

*Досліджено технологічний коефіцієнт втрат блочної сировини для канатопильного способу відокремлення монолітів від масиву природного каменю та отримані залежності цих втрат від параметрів підготовки блоків до виймання. Встановлені оптимальні технологічні параметри видобування гранітних блоків (висота уступу, довжина і ширина моноліту) з врахуванням втрат блочної сировини на основі даних просторової орієнтації тріщин*

*Ключові слова: товарний блок, управління якістю, тріщинуватість, висота уступу, вихід блоків*

*Исследован технологический коэффициент потерь блочного сырья для канатопильного способа отделения монолитов от массива природного камня и получены зависимости этих потерь от параметров подготовки блоков к извлечению. Установлены оптимальные технологические параметры добычи гранитных блоков (высота уступа, длина и ширина монолита) с учетом потерь блочного сырья на основании данных пространственной ориентации трещин*

*Ключевые слова: товарный блок, управление качеством, трещиноватость, высота уступа, выход блоков*

УДК 622.1:622.2+622.35

# ОБҐРУНТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИДОБУВАННЯ ГРАНІТНИХ БЛОКІВ НА ОСНОВІ ПОКАЗНИКІВ ТРІЩИНУВАТОСТІ

**В. Г. Левицький**  
Старший викладач\*

E-mail: neolvg@gmail.com

**Р. В. Соколевський**

Кандидат технічних наук, доцент\*

E-mail: rvsobolevsky@rambler.ru

\*Кафедра маркшейдерії

Житомирський державний технологічний університет  
вул. Черняхівського, 103, м. Житомир, Україна, 10005

## 1. Вступ

Проектування технології видобувних робіт на родовищах облицювального каменю виконується за показниками середнього виходу блоків каменю з масиву, величина якого впливає на продуктивність камене-видобувного підприємства, якість блочної сировини, собівартість видобування блоків та вартість блоків відповідних категорій. Однак, в межах кар'єрного поля чи окремої його ділянки показники тріщинуватості, коефіцієнт видобування блоків та їх розміри можуть змінюватись в досить широких межах, тому для економічно ефективної розробки родовища потрібно врахувати ці зміни і поділити родовище на ділянки зі сталими значеннями даних показників.

Основою для обґрунтування технологічних параметрів видобування блоків і забезпечення максимальної ефективності видобувних процесів на кар'єрі блочного каменю є показники тріщинуватості масиву гірських порід, які формують кінцеву якість товарних блоків [1, 2]. Тому встановлення залежностей таких технологічних параметрів як висота уступу, довжина і ширина блоків від тріщинуватості видобувної ділянки масиву з врахуванням технологічних втрат є актуальною і потребою дослідження.

## 2. Аналіз літературних даних і постановка проблеми

Дослідженням тріщинуватості та блочності масивів гірських порід декоративного каменю займалися

Коробійчук В. В. [3], Косолапов О. І. [4], Криворучко А. О. [5], Іськов С. С. [5], Mosch S., Siegesmund S. [8] та інші. Обґрунтуванням і дослідженням способів підготовки до виймання блочного високоміцного природного каменю займалися російські науковці Першин Г. Д. [6, 9, 10], Караулов Г. А. [10], Уляков М. С. [11], Дубровський А. Б. [7] та інші.

У праці В. В. Коробійчука вивчена просторова орієнтація тріщин, тріщинуватих зон, тектонічних порушень на діючому Лезниківському кар'єрі, а також відмічено закономірні зміни в елементах залягання субгоризонтальних тріщин. За результатами вивчення тріщинуватості і закономірностей її розвитку побудовані діаграми тріщинуватості, по яким визначено прогнозований вихід блоків на окремих ділянках кар'єра.

У дослідженнях С. С. Іськова значна увага приділена вивченню зміни виходу блоків каменю при зміні напрямів орієнтування сторони блока та вибору оптимального напрямку ведення гірничих робіт відносно природної тріщинуватості для окремих технологічних ділянок з метою підвищення виходу блоків з кращими розмірними характеристиками.

У працях А. О. Криворучка розглянуто можливість використання сучасних інформаційно-комп'ютерних технологій для розробки комплексної методики геометризації масивів природного каменю на основі геометричного аналізу систем тріщинуватості з метою отримання комплексної моделі родовища та визначення оптимальних напрямків розробки. Геометричний аналіз виконувався шляхом створення картограм тріщинуватості окремих ділянок масиву, на основі яких

кар'єрне поле за блочністю районувалось на окремі ділянки.

У праці О.І. Косолапова дано оцінку блочності масивів декоративного каменю на основі отриманих кутових і лінійних параметрів, різних за об'ємом та структурними особливостями структурних блоків масиву. Так при оцінці блочності враховувались деякі фактори: вид перетину тріщин, переривчастість чи зміщення тріщин та характер їх поверхні.

В межах кар'єрного поля питома тріщинуватість, просторова орієнтація тріщин і форма природних окремоостей різна, тому доцільно виділяти окремі ділянки кар'єрного поля за цими параметрами. Оскільки площа відокремлення природних окремоостей різної форми обумовлює економічні показники видобувних робіт, то для ефективного видобування монолітів (блоків) на таких ділянках необхідно підібрати відповідний технологічний комплекс обладнання і оперативно спрогнозувати вихід якісної блочної продукції з мінімальними втратами. Проблема оперативного управління і прогнозування якості блоків на окремих видобувних ділянках кар'єру з врахуванням технології видобувних робіт і просторової орієнтації тріщин масиву природного каменю є невирішеною.

### 3. Мета і завдання дослідження

Метою дослідження є визначення оптимальних технологічних параметрів видобування гранітних блоків з врахуванням втрат і розмірів природних окремоостей на основі даних просторової орієнтації тріщин, отриманих за допомогою дистанційної цифрової зйомки масиву природного каменю.

Задачами дослідження є:

- розробка алгоритму формування технологічних комплексів на основі виділення структурно-однорідних зон;
- встановлення залежностей між показниками тріщинуватості (кутами падіння тріщин, відстанями між тріщинами) і висотою уступу, шириною і довжиною моноліту;
- дослідження комплексних технологічних втрат алмазно-канатного способу відокремлення монолітів від масиву природного каменю;
- визначення висоти уступу, ширини і довжини моноліту за критерієм мінімізації технологічних втрат, зумовлених просторовою орієнтацією тріщин і особливостями застосування алмазно-канатної технології видобування блоків.

### 4. Дослідження оптимальних технологічних параметрів видобування гранітних блоків

Розділення кар'єрних полів на зони, які об'єднані за показниками тріщинуватості, форми природної окремоості і виходу блоків, дозволяє для кожної виділеної ділянки визначити параметри елементів системи розробки, експлуатаційні властивості, стадійність видобування та комплекси обладнання, які забезпечують для кожної зони виймання блоків природного каменю з мінімальними втратами сировини і собівартістю продукції. Алгоритм формування технологічних ком-

плексів на кар'єрах облицювального каменю приведений на рис. 1.



Рис. 1. Алгоритм формування технологічних комплексів на кар'єрах облицювального каменю

При переході від однієї природно-технологічної зони до іншої якісний склад комплексу видобувного обладнання рекомендується змінювати тільки для ланки підготовки блоків до виймання. Одноразові витрати на переобладнання комплексу не перевищують 11–14 % суми початкових капітальних витрат [6]. Для інших ланок технологічного ланцюга можна обмежитися лише кількісною зміною складу устаткування залежно від річного об'єму видобування блоків. Продуктивність комплексу обладнання збільшується зі збільшенням об'єму блока, який видобується, для всіх типів масиву, способів і схем підготовки блоків до виймання. Це пояснюється тим, що зі збільшенням об'єму блока знижується питома площа штучних площин оголення блока, утворення яких здійснюється за допомогою установок, що входять в комплекс.

Площа штучних площин оголення визначається лінійними розмірами моноліту чи блока [7]. Чим менші лінійні розміри блока, тим більше число штучних площин оголення необхідно виконати в моноліті при розділенні його на товарні блоки.

Знаючи загальну  $S_3$  і питому  $S_{\Pi}$  площі оголення та загальний час  $t_0$ , який затрачається на утворення площин оголення, продуктивність комплексу обладнання можна визначити за наступною формулою [6]:

$$Q = \frac{S_3 k_{\text{бл}} k_{\text{п.о.}}}{S_{\Pi} t_0}, \quad (1)$$

де  $S_3$  – загальна площа штучних площин оголення,  $\text{м}^2$ ;  $S_{\Pi}$  – питома площа штучних площин оголення,  $\text{м}^2/\text{м}^3$ ;  $t_0$  – загальний час роботи комплексу обладнання, який затрачається на утворення площин оголення, змін;  $k_{\text{бл}}$  – коефіцієнт виходу товарних блоків;  $k_{\text{п.о.}}$  – коефіцієнт поєднання операцій буріння шпурів, прорізання щілини в масиві, розколювання моноліту на блоки.

Значення коефіцієнта виходу товарних блоків можна визначити з виразу:

$$k_{\text{бл}} = 1 - \sum k_{\text{втр}} = 1 - k_{\text{г}} - k_{\text{т}} - k_{\text{з}}, \quad (2)$$

де  $\Sigma k_{втр}$  – сумарні втрати блочної сировини;  $k_r$  – геологічний (теоретичний) коефіцієнт виходу блоків з масиву корисної копалини, що залежить від ступеня тріщинуватості масиву, кутових і лінійних показників тріщин;  $k_t$  – технологічний коефіцієнт, що враховує технологічні руйнування (втрати) граніту в штучних площинах оголення при підготовці блоків до виймання;  $k_3$  – коефіцієнт, що враховує зниження виходу блоків при перекиданні і переміщенні монолітів і блоків.

Значення  $k_3$  залежить від висоти падіння монолітів і блоків, а також наявності в них тріщин.

Розглянемо технологічний коефіцієнт втрат  $k_t$ , а саме кількісно-якісні втрати блочної сировини, для канатонопильного способу відокремлення монолітів від масиву природного каменю та дослідимо залежність цих втрат від технологічних параметрів підготовки блоків до виймання.

При підготовці моноліту до відокремлення алмазно-канатними установками, втрати каменю в основному будуть складатися з кількісних втрат каменю при бурінні свердловин для запасування канату і втрат каменю при різанні масиву алмазним канатом [6, 7].

Технологічний коефіцієнт втрат каменю  $k_{т.а}$  визначають за наступною формулою:

$$k_{т.а} = \frac{d_{i.a}}{an_1} + \frac{\pi d_{3.в}^2 \cdot (an_1 + bn_2 + hn_3)}{4abhn_1n_2n_3}, \quad (3)$$

де  $d_{i.a}$  – зовнішній діаметр канату з врахуванням припуску (в середньому для більшості алмазно-канатних машин  $d_{i.a} = 12$  мм);  $d_{3.в}$  – діаметр зони втрат при бурінні свердловин для запасування канату.

Значення діаметру зони втрат для різної глибини буріння свердловин для запасування канату, враховуючи відхилення осі свердловини від запроєктованої, дорівнює:

$$d_{3.в} = d_{св} + 2eL_{св}, \quad (4)$$

де  $d_{св}$  – діаметр свердловин для запасування канату ( $d_{св} = 80-110$  мм);  $L_{св}$  – проектна довжина свердловини, м;  $e$  – значення відхилення бура від заданої площини на один погонний метр буріння, яке може бути визначене за емпіричною формулою:

$$e = \frac{\sigma_{ст}}{2d_{св}}, \quad (5)$$

де  $\sigma_{ст}$  – міцність породи на стиск, кг/см<sup>2</sup>.

Підставивши вирази (4) і (5) в (3), отримуємо:

$$k_{т.а} = \frac{d_{i.a}}{an_1} + \frac{\pi \left[ (d_{св}^2 + \sigma_{ст} an_1)^2 \cdot an_1 + (d_{св}^2 + \sigma_{ст} bn_2)^2 \cdot bn_2 \oplus \oplus (d_{св}^2 + \sigma_{ст} hn_3)^2 \cdot hn_3 \right]}{4d_{св}^2 abhn_1n_2n_3}. \quad (6)$$

Залежність технологічного коефіцієнту втрат  $k_{т.а}$  від висоти і довжини гранітних блоків, які відокремлюються за допомогою алмазно-канатних установок при одностадійній схемі видобування, приведені на рис. 2.

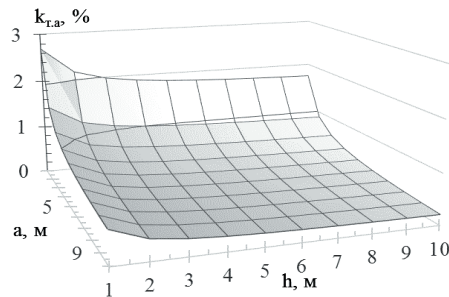


Рис. 2. Залежність технологічного коефіцієнту втрат  $k_{т.а}$  від висоти і довжини блоків ( $b = 1,5$  м) при застосуванні алмазно-канатних установок

Розглянемо наступну складову формули (2) – геологічний коефіцієнт виходу блоків, для якого втратами приймаються всі об'єми каменю, які не вписуються у форму прямокутного паралелепіпеда чи близьку до нього. Втрати, зумовлені наявністю в масиві каменю трьох систем природних тріщин Q, S, L з різними геометричними параметрами, розділимо по відношенню до площин відокремлення моноліту на три групи:

$$k_r = k_Q + k_S + k_L, \quad (7)$$

де  $k_Q, k_S, k_L$  – геологічні коефіцієнти втрат блочної сировини в результаті поширення в масиві природного каменю відповідно поперечних Q, поздовжніх S і пологих (пластових) L тріщин.

В ідеальній тривимірній моделі тріщинуватості масиву геологічний коефіцієнт втрат  $k_r = 0$ , оскільки основні системи тріщин паралельні між собою і їх площини перетинаються під прямим кутом. Розкладемо дану тривимірну модель по площинам  $S_{QL}$  (рис. 3, а),  $S_{QS}$  (рис. 3, б),  $S_{SL}$  (рис. 3, в), і отримаємо плоскі моделі розташування окремих систем тріщин в масиві.

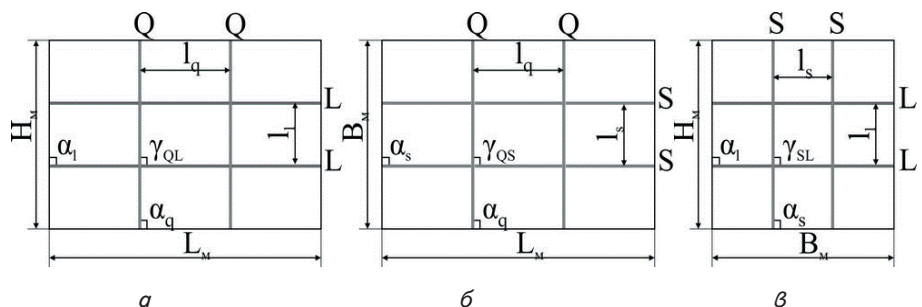


Рис. 3. Плоскі ортогональні моделі поширення систем тріщин Q, L, S в масиві природного каменю: а – поздовжня вертикальна площина  $S_{QL}$ ; б – полого горизонтальна площина  $S_{QS}$ ; в – бічна вертикальна площина  $S_{SL}$

На основі рис. 3 отримуємо залежності, які пов'язують технологічні параметри, а саме висоту  $H_m$ , довжину  $L_m$  і ширину  $B_m$  моноліту, з параметрами природних тріщин:

$$H_m = n_1 l_1, L_m = n_q l_q, B_m = n_s l_s, \quad (8)$$

де  $n_q, n_s, n_l$  – кількість окремоностей між площинами відповідно поперечних  $Q$ , поздовжніх  $S$  і пологих  $L$  тріщин масиву, в межах лінійних розмірів моноліту, шт.;  $l_q, l_s, l_l$  – відстань між площинами відповідних систем тріщин, м.

Розглянемо неортогональну модель, в якій основні системи тріщин перетинаються під кутом  $\gamma$ . При цьому вважаємо, що кути падіння тріщин в масиві є постійними, тобто всі тріщини одної системи паралельні (рис. 4) [8].

На основі рис. 4 отримаємо геометричні рівняння, які пов'язують технологічні параметри видобування блоків з параметрами природних тріщин:

$$H_m = \frac{n_q l_q}{\sin \gamma} \sin \alpha_q, \quad (9)$$

$$B_m = \frac{n_s l_s}{\sin \alpha_s} + \frac{n_l l_l}{\sin \gamma} \cos \alpha_s = \frac{n_s l_s}{\sin \alpha_s} + H_m \operatorname{ctg} \alpha_s; \quad (10)$$

$$L_m = \frac{n_q l_q}{\sin \alpha_q} + \frac{n_l l_l}{\sin \gamma} \cos \alpha_q = \frac{n_q l_q}{\sin \alpha_q} + H_m \operatorname{ctg} \alpha_q; \quad (11)$$

де  $\alpha_q, \alpha_s, \alpha_l$  – кути падіння відповідних систем тріщин, град.;  $\gamma_{QL}, \gamma_{QS}, \gamma_{SL}$  – кути між відповідними системами тріщин, які визначають взаємну неортогональність систем тріщин, град.

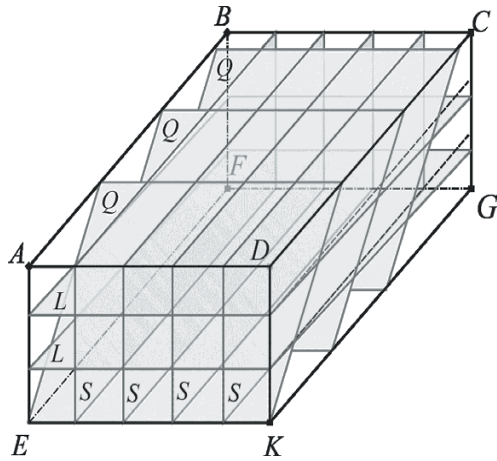


Рис. 4. Тривимірна модель тріщинуватості масиву каменю

Враховуючи питомі площі площин відокремлення блоків по відповідних напрямках, отримаємо наступні залежності сумарних геологічних втрат:

$$\begin{aligned} k_3 &= \sum_{n=q,l,opr} k_n^{QS} + k_n^{QL} + k_n^{SL} = \\ &= \frac{l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{QL} + 0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_l \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{QL}}{0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + n_l l_l n_q l_q \sin \gamma_{QL}} \oplus \\ &\oplus \sin \alpha_q \sin \alpha_s \otimes \\ &\otimes \frac{(l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{QS} + 0,5(n_s l_s)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_s \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{QS})}{(\pi_q l_q \sin \gamma_{QS} + 0,5n_l l_l \sin 2\alpha_q) \cdot (\pi_s l_s \sin \gamma_{QS} + 0,5n_l l_l \sin 2\alpha_s)} \oplus \\ &\oplus \frac{l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{QL} + 0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_l \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{QL}}{0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + n_l l_l n_q l_q \sin \gamma_{QL}}. \quad (12) \end{aligned}$$

Отже, при заданих параметрах тріщинуватості за формулою (12) можна визначити геологічний коефіцієнт втрат  $k_r$ . Так, для умов Західної ділянки Наталіївського родовища гранодіоритів при  $n_q = 3, n_s = 1, n_l = 1, l_q = 2,5, l_s = 2,7, l_l = 6,0, \alpha_q = 880, \alpha_s = 820, \alpha_l = 50, \gamma_{QL} = 830, \gamma_{QS} = 770, \gamma_{SL} = 650$  геологічний коефіцієнт втрат складе 71,5 %.

Залежність  $k_r$  від відстаней між площинами поздовжніх і поперечних систем тріщин наведена на рис. 5.

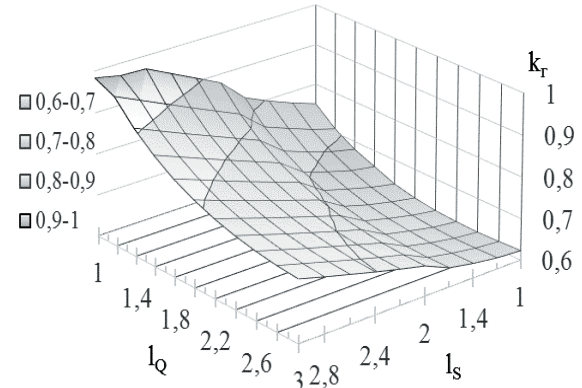


Рис. 5. Залежність геологічного коефіцієнту втрат  $k_r$  від відстаней між площинами поздовжніх  $l_s$  і поперечних  $l_q$  систем тріщин

Обґрунтування параметрів видобувного уступу, а саме висоти уступу, ширини і довжини моноліту, виконаємо за запропонованим критерієм мінімізації втрат блочної продукції ( $\Sigma k_{втр} \rightarrow \min$ ). З виразу (2) видно, що мінімізуючи сумарні втрати, збільшиться вихід товарної продукції  $k_{ол} \rightarrow \max$ .

Знайдемо екстремуми функції втрат [9, 10]:

$$\frac{\partial \Sigma k_{втр}}{\partial H_y} = 0. \quad (13)$$

При цьому загальні втрати, враховуючи вирази (6), (12), будуть дорівнювати:

$$\begin{aligned} k_{втр} &= \frac{d_{i.a.}}{a n_1} + \frac{\pi \left[ (d_{cb}^2 + \sigma_{ct} a n_1)^2 \cdot a n_1 + (d_{cb}^2 + \sigma_{ct} b n_2)^2 \cdot b n_2 \oplus \right]}{4 d_{cb}^2 a b n_1 n_2 H_y} \oplus \\ &\oplus \frac{l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{QL} + 0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_l \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{QL}}{0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + n_l l_l n_q l_q \sin \gamma_{QL}} \oplus \\ &\oplus \sin \alpha_q \sin \alpha_s \otimes \\ &\otimes \frac{(l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{QS} + 0,5(n_s l_s)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_s \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{QS})}{(\pi_q l_q \sin \gamma_{QS} + 0,5n_l l_l \sin 2\alpha_q) \cdot (\pi_s l_s \sin \gamma_{QS} + 0,5n_l l_l \sin 2\alpha_s)} \oplus \\ &\oplus \frac{l_q^2 \pi_q \operatorname{ctg} \alpha_q \sin^2 \gamma_{SL} + 0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + 0,5\pi_l \pi_q l_q^2 \sin 2\gamma_{SL}}{0,5(n_l l_l)^2 \sin 2\alpha_q + n_l l_l n_q l_q \sin \gamma_{SL}}. \quad (14) \end{aligned}$$

З метою визначення екстремумів функції  $k_{втр}(H_y)$  продиференціюємо залежність (14) по  $H_y$  і отримаємо наступне рівняння визначення оптимальних значень висоти уступу:

$$\frac{\partial \Sigma k_{втр}}{\partial H_y} = \frac{4H_y \cos \alpha_q + n_q l_q (\cos \gamma_{QL} + \cos \gamma_{SL})}{H_y^2 \cos \alpha_q + H_y n_q l_q} \cdot \frac{(2H_y \cos \alpha_q + n_q l_q) \left[ \frac{2H_y^2 \cos \alpha_q + 2l_q^2 n_q \cos \alpha_q \oplus}{\oplus H_y n_q l_q (\cos \gamma_{QL} + \cos \gamma_{SL})} \right]}{H_y^2 (H_y \cos \alpha_q + n_q l_q)^2} - \frac{2 \sin \alpha_q \sin \alpha_s}{H_y^3 \sin^2 \gamma_{QL} \cos 2\alpha_s} \oplus \frac{\pi \left[ \frac{3H_y^2 (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) + 2H_y d_{cb}^4 + (l_q n_q)^2 \cdot (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) \oplus}{\oplus (l_s n_s)^2 \cdot (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) + d_{cb}^4 (l_s n_s + l_q n_q)} \right]}{4d_{cb}^4 l_q n_q l_s n_s H_y^2} \quad (15)$$

Для умов Західної ділянки Наталіївського родовища гранодіоритів при  $n_q = 2, n_s = 1, n_l = 1, l_q = 2,5 \text{ м}, l_s = 2,7 \text{ м}, l_l = 6,0 \text{ м}, \alpha_q = 880, \alpha_s = 820, \alpha_l = 5^0, \gamma_{QL} = 830, \gamma_{QS} = 770, \gamma_{SL} = 650, d_{cb} = 88 \text{ мм}, \sigma_{ct} = 280 \text{ МПа}$  оптимальною висотою уступу є  $H_y = 5,815 \text{ м}$ . Тоді як висота уступу, з врахуванням лише відстані між пологими тріщинами, складає  $H_y = 6,0 \text{ м}$ , то з врахуванням кутів падіння поздовжніх систем тріщин  $H_y = 6,041 \text{ м}$ , і врахуванням кутів падіння поперечних систем тріщин  $H_y = 6,556 \text{ м}$ .

Вищенаведена методика дозволяє з виразу (14) отримати залежності  $k_{втр}(L)$  і  $k_{втр}(B)$  та визначити опти-

мальні довжину  $L$  і ширину  $B$  моноліту за критерієм мінімізації втрат блочної сировини. Для умов Західної ділянки Наталіївського родовища гранодіоритів при оптимальній висоті уступу  $H_y = 5,815 \text{ м}$ , оптимальна ширина моноліту складає  $B = 1,34 \text{ м}$ , а довжина –  $L = 5 \text{ м}$ .

### 5. Висновки

Розроблено схему формування технологічних комплексів на кар'єрах облицювального каменю, яка включає виділення структурно-технологічних зон кар'єру і визначення для них оптимальних технологічних параметрів.

В результаті аналізу технологічних втрат блочної сировини, спричинених особливостями відокремлення блоків алмазно-канатними установками, було встановлено аналітичні залежності коефіцієнту втрат  $k_{т,а}$  від прийнятої висоти і довжини гранітних блоків та побудовано відповідно графічні залежності. З останніх видно, що при висоті і довжині моноліту менше 2 м, значення коефіцієнту втрат  $k_{т,а}$  різко збільшується.

На основі вихідних даних просторової орієнтації тріщин для умов Наталіївського родовища гранодіоритів були визначені оптимальні технологічні параметри видобування блоків: висота уступу – 5,815 м, ширина моноліту – 1,34 м, довжина – 5 м.

### Література

1. Левицький, В. Г. Управління якістю і паспортизація блочної продукції на кар'єрах декоративного каменю на основі наземної цифрової фототеодолітної зйомки [Текст] / В. Г. Левицький // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – 2012. – № 3 (62). – С. 126–136.
2. Коробійчук, В. В. Особенности горной экспертной кваліметрии [Текст] / В. В. Коробійчук, Е. А. Зубченко // Добыча, обработка и применение природного камня. – 2006. – № 6. – С. 270–274.
3. Коробійчук, В. В. Дослідження тріщинуватості лезниківського родовища гранітів з перспективою видобутку блочної продукції [Текст] / В. В. Коробійчук // Східно-Європейський журнал передових технологій. – 2013. – Т. 6, № 5(66). – С. 23–27. – Режим доступу: <http://journals.uran.ua/ejet/article/view/19208>.
4. Косолапов, А. И. К вопросу применения комбинированного способа разработки мраморных месторождений в России [Текст] / А. И. Косолапов, М. Ю. Кадеров // Добыча, обработка и применение природного камня. – 2011. – № 11. – С. 4–9.
5. Криворучко, А. О. Розробка узагальненої методики геометризації масивів природного каменю з метою отримання комплексної моделі родовища [Текст] / А. О. Криворучко, В. В. Коробійчук, С. С. Іськов // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – 2012. – № 4 (63). – С. 190–202.
6. Першин, Г. Д. Обоснование способов подготовки к выемке блочного природного камня высокой прочности [Текст] / Г. Д. Першин, М. С. Уляков // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2010. – № 4 (32). – С. 14–19.
7. Дубровский, А. Б. Выбор оборудования при разработке Нижне-Санарского месторождения гранодиоритов [Текст] / А. Б. Дубровский, М. С. Уляков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2011. – № 5. – С. 67–70.
8. Mosch, S. Optimized extraction of dimension stone blocks [Text] / S. Mosch, D. Nikolayev, O. Ewiak, S. Siegesmund // Environ Earth Sci. – 2011. – № 63. – P. 1911–1924.
9. Першин, Г. Д. Обоснование комбинированного способа подготовки к выемке блочного высокопрочного камня [Текст] / Г. Д. Першин, М. С. Уляков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2013. – № 4. – С. 20–30.
10. Першин, Г. Д. Влияние высоты добычного уступа на выход мраморных блоков товарной кондиции [Текст] / Г. Д. Першин, Г. А. Караулов, Н. Г. Караулов, А. Г. Караулов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2008. – № 1. – С. 25–26.
11. Уляков, М. С. Совершенствование процесса подготовки к выемке высокопрочного камня на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями залегания [Текст] / М. С. Уляков // Сборник научных трудов SWorld. – 2013. – Т. 8, № 4. – С. 49–60.