов'язані з поломками двигуна, лідирують.

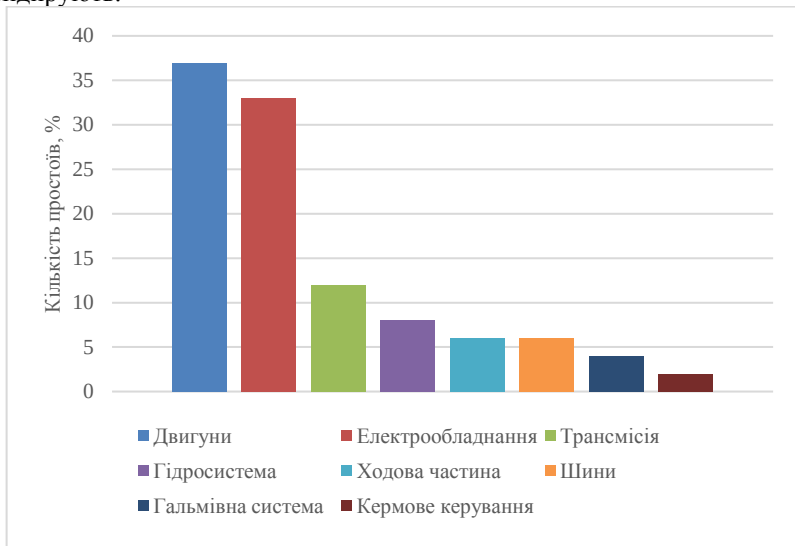


Рис. 1. Аварійні простої автосамоскидів БелАЗ

Прямі затрати на шини самоскидів стоять на другому місці після затрат на паливо, при цьому їх частка від експлуатаційних затрат становить 15-35% і залежить від вантажопідйомності автосамоскидів.

За час експлуатації кожен самоскид споживає 130 шин перед списанням. Як результат, загальна вартість шин за період амортизації перевищує початкову вартість машини на 48%, тому великі шини є одними з найдорожчих і дефіцитних витратних матеріалів. У той же час частка шин у вартості технологічного транспортування автомобільним транспортом сягає 30%. Тому завдання підвищення ефективності автомобільних шин шляхом автоматизованого моніторингу їх стану в процесі транспортування гірничої маси з метою продовження терміну служби та збільшення пробігу шин є пріоритетом технологічного процесу.

Універсальною характеристикою експлуатаційних властивостей великих шин, що визначає ефективність їх використання, є продуктивність TCG (тонокілометрів за годину). Для розрахунку індексу TCG застосовується наступна формула:

$$TGG = Q_{\text{ср}} \cdot V_{\text{ср}} \quad (1)$$

де $Q_{\text{ср}}$ – середнє значення навантаження на шину, т;

$V_{\text{ср}}$ – середнє значення швидкості руху самоскида по маршруту транспортування корисної копалини, км/год.

Середнє значення навантаження на шину можна визначити за наступною формулою:

$$Q_{\text{ср}} = \frac{Q_{\text{зав}} + Q_{\text{пор}}}{2} \quad (2)$$

Середнє значення навантаження на шину:

$$V_{\text{ср}} = \frac{L \cdot n}{t} \quad (3)$$

де L – відстань, яку проходить самоскид за один рейс, км,

n – число рейсів за робочий день,

t – загальна кількість роботи за робочий день, год.

Формула (1) дійсна при умові, якщо відстань за один рейс не перевищує 3,0 км і навантаження на шину не перевищує її паспортної величини більше 15%. Окрім того, формула (1) показує, що насправді моніторинг роботи шин зводиться до вирішення двох задач: визначення навантаження самоскида та визначення середньої швидкості його руху.

Такі дії дозволяють запобігти розриванню шин, що прослужили свій термін експлуатації, або зменшити позапланове технічне обслуговування і таким чином, підвищити готовність машин.

Контроль максимального навантаження на шину дозволяють понизити експлуатаційні затрати на 5%.

УДК 61.614:614.8

І.І. Чоботько, провідний інженер
відділу фізики вугілля та гірничих порід
Інститут фізики гірничих процесів НАН України

АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПОПЕРЕДЖЕННЯ ЗАЙМАННЯ ПОРОДНИХ ВІДВАЛІВ

Процеси самозаймання відходів вуглевидобутку (породних відвалів) досить докладно вивчалися, починаючи з XX століття. Незважаючи на значну кількість досліджень єдиної моделі, яка досить наближено описує процес самозаймання породних відвалів, не існує.

Самозаймання породних відвалів вже давно привертало до себе увагу дослідників. Безсумнівно, що самонагрівання викликається окисленням вугілля (або іншого матеріалу в даному випадку піриту) з

виділенням при цьому великої кількості теплової енергії, проте конкретні умови і механізм цього процесу настільки незвичайні і ще не ясні, що загальнохімічного уявлення виявляються недостатніми, щоб його визначити. Протипожежна профілактика тому недостатньо ефективна. У цьому причина того, що ми ще не можемо з упевненістю передбачити і запобігти самонагріванню і самозайманню породних відвалів. Промислова практика показує, що в більшості випадків пожежі на породних відвалах виявляються несподівано. Внаслідок чого їх гасіння та ліквідація вимагають великих витрат, багато праці і часу.

На сьогоднішній день застосовуються наступні способи гасіння виникаючих екзогенних пожеж на породних відвалах:

1. Пожежогасіння шляхом нанесення покриття з інертних матеріалів;

2. Пожежогасіння шляхом ін'єкції суспензіями вглиб тіла породних відвалів;

3. Гасіння водою.

Дані способи широко застосовуються у світовій практиці гасіння пожеж. Найбільш популярні серед них перші три способи, які також найбільш економічні і ефективні.

Пожежогасіння шляхом нанесення покриття з інертних матеріалів являє собою покриття розчинами з інертних матеріалів поверхні відкритого горіння або тління ділянок породного відвалу. Варто відзначити, що ці розчини мають плівкоутворювальний ефект, тобто шар інертних матеріалів ліквідує контакти атмосфери з площею горіння. Правда даний спосіб не може остаточно ліквідувати ймовірність пожеж. Але в якості запобіжного агенту з локалізації зон горіння він дуже комфортний, особливо для застосування на відвальній площі.

Ін'єкції суспензіями вглиб тіла породного відвалу були розроблені науковцями Донецького технічного університету Зборщиком М.П. та Осокіним В.В. й застосовувалися з метою охолодження осередку горіння і заповнення в результаті пожежі пустот, які утворилися в породному відвалі. Крім того, з її допомогою витісняється кисень з тіла породного відвалу, що запобігає проникненню всередину породного відвалу кисню через порожнечі тим самим перешкоджаючи підпиту зон осередку горіння.

Гасіння водою на сьогоднішній день є найпоширенішою і доступною технологією. Але дана технологія має безліч недоліків, а при некаваліфікованому застосуванні може спричинити катастрофи, що змусило уряд Німеччини заснувати приписи щодо дотримання заходів безпеки при пожежогасінні на породних відвалах з тієї причини, що в минулому відбувалися окремі нещасні випадки в результаті

некваліфікованого використання води і як наслідок, вибуху водяної пари. Вибухи водяної пари можуть статися при нагнітанні води в породному відвалі під певним тиском. При проникненні води в осередки горіння з температурою понад 150°C і більше може статися миттєве випаровування води з 1500 - кратним збільшенням пара в порівнянні з водою в рідкому агрегатному стані. Крім того, можливі зсуви і змиви каналів і порожнин породних відвалів, в результаті чого ефект гасіння помітно згасне і в цілому не дасть бажаного результату. Також зберігається небезпека повторного проникнення кисню в відвали.

На сьогоднішній день самозаймання вудходів вуглевидобутку (породних відвалів) є досить актуальною темою для безлічі діючих вугільних розрізів по всьому світу. Але прогрес не стоїть на місці, для вирішення цієї проблеми витрачаються великі кошти і впроваджуються інноваційні технології.

ЗМІСТ

- 1. Бабічев І.К.**, аспірант
Фролов О.О., д-р техн. наук, проф.,
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»
Технологія формування порожнин для розміщення відходів
збагачення на відвалі скельних порід* 2
- 2. Бельтек М.І.**, аспірант
Фролов О.О., д-р техн. наук, проф.,
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»
Аналіз методик визначення коефіцієнту структурного
ослаблення гірського масиву* 8
- 3. Вигівський Д.С.**, студент,
Остафійчук Н.М., старший викладач
*Державний університет «Житомирська політехніка»
Аналіз факторів безпеки праці на каменевидобувних
підприємствах Житомирщини* 12
- 4. Власов С.Ф.**, д.т.н., професор кафедри
гірничої інженерії та освіти
Молдаванов Є.В., аспірант кафедри
гірничої інженерії та освіти,
*НТУ «Дніпровська політехніка»
Вплив пісковиків на формування концентрацій напружень в
гірському масиві навколо очисного вибою* 14
- 5. Гаврисюк О.С.**, магістрант 2 курс, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Ковалевич Л.А., ст. викладач кафедри маркшейдерії
*Державний університет «Житомирська політехніка»
Оптимізація селективного видобування мергелю при різному
геопросторовому розміщенні якісних та шкідливих
компонентів* 17
- 6. Горшкальов П.В.**, студент 4-го курсу
Куницька М.С., аспірант кафедри маркшейдерії
*Державний університет «Житомирська політехніка»
Сучасні тенденції розвитку та класифікації електронних
тахеометрів* 19

- 7. Єрофєєв А.М.¹**, аспірант
Ішков В.В.², канд.геол.-мін.наук, доцент
Козій Є.С.², канд.геол.наук, заступник директора
¹*Харківський національний університет імені В.Н. Каразіна, Харків, Україна*
²*Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, Україна*
Особливості впливу геолого-технологічних показників деяких родовищ на вміст ванадію у нафті 25
- 8. Житков Д.** магістрант кафедри відкритих гірничих робіт гірничо-металургійний факультет, 2 курс, ГІВ-20 М
Луценко С.О., к.т.н., доцент, доцент кафедри відкритих гірничих робіт
Григор'єв Ю.І., к.т.н., старший викладач кафедри відкритих гірничих робіт
Криворізький національний університет
Аналіз сучасних методів обґрунтування висоти уступу в умовах відкритої розробки родовищ корисних копалин 31
- 9. Звірик Д.** магістрант кафедри відкритих гірничих робіт гірничо-металургійний факультет, 2 курс, ГІВ-20 М
Луценко С.О., к.т.н., доцент доцент кафедри відкритих гірничих робіт
Григор'єв Ю.І., к.т.н., старший викладач кафедри відкритих гірничих робіт
Криворізький національний університет
Аналіз стану питання проміжного складування гірничих порід при застосуванні комбінованого транспорту 33
- 10. Ігнатюк Р.М.**, магістрант 2-го курсу, гр. РР-44м, ГЕФ
Цимбалюк П.П., магістрант 2-го курсу, гр. ЗРР-20м, ГЕФ
Кукицяк Р.В., студент 2-го курсу, гр. ГР-1мб, ГЕФ
 Науковий керівник: **В.Т. Підвисоцький**, д.геол.н., проф.
Державний університет «Житомирська політехніка»
Аналіз впливу способів видобування природного каменю на його якість 36
- 11. Кемська С.В.**, магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Столяренко А.Ю., магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Куницька М.С., аспірантка каф. маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»
Методи фототопографічного знімання 39
- 12. Кемська С.В.**, магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Куницька М.С., аспірантка каф. маркшейдерії
Іськов С.С. к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»
Маркшейдерське забезпечення буровибухових робіт 41

- 13. Козій Є.С.**, канд.геол.наук, заступник директора
Ішков В.В., канд.геол.-мін.наук, доцент
Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»
Патогенні органомінеральні утворення нирок жителів техногенно-навантажених регіонів (на прикладі м. Павлоград) 43
- 14. Корніснко В.Я.**, д.т.н., професор, завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин
Семенюк В.В., старший викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин
Національний університет водного господарства та природокористування
Підвищення ефективності роботи вібропристрою для видобутку бурштину 47
- 15. Косенко А.В.**, канд. техн. наук, молодший науковий співробітник відділу управління станом масиву гірничих порід,
Інститут фізики гірничих процесів НАН України
Дослідження та удосконалення технології буропідричних робіт з використанням безтروطових вибухових речовин 49
- 16. Кохан М.М.** студент групи РР-44м
 Науковий керівник: **Башинський С.І.**, к.т.н., доц.
Гірничо-екологічний факультет
Державний університет «Житомирська політехніка»
Дослідження закономірностей зносу робочого інструменту в ході виконання профілювання виробів з природного каменю 51
- 17. Кравець М.А.**, магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м, гірничо-екологічного факультету
Іськов С.С., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»
Напрями рекультивації порушених земель 57
- 18. Кучерук М.О.**, асистентка
Національний університет водного господарства та природокористування
Рекультивація вироблених торфових родовищ 63

- 19. Литвинчук І.Д.**, аспірант
Фролов О.О., д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»
Проблеми виймання флювіогляціальних відкладів на розкритих
уступах родовищ скельних будівельних порід 65
- 20. Микитюк І. І.**, студентка 4-го курсу
Куницька М.С., аспірант кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»
Перевірка головної умови нівеліра 69
- 21. Наумов Я.О.**, студент
 Науковий керівник: **Башинський С.І.**, к.т.н., доц.
Державний університет «Житомирська політехніка»
Перспективи використання та подальший розвиток
геополімерів 74
- 22. Осадчук І.Б.**, студент,
Башинський С.І. к.т.н., доц.
Державний університет «Житомирська політехніка»
Дослідження геометричних параметрів вибою алмазного
канату 78
- 23. Пико В.О.**, студент 4-го курсу, гр. РР-47, ГЕФ
Поволоцький В.Б., студент 4-го курсу, гр. РР-47, ГЕФ
 Науковий керівник: **В.І. Шамрай**, к.т.н.
Державний університет «Житомирська політехніка»
Аналіз впливу параметрів сіток буріння свердловин на якість
буровибухових робіт 81
- 24. Піскун І.А.** аспірант
 Науковий керівник: **Котенко В.В.**, к.т.н., доц.
Гірничо-екологічний факультет
Державний університет «Житомирська політехніка»
Дослідження доцільності районування родовищ каоліну задля
встановлення кореляційних залежностей між вмістом
хімічних елементів 84

25. **Побігайло Д.П.**, магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Остріков В.О., магістрант 1-го курсу, групи ГГ-25м,
 гірничо-екологічного факультету
Криворучко А.О., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Державний університет «Житомирська політехніка»
Визначення напрямку анізотропії в умовах Корнинського
кар'єру «Леопард» 90
26. **Розбицька А.В.**, магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Левант А.П., магістрант 1-го курсу, групи ЗГГ-21м,
Камських О.В., к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»
Дослідження геопросторової мінливості показників якості
покладів ільменіту 94
27. **Столяренко А.Ю.**, магістрант 2-го курсу, групи ГГ-24м,
Сухаревський О.Г., магістрант 1-го курсу, групи ГГ-25м,
Криворучко А.О., к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»
Геометризація покладів вапняку в умовах Кам'янець-
подільського комбінату 98
28. **Столяренко А.Ю.**, магістрантка 1 курсу, гр. ГГ-24м, ГЕФ
Куницька М.С., аспірантка каф. маркшейдерії
Криворучко А.В., к.т.н., доцент
Державний університет «Житомирська політехніка»
Проект розвитку зйомочного обґрунтування і аналіз його
точності 104
29. **Штилюк Т.А.**, магістрантка
Державний університет «Житомирська політехніка»
Розробка технологічних рішень з розширення номенклатури
облицювальної продукції з природного каменю в умовах ФОП
«Федорович Ю.І.» 106
30. **Якимчук Ю.С.**, студент
 Науковий керівник **Остафійчук Н.М.**, ст. викладач
Державний університет «Житомирська політехніка»
Визначення техніко-економічних показників роботи кар'єрного
автотранспорту на щебневих кар'єрах 107
31. **І.І. Чоботько**, провідний інженер
 відділу фізики вугілля та гірничих порід
Інститут фізики гірничих процесів НАН України
Аналіз існуючих технологій попередження займання породних
відвалів 111