

dependencies between mining system parameters and geo-mechanical as well as aero- gas- dynamical processes at the mining sections.

Findings. The advantage of mining systems with 3 sublevel entries has been proved. The rational parameters of the recommended technology that provide efficient and safe thick steep gassy coal seams mining have been determined for Prokopievsk-Kiselevsk deposit in Kuzbass.

Originality. The features in stress-strain rock mass statement changes around underground entries during thick steep seams mining by sublevel caving and coal discharge mining system have been determined. The dependencies between minimum stable pillars sizes and seam thickness have been obtained. The equation, which describes dependence between specific cost of section mining and sublevel parameters as well as seam thickness, has been determined.

Practical value. The recommendations concerning determination of the mining system rational parameters for various geological and technical conditions of the deeply inclined and steep coal seams of Prokopievsk-Kiselevsk deposit as well as choosing of the place of sublevel entries location and entries parameters have been developed. The recommendations about ventilation parameters of coal face area in various mining situations and various stages of sublevel mining are given. The area of rational use of the developed mining system with sublevel caving and coal discharge has been determined.

Keywords: coal seam, sublevel caving, coal discharge, ventilation, ground control, entries stability

Рекомендовано до публікації докт. техн. наук С.Ф. Власовим. Дата надходження рукопису 04.12.13.

УДК 622.1:622.83+622.35

**В.Г. Левицький,
Р.В. Соболевський, канд. техн. наук, доц.**

Державний вищий навчальний заклад „Житомирський державний технологічний університет“, м.Житомир, Україна, e-mail: neolvg@gmail.com, rvsobolevsky@rambler.ru

УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ БЛОКІВ ДЕКОРАТИВНОГО КАМЕНЮ НА ОСНОВІ НАЗЕМНОЇ ЦИФРОВОЇ ФОТОГРАММЕТРІЇ

**V.H. Levytsky,
R.V. Sobolevsky, Cand. Sci. (Tech.), Assoc. Prof.**

State Higher Educational Institution “Zhytomyr State Technological University”, Zhytomyr, Ukraine, e-mail: neolvg@gmail.com, rvsobolevsky@rambler.ru

DECORATIVE STONE BLOCK QUALITY CONTROL BASED ON SURFACE DIGITAL PHOTOGRAMMETRY

Мета. Розробка методики управління якістю блоків декоративного природного каменю на основі використання цифрової фотограмметрії

Методика. Визначення геометричних і якісних характеристик блочної продукції кар'єрів декоративного каменю на основі методів цифрової обробки зображень, фотограмметричної зйомки та сучасних цифрових засобів і програмного забезпечення з урахуванням питомої тріщинуватості та розмірів монолітів.

Результати. Обґрунтовані параметри наземної цифрової фотограмметричної зйомки об'єктів кар'єрів декоративного каменю цифровими неметричними камерами. Досліджено вплив технології видобувних робіт блочних кар'єрів на якість товарних блоків та технологічні втрати. Розроблені методики управління якістю блоків та підбору оптимальних технологічних параметрів розробки родовищ блочного декоративного каменю.

Наукова новизна. Встановлені аналітичні залежності для визначення оптимальних параметрів цифрової фотограмметричної зйомки тріщин. Розроблена методика розрахунку продуктивності технологічних комплексів для окремих видобувних ділянок кар'єру та технологічних втрат при їх використанні. Розроблена методика визначення оптимальної висоти уступу та раціональних розмірів монолітів за умови забезпечення мінімальних технологічних втрат блочної сировини.

Практична значимість. Застосування розробленої методики управління якістю блоків на основі цифрової фотограмметрії й підбору продуктивного комплексу обладнання для окремих технологічних зон кар'єру з відповідними показниками питомої тріщинуватості та раціональними розмірами монолітів забезпечить ефективність видобування корисної копалини у визначені календарним планом терміни з отриманням максимального економічного ефекту.

Ключові слова: товарний блок, управління якістю, тріщинуватість, наземна цифрова зйомка

Постановка проблеми. Якість блоків декоративного каменю визначається сукупністю властивостей, що характеризують здатність блочної продукції задоволь-

няти певні потреби покупця й залежить від типу каменю, його фізико-механічних властивостей, геологічної структури родовища, тріщинуватості масиву, технології видобування та інших факторів. Як правило, для природних чинників характерна значна просторова мін-

ливість, що вимагає оптимізації методики оперативного підбору технологічних параметрів для природних окремоностей та ділянок родовища, згрупованих за гірничотехнічними умовами залягання порід, формою, розмірами структурних блоків та іншими кількісно-якісними показниками. Велика кількість параметрів, що визначають якість блоків природного каменю, вимагає використання високопродуктивних та точних засобів вимірювання, серед яких беззаперечно перевагу має використання цифрової фотограмметрії [1]. Тому проблема попереднього контролю на основі застосування цифрових фотограмметричних комплексів і управління якістю блочної сировини безпосередньо на кар'єрі є важливою для вибору ефективного технологічного комплексу й мінімізації втрат природного каменю та потребує більш детального дослідження.

Виділення невирішеної проблеми. Основою для планування видобувних процесів і забезпечення їх максимальної ефективності на кар'єрі блочного каменю є точне визначення просторової орієнтації тріщин. Просторова орієнтація тріщин впливає на форму природної окремоності, що визначає доцільність застосування, з точки зору техніко-економічних показників, відповідної технології видобування блоків.

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

Аналіз останніх досліджень. Визначальним фактором, що формує форму природної окремоності та кінцеву якість товарної продукції, є тріщинуватість масиву гірських порід. Дослідженням тріщинуватості та блочності масивів гірських порід займалися М.Т. Бакка, Ю.Г. Карасьов, О.І. Косолапов та інші.

Різні гірничотехнічні задачі можна найбільш оптимально вирішувати за допомогою гірничо-геометричного методу, який розроблений М.Т. Бакка. Цей метод оснований на зіставленні об'ємів природного та вписаного у нього прямокутного блоків з урахуванням закономірностей розвитку тріщин у масиві, при цьому вимірюють усі тріщини окремоності. В якості основних кількісних показників оцінки тріщинуватості, що дають повну інформацію щодо цілісності масиву, приймають питому лінійну й площинну тріщинуватість.

У дослідженнях Ю.Г. Карасьова значна увага приділена геометричному аналізу систем тріщинуватості та районуванню кар'єрних полів за блочністю. Геометричний аналіз виконувався шляхом створення картограм тріщинуватості окремих ділянок масиву, на основі яких

потім виконувалося районування кар'єрного поля за блочністю на окремі ділянки.

У праці О.І. Косолапова дана оцінка 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 де-які фактори: вид перетину тріщин, переривчастість чи зміщення тріщин та характер їх поверхні.

Вивченню основних положень наземної стереофотограмметричної зйомки присвятили свої наукові праці вчені Дубиновский В.Б., Лобанов О.М., Могильний С.Г., Глозов В.М., Дорожинський О.Л.

Фотограмметричним методом вимірювання параметрів тріщинуватості присвячені роботи Савкова Л.В., Фаміцина Б.І., Михайлова В.В., Федоренка В.С., Макаревича В.Ф. та інші. У роботі Михайлова В.В. пропонується виконувати фотозйомку вибою та по одній фотографії методом фотопланіметрії визначити блочність порід, а просторові елементи сітки тріщин безпосереднім заміром. При іншому підході, у Макаревича В.Ф., пропонується наносити сітку з визначеними розмірами на один зі знімків стереопари та, розглядаючи знімки під стереоскопом, методами фотопланіметрії визначити блочність масиву. Роботи Савкова Л.В., Фаміцина Б.І., Федоренка В.С. оснований на визначенні параметрів сітки тріщин за допомогою фототеодоліта та стереокомпаратора.

Виділення невирішеної раніше частини загальної проблеми. Оскільки якість будь-якої продукції обумовлена не лише природними факторами, але й технологією виробництва, то необхідно об'єктивно оцінювати продуктивність технологічного комплексу та можливість забезпечення випуску продукції необхідної якості безпосередньо у вибої кар'єру. Проблема об'єктивної оцінки якості блоків виявляється в тому, що параметри тріщинуватості враховуються в цілому для родовища й встановлена закономірність поширення тріщин застосовується не для окремих ділянок кар'єру, що призводить до втрат каменю та низької якості кінцевої блочної продукції. Тому проблема створення оперативних методів визначення просторової орієнтації тріщин та вибору оптимального обладнання для видобування блоків на окремих ділянках родовища є актуальною.

Формулювання цілей статті. Розробка методів управління якістю монолітів і блоків природного каменю, обґрунтування оптимальних умов цифрової зйомки масиву природного каменю для визначення параметрів тріщинуватості, розробка методики підбору ефективних технологічних рішень видобування блоків з урахуванням втрат і розмірів природних окремоностей на основі даних просторової орієнтації тріщин, отриманих за допомогою дистанційної цифрової зйомки масиву природного каменю.

Виклад основного матеріалу. Практичні й теоретичні дослідження в області обробки зображень зробили можливим застосування цифрових методів у гірничій справі. Саме тому пропонується обґрунтувати доцільність застосування та оптимальні умови ди-

станційного цифрового методу визначення параметрів тріщинуватості вибою (окремої ділянки масиву).

Головним параметром фототеодолітної зйомки є відстань фотографування L_{ϕ} . Основною умовою визначення оптимальної відстані фотозйомки приймемо висоту видобувного уступу H_y . При цьому висота уступу (вибою) є головним обмежуючим критерієм, що буде визначати максимальний коефіцієнт заповнення знімка та встановлювати мінімальну відстань зйомки. Мінімальну відстань фотографування знайдемо за формулою

$$L_{\phi(\min)} = \frac{Z}{z} f, \quad (1)$$

де Z – висота уступу у просторовій системі координат, $Z = H_y = 3\text{м}$; z – висота уступу в системі координат знімка, піксель.

Приймемо значення висоти уступу у площині знімка $z = (0,95 \dots 0,99) \cdot l_y$. Тоді формула (1) матиме наступний вигляд

$$L_{\phi(\min)} = \frac{H_y}{(0,95 \dots 0,99) \cdot l_y} f. \quad (2)$$

Отже, підставивши фактичні значення параметрів фотозйомки вибоїв Замченського та Наталіївського родовищ ($Z = 3\text{м}$, $f = 3306\text{пкс.}$, $l_y = 2304\text{пкс.}$) до формули (2), мінімальна відстань фотозйомки складе 4,35м. При збільшенні цієї відстані буде спостерігатись зменшення коефіцієнту заповнення знімка об'єктом дослідження.

Для визначення впливу максимальної відстані фотозйомки, при якій можливо ідентифікувати розриви в масиві природного каменю, скористаємось наступною формулою

$$L_{\phi(\max)} = \frac{\Delta M}{\Delta m} f,$$

де ΔM – ширина розкриття тріщини у просторовій системі координат, мм; Δm – ширина розкриття тріщини в системі координат знімка, піксель.

Головною умовою при цьому має бути $\Delta m \geq 2\text{пкс.}$, при менших значеннях цього параметра тріщини неможливо буде ідентифікувати на знімку – поріг яскравості буде мінімальним і вони будуть зливатися з фоном.

Середнє розкриття тріщин на кар'єрах декоративного каменю лежить у межах 1–5мм, тому діапазон максимальних відстаней фотозйомки складає 8–11,4м.

Для визначення питомої площинної тріщинуватості масиву вибою використаємо результати тахеометричної зйомки тріщин, що виконувалась при дослідженні ефективності ідентифікації тріщин на цифрових фотознімках. Виходячи з формули (1), залежність відстані фотозйомки від питомої площинної тріщинуватості U_{mp} матиме наступний вигляд

$$L_{\phi} = \frac{D_{mp}}{U_{mp} B_e z} f,$$

де D_{mp} – загальна довжина тріщин на ділянці, м; B_e – ширина вибою, що досліджується, м.

Зйомка площини масиву природного каменю виконувалась на відстані 8,3м, що відповідає обґрунтованому діапазону відстані зйомки та дозволяє з високою точністю визначити показники тріщинуватості. Похибки вимірювання питомої тріщинуватості на вибоях Замченського й Наталіївського родовищ складають, відповідно, 5,2 і 4,5%.

На сьогодні не існує загальноприйнятої методики оцінки геологічної інформації з метою прогнозування якості блочної продукції, основним показником якої є коефіцієнт виходу товарних блоків [2]. Тому для одержання найбільш достовірної інформації щодо можливих схем оптимального розкрою природних окремоств і максимального виходу товарних блоків пропонується прийняти за основний критерій показник питомої тріщинуватості.

Виявлення систем тріщинуватості масиву, визначення їх просторового орієнтування та оцінку ступеня сталості цього орієнтування в межах досліджуваного масиву традиційно виконують за допомогою масових вимірів тріщинуватості. Пропонується паралельно із традиційним способом виконати фотограмметричну зйомку вибоїв. Дистанційне вимірювання тріщин з метою характеристики їх просторового орієнтування й показників тріщинуватості, враховуючи оптимальні умови фотограмметричної зйомки, наведені вище, виконувались на Наталіївському родовищі гранодіоритів. Результати дистанційного вимірювання тріщин наведені на рис. 1.

Як показала статистична обробка результатів вимірювання, похибка визначення питомої тріщинуватості складає 6%.

Для підвищення ефективності видобування блоків пропонується районувати тріщини за інтенсивністю їх у масиві природного каменю на основі взаємозв'язку кількісних показників питомої тріщинуватості з відповідними розмірами природних окремоств і коефіцієнтом виходу блоків. При цьому необхідно враховувати: показник питомої тріщинуватості; кутові й лінійні співвідношення між тріщинами суміжних систем; розміри природних окремоств та розміри блоків певних категорій, що необхідно вписати у природну окремість.

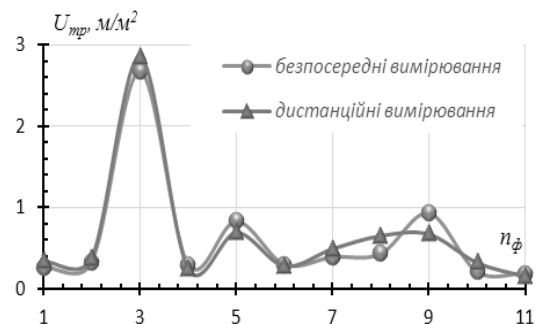


Рис. 1. Порівняння результатів визначення питомої тріщинуватості (U_{mp}) безпосередніми вимірюваннями з дистанційними

Проектування технології видобувних робіт на родовищах декоративного каменю виконується за показни-

ками середнього виходу блоків каменю з масиву [3]. Однак, у межах кар'єрного поля чи окремої його ділянки спостерігається досить суттєва зміна показників тріщинуватості та блочності. Тому використання одного комплексу технологічного обладнання на всіх ділянках кар'єрного поля приводить до зниження продуктивності обладнання й погіршення техніко-економічних показників каменевидобувного підприємства.

Застосування на одному кар'єрному полі декількох способів підготовки природного каменю до виймання доцільне, якщо цим забезпечується наступне: збільшення виробничої потужності кар'єра; зниження витрат на видобування блоків; зниження втрат каменю та підвищення коефіцієнту виходу блоків.

У межах одного родовища коефіцієнт видобування блоків та їх розміри можуть змінюватись у досить широких межах, тому для економічно ефективної розробки родовища потрібно врахувати ці зміни й поділити родовище на ділянки зі сталими значеннями даних показників. Розділення кар'єрних полів на зони, що об'єднані за показниками тріщинуватості, форми природної окремоті та виходу блоків, дозволяє для кожної виділеної ділянки визначити параметри елементів системи розробки, експлуатаційні властивості, стадійність видобування та комплекси обладнання, що забезпечують для кожної зони виймання блоків природного каменю з мінімальними втратами сировини та собівартістю продукції.

Підготовка блоків до виймання зводиться до утворення в масиві природного каменю штучних площин оголення, що є гранями блока. Площа штучних площин оголення визначається лінійними розмірами моноліту чи блока. 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_n площі оголення та загальний час t_o , що затрачений на утворення площин оголення, продуктивність комплексу обладнання можна визначити за наступною формулою

$$Q = \frac{S_3 k_g k_{n.o.}}{S_n t_o}, \quad (3)$$

де S_3 – загальна площа штучних площин оголення, m^2 ; S_n – питома площа штучних площин оголення, m^2/m^3 ; t_o – загальний час роботи комплексу обладнання, що затрачений на утворення площин оголення, змін; k_g – коефіцієнт виймання блоків; $k_{n.o.}$ – коефіцієнт поєднання операцій буріння шпурів, прорізання щілини в масиві, розколювання моноліту на блоки.

Значення коефіцієнта виймання блоків дорівнює

$$k_g = 1 - k_z - k_m - k_s, \quad (4)$$

де k_z – геологічний (теоретичний) коефіцієнт виходу блоків з масиву корисної копалини, що залежить від ступеня тріщинуватості масиву, кутових і лінійних показників тріщин; k_m – технологічний коефіцієнт, що враховує технологічні руйнування (втрати) граніту у штучних площинах оголення при підготовці блоків до

виймання; k_s – коефіцієнт, що враховує зниження виходу блоків при перекиданні та переміщенні монолітів і блоків. Значення k_s залежить від висоти падіння монолітів і блоків, а також наявності в них тріщин.

Показник одночасності виконання операцій (буріння шпурів, різання щілини, розколювання моноліту на блоки), прийнятий у якості коефіцієнта, що враховує поєднання операцій при підготовці блоків до виймання та визначається за формулою

$$k_{n.o.} = 1 + \frac{t_1}{t_2},$$

де t_1 і t_2 – питомий час поєднання операцій при підготовці площин оголення бурінням шпурів для заведення канату, канатним різанням щілин у масиві, бурінням шпурів для вибухового відділення моноліту від масиву, бурінням шпурів для розколювання моноліту на блоки й розколювання гідроклиновими установками моноліту на блоки, $год/m^3$.

Для визначення загальної та питомої площі оголення виберемо ділянку масиву, від якої відокремлюється моноліт $ABCDEFGK$, що в подальшому розділяється на блоки заданих розмірів (рис. 2).

Припустимо, що моноліт розділяється на блоки однакових розмірів, тоді об'єм моноліту складає

$$V_m = abhn_1n_2n_3, \quad (5)$$

де a, b, h – відповідно, довжина, ширина та висота товарного блока, m ; n_1, n_2, n_3 – кратність довжини, ширини й висоти моноліту довжині, ширині й висоті товарного блока.

Загальна площа S_3 при відокремленні моноліту від масиву та його розділенні на блоки складає

$$S_3 = ahn_1n_2n_3 + bhn_1n_2n_3 + abn_1n_2n_3.$$

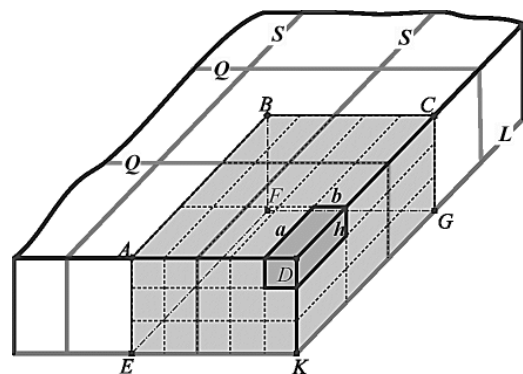


Рис. 2. Схема визначення питомої площі оголення товарного блока: Q, S, L – відповідно, поперечна, поздовжня та полога системи тріщин

Питома площа S_n оголення блока дорівнює

$$S_n = \frac{S_3}{V_m} = \frac{ah + bh + ab}{abh} = \frac{a + b}{ab} + \frac{1}{h}. \quad (6)$$

При підготовці блоків до виймання загальний час, що витрачається на утворення штучних площин оголення, дорівнює

$$t_o = t_{\sigma,a} + t_a + t_{\sigma,e} + t_e + t_{\sigma,p} + t_p = \frac{L_a}{Q_\sigma} + \frac{S_a}{Q_a} + \frac{L_e}{Q_\sigma} + \frac{N_e}{Q_e} + \frac{L_p}{Q_\sigma} + \frac{S_p}{Q_p}, \quad (7)$$

де $t_{\sigma,a}$ – час буріння шпурів під заведення алмазного канату, змін; t_a – час різання щілин алмазно-канатною установкою, змін; $t_{\sigma,e}$ – час буріння шпурів у площинах оголення вибуховим відділенням моноліту від масиву, змін; t_e – час заряджання й висадження шпурів у площинах оголення вибуховим відділенням моноліту від масиву, змін; $t_{\sigma,p}$ – час буріння шпурів у площинах оголення розколюванням моноліту на блоки, змін; t_p – час розколювання гідроклиновими установками моноліту на блоки, змін; S_a, S_p – штучні площини оголення, утворені при алмазно-канатному

різанні щілин у масиві та розколюванні моноліту на блоки, м²; L_a, L_e, L_p – загальна довжина шпурів, пробурених у площинах оголення для, відповідно, алмазно-канатного, вибухового й гідроклинового відокремлення моноліту від масиву та розколювання моноліту на блоки, м; N_a, N_e, N_p – кількість шпурів, пробурених у площині оголення для відповідної технології виймання блоків; Q_a – продуктивність алмазно-канатної установки з різання щілин у масиві, м²/зміну; Q_σ – продуктивність бурової установки з буріння шпурів, м/зміну; Q_p – продуктивність гідроклинової установки з розколювання моноліту на блоки, м²/зміну; Q_e – продуктивність заряджання та висадження шпурів, шпурів/зміну.

Підставимо формулу (7) у (3) і отримаємо загальний вираз для визначення продуктивності комплексу обладнання для підготовки блоків до виймання, що включає алмазно-канатний, бурогідроклиновий і вибуховий способи

$$Q = \frac{V_m k_e k_{n,o}}{\frac{L_a + L_e + L_p}{Q_\sigma} + \frac{S_a}{Q_a} + \frac{N_e}{Q_e} + \frac{S_p}{Q_p}} = \frac{V_m k_e k_{n,o}}{\frac{L_a + L_p}{Q_\sigma} + \frac{1 - k_Q a n_3}{a n_3 Q_a} + \frac{n_1 n_2 n_3 (b h + a h + a b) - b h n_1 n_2 - a h n_1 n_3 - a b n_2 n_3}{V_m Q_p}}. \quad (8)$$

Продуктивність комплексу обладнання для підготовки блоків до виймання при інших способах розраховується аналогічно за вищенаведеною методикою.

Таким чином, розрахунки продуктивності комплексу обладнання при підготовці блоків до виймання ґрунтуються на обліку питомих значень показників операцій підготовки штучних площ оголення, що виконуються кожним механізмом комплексу.

Методика розрахунків продуктивності комплексу обладнання полягає в наступному:

1. За результатами геологорозвідувальних робіт на родовищі та дистанційної зйомки масиву, у відповідності до мінерального складу, структури й міцності гірської породи та структурою масиву, визначається тип масиву.

2. З урахуванням типу масиву вибираються спосіб і технологічна схема підготовки блоків до виймання, визначаються лінійні розміри товарних блоків.

3. На підставі показників роботи гранітних кар'єрів приймається продуктивність установок і механізмів, що виконують відокремлення монолітів (блоків) від масиву.

4. З урахуванням питомих площ оголення S_a, S_p питомої довжина шпурів L_a, L_p , продуктивності алмазно-канатної Q_σ бурової Q_σ , гідроклинової Q_p установок та коефіцієнта виймання блоків k_e визначаються: питомий час підготовки оголення алмазно-канатним різанням t_a , бурінням шпурів у площинах оголення t_σ , розколюванням моноліту на блоки t_p , коефіцієнт поєднання операцій $k_{n,o}$.

5. У відповідності до встановлених вихідних показників визначається продуктивність комплексу обладнання для підготовки блоків до виймання.

Продуктивність комплексу обладнання збільшується зі збільшенням об'єму блока, що видобувається, при

всіх типах масиву, способах і схемах 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 до комплексу.

Розглянемо один з основних показників виразу (8) – технологічний коефіцієнт втрат, а саме кількісно-якісні втрати блочної сировини, для термічного, канатопильного й буроклинового способів відокремлення монолітів (блоків) від масиву природного каменю.

Технологічний коефіцієнт втрат при термічному способі прорізання щілини на гранітних кар'єрах блочного каменю визначають аналітично як відношення об'єму технологічних втрат $V_{m,e}$ до об'єму моноліту V_m

$$k_{m,m} = \frac{V_{m,e}}{V_m} = \frac{(d_{i,m} + 2d_{p,3} + 2d_{z,n})hL_p}{V_m}, \quad (9)$$

де $d_{i,m}$ – максимальний діаметр робочої частини газоструминного пальника, що визначається конструкцією інструменту (прийmemo $d_{i,m}=65$ мм); $d_{p,3}$ – робочий зазор між кожною стінкою щілини та поверхнею термоінструменту, величина якого складає $d_{p,3}=0,3 d_{i,m}$; $d_{z,n}$ – ширина зони плавлення породи, що залежить від температурного режиму терморізака й фізико-механічних властивостей породи (для граніту $d_{z,n}=2-3$ мм) [4]; L_p – сумарна довжина різання.

Враховуючи вираз (5) і вищенаведені значення, залежність (9) матиме наступний вигляд

$$k_{m,m} = \frac{0,11 \cdot (a n_1 + b n_2)}{a b n_1 n_2 n_3}. \quad (10)$$

Залежність технологічного коефіцієнта втрат $k_{m,m}$ від довжини та ширини блоків, що відокремлюються за

допомогою термічного способу при одностадійній схемі видобування, наведена на рис. 3.

При підготовці моноліту (блоку) до відокремлення алмазно-канатними установками, втрати каменю будуть складатися з втрат каменю при бурінні свердловин для запасування канату та втрат каменю при різанні масиву алмазним канатом. Технологічний коефіцієнт втрат каменю $k_{m.a}$ визначають за наступною формулою

$$k_{m.a} = \frac{d_{i.a}}{an_1} + \frac{\pi d_{cs}^2 \cdot (an_1 + bn_2 + hn_3)}{4abhn_1n_2n_3}, \quad (11)$$

де $d_{i.a}$ – зовнішній діаметр канату з урахуванням припуску (для більшості алмазно-канатних машин $d_{i.a} = 12\text{мм}$); d_{cs} – діаметр свердловин для запасування канату ($d_{cs} = 80\text{--}110\text{мм}$).

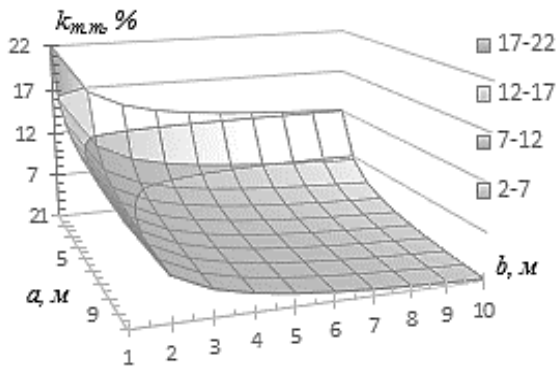


Рис. 3. Залежність технологічного коефіцієнта втрат $k_{m,m}$ від довжини (а) і ширини (b) блоків при діаметрі терморізака $d_{i,m} = 65\text{мм}$

Залежність технологічного коефіцієнта втрат $k_{m.a}$ від висоти та довжини блоків при $b=1,5\text{м}$, що відокремлюються за допомогою алмазно-канатних установок при одностадійній схемі видобування, наведені на рис. 4.

Аналітична залежність для визначення питомої площі відколу на один закладений клин при бурогідроклиновому способі відокремлення блоків має наступний вигляд [5], м^2

$$S_o = k_a \cdot \left(1 + \frac{P \cdot U}{\sigma_p \cdot r_2} \right), \quad (12)$$

де k_a – коефіцієнт, що враховує анізотропні властивості породи (для вивержених порід $k_a = 0,2\text{--}1,0$). Так при розколюванні каменю за напрямком найкращого поділу $k_a = 1,0$; P – тиск у системі, Па; r_2 – крок встановлення гідроклинів, м; σ_p – межа міцності граніту на розтяг, кг/см^2 ; U – питома величина послаблення площини розколювання шпурами перфораторного буріння, що залежить від розташування шпурів у площині відколу

$$U = \frac{z d_{un}}{S} = \frac{z d_{un}}{ah}, \quad (13)$$

де z – сумарна довжина шпурів, пробурених у площині розколювання, м; d_{un} – діаметр шпура, м; S – площа відколу блоків довжиною a і висотою h , м^2 .

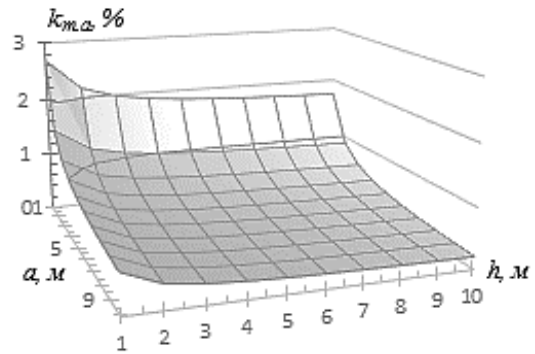


Рис. 4. Залежність технологічного коефіцієнта втрат $k_{m,a}$ від висоти (h) і довжини (a) блоків при застосуванні алмазно-канатних установок

Значення z визначають із залежності

$$z = (l_{un,z} n_{un,z} + l_{un,n} n_{un,n}) k_n = \left(\frac{a}{r_2} - 1 + k_n \left(\frac{a}{r_n} - 1 \right) \right) h k_n, \quad (14)$$

де $l_{un,z}$, $l_{un,n}$ – довжина шпурів під встановлення гідроклинів ($l_{un,z}=h$) та послаблюючих шпурів ($l_{un,n}=k_n h$), м; $n_{un,z}$, $n_{un,n}$ – кількість шпурів, відповідно, під встановлення гідроклинів та послаблюючих шпурів; k_n – коефіцієнт нерівномірності буріння ($k_n=0,9$); r_n – крок буріння послаблюючих шпурів, м; k_n – коефіцієнт зменшення довжини послаблюючих шпурів ($k_n=0\text{--}1$).

Підставивши вирази (13), (14) у (12), враховуючи, що відокремлення виконується у вертикальній площині відколу гранітних блоків довжиною a і висотою h при $l_{un,z}=h$ і $l_{un,n}=h/3$, отримуємо наступну залежність

$$S_o = k_a \cdot \left(1 + \frac{P \cdot (3r_n + r_2 - 4r_2 r_n) \cdot k_n \cdot d_{un}}{3\sigma_p \cdot r_2^2 \cdot r_n} \right) \quad (15)$$

Як видно з виразу (15), питома площа відколу при бурогідроклиновому способі не залежить від висоти уступу h .

Технологічний коефіцієнт втрат при бурогідроклиновому способі відокремлення гранітних блоків $k_{m,b}$ визначають за наступною формулою

$$k_{m,b} = \frac{\pi d_{un}^2 z}{4abh}. \quad (16)$$

Вищенаведені формули (10), (11) і (16) коефіцієнтів технологічних втрат дозволяють визначити коефіцієнт виймання блоків (4) і продуктивність комплексу обладнання для підготовки блоків до виймання (8).

Головною технологічною задачею на кар'єрах блочного каменю є визначення оптимальної висоти уступу (H_y). В якості критеріїв оптимізації пропонується прий-

няти: 1) мінімум питомих економічних затрат (C_s) на відокремлення моноліту від масиву; 2) мінімум технологічних втрат блочної продукції ($K_{бл}$) з отриманням максимального коефіцієнта виходу блоків ($K_{бл}$).

Перший критерій розглянемо на основі виразу, запропонованого проф. Першиним Г.Д. [6]

$$C_s = \frac{C_s S_n}{K_{бл}} \rightarrow \min, \quad \frac{\partial C_s}{\partial H_y} = 0, \quad (17)$$

де C_s – питомі затрати на різання каменю, грн/м²; S_n – питома площа оголення моноліту (блоку) в масиві, м¹; $K_{бл}$ – коефіцієнт виходу товарних блоків з об'єму моноліту.

Питомі затрати на різання каменю складають

$$C_s = \frac{C_n}{H_y} + C_r H_y, \quad (18)$$

де $C_n = \frac{C_0}{k_{в.ч} V_n}$; $C_r = k_b k_n \sigma_n (C_{ел} A_{нум} + C_i R_{нум} \gamma_a)$,

а $C_0, C_{ел}, C_i$ – вартість роботи алмазно-канатної машини (грн/год), електроенергії (грн/кВт·год), алмазів в інструменті (грн/карат); $k_{в.ч}$ – коефіцієнт використання обладнання в часі; V_n – швидкість робочої подачі інструмента; $A_{нум}$ – питома робота розпилювання, Дж/м²; $R_{нум}$ – питома витрата алмазного інструмента; γ_a – вміст алмазів в одиниці об'єму інструмента, карат/м²; k_b – коефіцієнт, що залежить від міцнісних властивостей і конструктивних особливостей гнучкого ріжучого інструменту та абразивної зносостійкості ріжучих елементів; k_n – коефіцієнт перервності ріжучої поверхні інструменту (відношення довжини ріжучої поверхні до загальної довжини алмазно-канатного контуру); σ_n – нормальне контактне напруження між інструментом і породою, Н/м².

Коефіцієнт виходу блоків $K_{бл}$ у залежності від висоти уступу H_y при різній питомій тріщинуватості $U_{мп}$, яку пропонується визначати за допомогою цифрової фотограмметрії, розраховується за наступною формулою [6]

$$K_{бл} = k_{np} H_y^n, \quad (19)$$

де k_{np} – коефіцієнт пропорційності; n – показник блочності ($0,1 < n < 0,8$)

$$\frac{\partial C_s}{\partial H_y} = \frac{H_y^3 [C_r (B(1-n) + L(1-n))] - H_y^2 C_r B L n - H_y [C_n (B(1+n) + L(1+n))] - C_n B L (n+2)}{L B H^{n+3} k_{np}} = 0;$$

$$\frac{\partial C_s}{\partial L} = -\frac{C_r H_y^2 + C_n}{L^2 H^{n+1} k_{np}} = 0; \quad \frac{\partial C_s}{\partial B} = -\frac{C_r H_y^2 + C_n}{B^2 H^{n+1} k_{np}} = 0.$$

Залежності висоти уступу від показника блочності n , питомих затрат на різання каменю C_n, C_r та розмірів моноліту L, B наведені, відповідно, на рис. 6, 7, 8.

$$n = 0,35 \left(\frac{V_{бл}^2}{U_{мп}} \right)^{0,208}. \quad (20)$$

Як видно з виразу (20), показник n для заданої питомої тріщинуватості $U_{мп}$ окремої ділянки масиву визначається об'ємом товарного блока $V_{бл}$ відповідної категорії й характеризує блочність продукції.

Величина показника блочності n показує ступінь зміни коефіцієнта виходу товарних блоків $K_{бл}$ різних категорій у залежності від висоти видобувного уступу. На основі виразу (19) побудуємо залежності коефіцієнта виходу блоків від висоти уступу та об'єму блоків різних категорій для умов Наталіївського кар'єру гранодіориту при довжині моноліту 6,2 м і ширині 3 м, що наведені на рис. 5.

Як видно на рис. 4, $H_y = h n_3, L = a n_1, B = b n_2$, тоді вираз (6) питомої площі оголення моноліту (блоку) в масиві за умови $n_1 = n_2 = n_3 = 1$ матиме наступний вигляд

$$S_n = \frac{1}{H_y} + \frac{1}{L} + \frac{1}{B}. \quad (21)$$

Отже, підставивши вирази (18), (19) і (21) до (17), отримаємо

$$C_s = \frac{(C_n + C_r H_y^2) \cdot (L B + H_y B + H_y L)}{k_{np} H_y^{n+2} L B}. \quad (22)$$

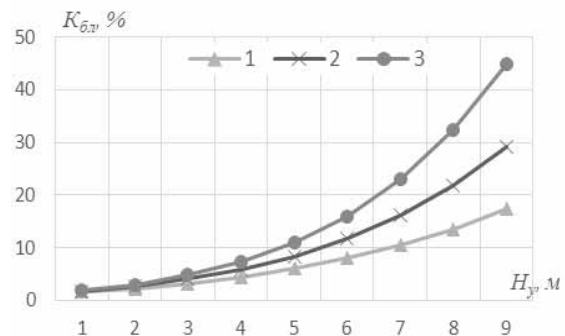


Рис. 5. Залежність коефіцієнта виходу блоків від висоти уступу й об'єму блоків: 1 – блоки об'ємом більше 5 м³; 2 – блоки об'ємом більше 3 м³; 3 – блоки об'ємом більше 1 м³

Продиференціюємо залежність (22) по H_y, L, B і отримаємо наступні рівняння визначення оптимальних значень висоти уступу, довжини й ширини моноліту

З рис. 6 встановлено, що для Наталіївського родовища, при видобуванні блоків гранодіориту II категорії об'ємом 3 м³ з показником блочності $n=0,47$, оптимальна висота уступу складає 2,45.

Рис. 8 дозволяє визначити оптимальну висоту уступу для конкретного родовища блочного каменю із вихідними значеннями питомої тріщинуватості масиву при відповідних розмірах монолітів. Наприклад, для гірничо-технічних умов Наталіївського родовища гранодіоритів, з питомою тріщинуватістю на одній з ділянок кар'єру $2,1\text{м}^2$, за вищенаведеною методикою раціональні розміри моноліту складають $L=6\text{м}$, $B=3\text{м}$, $H_y=3,4\text{м}$.

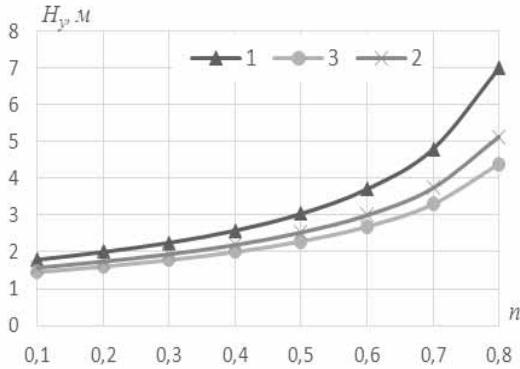


Рис. 6. Залежність оптимальної висоти уступу (H_y) від показника блочності n і об'єму блоків: 1 – блоки об'ємом більше 5м^3 ; 2 – блоки об'ємом більше 3м^3 ; 3 – блоки об'ємом більше 1м^3

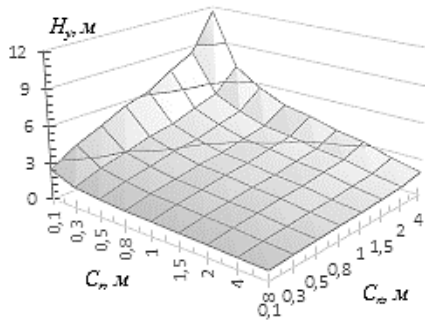


Рис. 7. Залежність оптимальної висоти уступу (H_y) від питомих затрат на різання каменю C_m , C_t при $n=0,47$

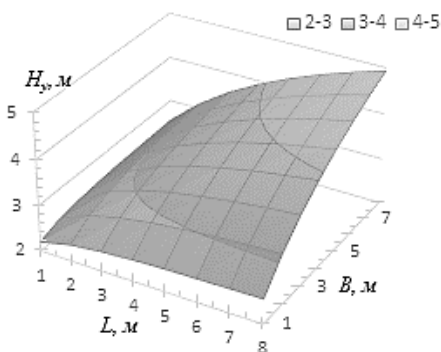


Рис. 8. Залежність оптимальної висоти уступу (H_y) від розмірів моноліту для блоків об'ємом більше 3м^3 при $n=0,47$

Висновки та перспективи подальшого розвитку. Для ефективного видобування блочної сировини й управління її якістю необхідно виконувати районування окремих ділянок кар'єру (технологічних зон) за розмірами природних окремоостей і виходом блоків на основі показників питомої тріщинуватості, значення яких отримане фотограмметричним методом. Маючи результати зйомки тріщин фотограмметричним методом, можна визначити раціональні геометричні параметри природних окремоостей масиву блочного каменю та, у залежності від потреб і ДСТУ, реально оцінити коефіцієнт виходу товарних блоків на окремих ділянках родовища й оперативно спланувати подальші гірничі роботи.

Вищенаведені дослідження дозволяють підвищити якість блоків і збільшити їх вихід з масиву за рахунок урахування втрат каменю й оптимальних розмірів моноліту, що дозволить отримати відповідний економічний ефект для каменевидобувного підприємства.

У подальшому планується розробка методики підбору комплексу обладнання для видобування блоків на основі даних оперативної зйомки масиву природного каменю з метою контролю якості блочної продукції й прогнозування втрат сировини на окремих видобувних ділянках кар'єру з різними параметрами тріщинуватості. Також планується розробити методику визначення оптимального напрямку фронту видобувних робіт на основі даних, отриманих за допомогою цифрової фотограмметрії.

Список літератури / References

1. Левицький В.Г. Управління якістю і паспортизація блочної продукції на кар'єрах декоративного каменю на основі наземної цифрової фототеодолітної зйомки / В.Г. Левицький // Вісник ЖДТУ: Технічні науки. – 2012. – № 3(62). – С. 126–136.
2. Levytsky, V.H. (2012), "Quality control and certification of block production on quarries of decorative stone on the basis of surface digital phototheodolitic survey", *Visnyk ZDTU, Engineering sciences*, no. 3(62), pp. 126–136.
3. Кратковський І.Л. Прогнозна оцінка родовищ інтрузивних порід, що перспективні для видобування блокового каменю / І.Л. Кратковський // Науковий вісник НГУ. – 2010. – № 5. – С. 16–23.
4. Kratkovsky, I.L. (2010), "Estimation of intrusive rock deposits prospective for the block of stone production", *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, no. 5, pp. 16–23.
5. Mosch, S., Nikolayev, D., Ewiak, O. and Siegesmund, S. (2011), "Optimized extraction of dimension stone blocks", *Environ Earth Sci*, no. 63, pp. 1911–1924.
6. Бакка М.Т. Можливості зменшення втрат граніту при видобуванні блоків термічним способом / М.Т. Бакка, О.О. Кісель // Вісник Криворізького технічного університету. – 2005. – Вип. 9. – С. 14–16.
7. Bakka, M.T. and Kisiel, O.O. (2005), "Opportunities to reduce losses during extraction of granite blocks by thermal method", *Bulletin of the Krivoy Rog Technical University*, no. 9, pp. 14–16.

5. Сахно І.Г. Дослідження механізму направленої руйнування гірських порід невибуховими руйнівними сумішами / І.Г. Сахно // Науковий вісник НГУ. – 2013. – № 6. – С. 28–31.

Sakhno, I.H. (2013), "Investigation of the mechanism of directed non-explosive rock breaking destructive mixtures", *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, no. 6, pp. 28–31.

6. Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья / Г.Д. Першин, Г.А. Караулов, Н.Г. Караулов, А.Г. Караулов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2007. – № 1. – С. 31–35.

Pershin, G.D., Karaulov, G.A., Karaulov, N.G. and Karaulov, A.G. (2007), "Substantiation of ways of complex use of raw marble", *Vestnik MGTU named by G.I. Nosov*, no. 1, pp. 31–35.

Цель. Разработка методики управления качеством блоков декоративного природного камня на основе использования цифровой фотограмметрии

Методика. Определение геометрических и качественных характеристик блочной продукции карьеров декоративного камня на основе методов цифровой обработки изображений, фотограмметрической съемки, современных цифровых средств и программного обеспечения с учетом удельной трещиноватости и размеров монолитов.

Результаты. Обоснованы параметры наземной цифровой фотограмметрической съемки карьеров декоративного камня цифровыми неметрическими камерами. Исследовано влияние технологии добычных работ блочных карьеров на качество товарных блоков и технологические потери. Разработаны методики управления качеством блоков и подбора оптимальных технологических параметров разработки месторождений блочного декоративного камня.

Научная новизна. Установлены аналитические зависимости для определения оптимальных параметров цифровой фотограмметрической съемки трещин. Разработана методика расчета производительности технологических комплексов для отдельных добычных участков карьера и технологических потерь при их использовании. Разработана методика определения оптимальной высоты уступа и рациональных размеров монолитов при условии обеспечения минимальных технологических потерь блочного сырья.

Практическая значимость. Применение разработанной методики управления качеством блоков на основе цифровой фотограмметрии и подбора продуктивного комплекса оборудования для отдельных техно-

логических зон карьера с соответствующими показателями удельной трещиноватости и рациональными размерами монолитов обеспечит эффективность добычи полезного ископаемого в определенные календарным планом сроки с получением максимального экономического эффекта.

Ключевые слова: *товарный блок, управление качеством, трещиноватость, наземная цифровая съемка*

Purpose. Development of methodology for quality control of natural stone decorative blocks through the use of digital photogrammetry.

Methodology. Determination of geometrical and qualitative characteristics of block production of decorative stone quarries based on methods of digital image processing, photogrammetric survey modern digital means and software, taking into account the specific jointing and sizes of monoliths.

Findings. We have substantiated the parameters of terrestrial digital photogrammetric shooting of decorative stone quarries by non-metric digital cameras. The influence of the production technology applied in block quarries on the quality of trade blocks and technical losses has been investigated. The methods of quality control and selection of optimal process parameters for block decorative stone production have been developed.

Originality. The analytical dependence for the determination of optimal parameters of digital photogrammetric shooting of cracks has been established. The method of calculation of the technology systems performance for separate production units of the quarry and technical losses of their use has been developed. The method of determining the optimal height of the ledge and rational dimensions of monoliths assuring minimum process losses of raw block has been worked out.

Practical value. Application of the developed methods of stone blocks quality control based on digital photogrammetry and selection of productive complex of technological equipment for specific production units of the quarry taking into account specific fracturing and rational monoliths dimensions may ensure production efficiency, and allow obtaining of maximum economic benefits according to schedule.

Keywords: *trade block, quality control, jointing, surface digital survey*

Рекомендовано до публікації докт. техн. наук В.О. Назаренком. Дата надходження рукопису 01.12.13.